IMCET 2025

Türkiye 29.Uluslararası Madencilik Kongresi ve Sergisi

29th International Mining Congress and Exhibition of Türkiye

BİLDİRİLER KİTABI
PROCEEDINGS



Editörler/ Editors

Prof. Dr. İlkay Bengü CAN
Prof. Dr. Okay ALTUN
Doç. Dr. Savaş ÖZÜN
Doç. Dr. Cihan DOĞRUÖZ
Doç. Dr. Deniz ALTUN
Dr. Öğr. Üyesi Emre YILMAZKAYA
Dr. Mehtap GÜLSÜN KILIÇ
Dr. Bülent TOKA
Dr. Mehmet KARADENİZ
Sena Naz GÖKDEMİR

11-14 Kasım 2025 /Antalya

Published by
Baskı
TMMOB Maden Mühendisleri Odası
Yüksel Caddesi No: 40 Çankaya-Ankara
November-2025
Phone/Tel: +90 312 425 10 80
Fax/Faks: +90 312 417 52 90

www.maden.org.tr – www.imcet.org.tr
maden@maden.org.tr - imcet@maden.org.tr

All rights reserved©2025

ISBN: 978-605-01-1704-2

UCTEA Chamber of Mining Engineers

TMMOB Maden Mühendisleri Odası

Proceedings of the 29th International Mining Congress and Exhibition of Türkiye

Türkiye 29. Uluslararası Madencilik Kongresi ve Sergisi Bildiriler Kitabı

Editörler

Prof. Dr. İlkay Bengü CAN
Hacettepe Üniversitesi, Ankara, Türkiye

Prof. Dr. Okay ALTUN
Hacettepe Üniversitesi, Ankara, Türkiye

Doç. Dr. Savaş ÖZÜN
Süleyman Demirel Üniversitesi, Isparta, Türkiye

Doç. Dr. Cihan DOĞRUÖZ
Çankırı Karatekin Üniversitesi, Çankırı, Türkiye

Doç. Dr. Deniz ALTUN
TMMOB Maden Mühendisleri Odası, Ankara, Türkiye

Dr. Öğr. Üyesi Emre YILMAZKAYA
Hacettepe Üniversitesi, Ankara, Türkiye

Dr. Mehtap GÜLSÜN KILIÇ
TMMOB Maden Mühendisleri Odası, Ankara, Türkiye

Dr. Bülent TOKA
TMMOB Maden Mühendisleri Odası, Ankara, Türkiye

Dr. Mehmet KARADENİZ
TMMOB Maden Mühendisleri Odası, Ankara, Türkiye

Sena Naz GÖKDEMİR, Yüksek Mühendis
TMMOB Maden Mühendisleri Odası, Ankara, Türkiye

Editors

Prof. Dr. İlkay Bengü CAN
Hacettepe University, Ankara, Türkiye

Prof. Dr. Okay ALTUN
Hacettepe University, Ankara, Türkiye

Assoc. Prof. Dr. Savaş ÖZÜN
Süleyman Demirel University, Isparta, Türkiye

Assoc. Prof. Dr. Cihan DOĞRUÖZ
Çankırı Karatekin University, Çankırı, Türkiye

Assoc. Prof. Dr. Deniz ALTUN
UCTEA Chamber of Mining Engineers, Ankara, Türkiye

Asst. Prof. Dr. Emre YILMAZKAYA
Hacettepe University, Ankara, Türkiye

Mehtap GÜLSÜN KILIÇ, PhD
UCTEA Chamber of Mining Engineers, Ankara, Türkiye

Bülent TOKA, PhD
UCTEA Chamber of Mining Engineers, Ankara, Türkiye

Mehmet KARADENİZ, PhD
UCTEA Chamber of Mining Engineers, Ankara, Türkiye

Sena Naz GÖKDEMİR, MSc
UCTEA Chamber of Mining Engineers, Ankara, Türkiye

EXECUTIVE COMMITTEE OF THE CONGRESS
YÜRÜTME KURULU

Chair / *Başkan*	Dr. Nejat TAMZOK
Vice chairwoman / *İkinci başkan*	Prof. Dr. İlkay Bengü CAN
Vice chairwoman / *İkinci başkan*	Dr. Mehtap Gülsün KILIÇ
Secretary / *Sekreter*	M. Erşat AKYAZILI
Treasurer / *Sayman*	Mehmet ZAMAN
Members / *Üyeler*	Prof. Dr. Okay ALTUN
	Doç. Dr. Deniz ALTUN
	Selim ALTUN
	Nadir AVŞAROĞLU
	Doç. Dr. Cihan DOĞRUÖZ
	Sena Naz GÖKDEMİR
	Dr. Mehmet KARADENİZ
	Pelin KERTMEN
	Gülcan KOÇ
	Fatih ÖZKAN
	Doç. Dr. Savaş ÖZÜN
	Dr. Bülent TOKA
	Muharrem TORALIOĞLU
	Dr. Öğr. Üyesi Emre YILMAZKAYA
Öğrenci üyeler/*Student members*	Rahime AYKAÇ
	Neslihan Gül YILDIZ

BOARD MEMBERS OF UCTEA CHAMBER OF MINING ENGINEERS
MADEN MÜHENDİSLERİ ODASI YÖNETİM KURULU

President / *Başkan*	Ayhan YÜKSEL
Vice president / *İkinci başkan*	Bülent TOKA
Secretary / *Sekreter*	Veyis SIR
Treasurer / *Sayman*	Mehmet ZAMAN
Members / *Üyeler*	Pelin KERTMEN ÖZER
	Alper ENTOK
	Fatih TÜTÜNCÜ

REVIEWER / HAKEMLER

Dr. Ömür Acaroğlu Ergün
Dr. Ata Utku Akçıl
Dr. Ufuk Gökhan Akkaya
Dr. Özgür Akkoyun
Dr. C. Okay Aksoy
Dr. Mehmet Aksoy
Dr. İbrahim Alp
Dr. Okay Altun
Dr. Deniz Altun
Dr. Ali Ekrem Arıtan
Dr. Fatma Arslan
Dr. Firat Atalay
Dr. M. Ümit Atalay
Dr. Deniz Aydın
Dr. Gökhan Aydın
Dr. Kerim Aydıner
Dr. Hüseyin Baştürkçü
Dr. Mikail Başyiğit
Dr. Fatih Bayram
Dr. İsmail Bentli
Dr. Feridun Boylu
Dr. Volkan Bozkurt
Dr. Gülay Bulut
Dr. Fırat Burat
Dr. N. Metin Can
Dr. İlkay Bengü Can
Dr. Kemal Cengiz
Dr. Sümeyra Cevheroğlu Çıra
Dr. Halim Cevizci
Dr. Erhan Çetin
Dr. Mustafa Çınar
Dr. Mustafa Çırak
Dr. Ramazan Çomaklı
Dr. Mahmut Suat Delibalta
Dr. Ahmet Hamdi Deliormanlı
Dr. Uğur Demir
Dr. Cihan Doğruöz
Dr. İrfan Celal Engin
Dr. Murat Erdemoğlu
Dr. Hasan Ergin
Dr. Mustafa Erkayaoğlu
Dr. Adem Ersoy
Dr. Abdullah Fişne
Dr. Ömürden Genç
Dr. Melih Geniş
Dr. Onur Gölbaşı
Dr. Ergin Gülcan
Dr. Taki Güler
Dr. Mehtap Gülsün Kılıç
Dr. Onur Güven
Dr. Türker Hüdaverdi
Dr. Halil İpek
Dr. Damla İzerdem
Dr. Muhammet Mustafa Kahraman
Dr. Esma Kahraman
Dr. Sair Kahraman
Dr. Mustafa Kahraman
Dr. Ülkü Kalaycı Şahinoğlu
Dr. Kutay Emre Karadeniz
Dr. Mehmet Karadeniz
Dr. Cengiz Karagüzel
Dr. İzzet Karakurt
Dr. Kadir Karaman
Dr. Celal Karpuz
Dr. Muammer Kaya
Dr. Ayhan Kesimal
Dr. Ahmet Mahmut Kılıç
Dr. Süleyman Yasin Kıllıoğlu
Dr. Gürcan Konak
Dr. Adnan Konuk
Dr. Mete Kun
Dr. Ece Kundak
Dr. Kerim Küçük
Dr. Gökhan Külekçi
Dr. Olumide Ogunmodimu
Dr. Semih Oluklu
Dr. Turgay Onargan
Dr. Eren Caner Orhan
Dr. Mustafa Önder
Dr. Seyhan Önder
Dr. Özer Ören
Dr. Ahmet Özarslan
Dr. Özgür Özcan
Dr. Yılmaz Özçelik
Dr. Orhan Özdemir
Dr. Mehmet Özdemir
Dr. Mehmet Volkan Özdoğan
Dr. Mustafa Özer
Dr. Ümit Özer
Dr. M. Kemal Özfırat
Dr. Savaş Özün
Dr. Çağatay Pamukçu
Dr. Aslı Sarı
Dr. Musa Sarıkaya
Dr. Hikmet Sis
Dr. Hilal Soydan Ulubay
Dr. Oktay Şahbaz
Dr. Deniz Şanlıyüksel Yücel
Dr. Nejat Tamzok
Dr. A. Erhan Tercan
Dr. Bülent Toka
Dr. Tuğba Deniz Tombal Kara
Dr. N. Alper Toprak
Dr. Nazlı Tunar Özcan
Dr. Gökhan Turan
Dr. Ali Uçar
Dr. Yakup Umucu
Dr. G. Gülsev Uyar Aksoy
Dr. Elif Uzun Kart
Dr. Ayşe Üçyıldız
Dr. Bahtiyar Ünver
Dr. Ogün Ozan Varol
Dr. Tarun Verma
Dr. Ahmet Güneş Yardımcı
Dr. Mahmut Yavuz
Dr. Ersin Yener Yazıcı
Dr. Emre Yılmazkaya


IMCET 2025

FOREWORD / ÖNSÖZ

TMMOB Maden Mühendisleri Odası tarafından 11-14 Kasım 2025 tarihlerinde Antalya'da gerçekleştirilmiş olan Türkiye 29. Uluslararası Madencilik Kongresi ve Sergisi (IMCET 2025)'nde sunulan bilimsel çalışmaları bir Bildiriler Kitabı halinde ülkemize kazandırmış olmaktan büyük mutluluk ve onur duyuyoruz.

Gerek bilimsel ve teknik niteliği gerekse yüksek katılım düzeyi ile sadece ülkemizin değil, dünya madencilik sektörünün de önemli etkinliklerinden biri olan kongrede; bilim insanları, araştırmacılar ve sektör temsilcileri, madencilik endüstrisine ilişkin bilimsel çalışmalarını dört gün boyunca hem ülkemizden hem de dünyadan değerli katılımcılarla paylaşmışlardır.

Etkinlikte, bilimsel/akademik bildiri sunumlarının yanı sıra çağrılı konuşmalar, çalıştaylar ve 100'e yakın firmanın katıldığı bir madencilik sergisi de gerçekleştirilmiş, sektördeki son teknoloji ile ürün ve hizmetler sergilenmiştir.

Kongrenin "Teknoloji ve Yenileşim" olarak belirlenen ana temasına uygun olarak, madenciliğin güncel sorunlarının yanında yapay zekâ, robotlar, otonom maden makinaları, kısacası madenciliğin geleceği de ele alınmıştır. Diğer taraftan, 56 yıldır olduğu gibi, bu platformda madencilik sektörünün sorunları açık yüreklilikle tartışılmış ve çözüm yolları aranmıştır.

Etkinlik, yurt içi ve yurt dışı madencilik çevrelerinden çok büyük ilgi görmüş ve 50'ye yakın ülkeden yaklaşık 1500 delege ile toplanmıştır. Kongre süresince, konusunda uzman bilim insanlarının süzgecinden geçerek yayımlanmaya değer bulunan 150'ye yakın bilimsel bildirinin yanı sıra, çok sayıda çağrılı sunum, Odamızın uzmanlık komisyonlarının hazırladığı 9 adet bildiri ve 10 civarında özel firma sunumu yer almıştır.

Önemli bir bölümü yurt dışından gönderilen bilimsel bildirilerde, çok sayıda üniversite ve araştırma kurumundan 300'den fazla yazarın imzası bulunmaktadır. Bu kitapta yer alan bildirilerin, tüm dünyadan bilim insanlarına ve sektör temsilcilerine değerli bir referans sağlayacağına ve madencilik bilimine önemli bir katkı olacağına inancımız tamdır.

Bu vesileyle, değerli çalışma ve araştırmalarını paylaşarak sektöre ciddi katkılar sağlayan tüm yazarlara en içten şükranlarımızı sunarız.

Etkinliğin gerçekleşmesine ve bu kitabın ortaya çıkmasına katkıda bulunan tüm katılımcılara ve IMCET 2025'in başarılı olması için iki yıl boyunca özveriyle çalışan tüm Yürütme Kurulu üyelerine teşekkür ederiz.

Son olarak, bu eseri derlememize yardımcı olmak için değerli zamanlarını esirgemeyen hakemlerimize de şükranlarımızı ifade etmek isteriz.

Saygılarımızla,



Dr. Nejat Tamzok

Chairman of the Congress Executive Board



Ayhan Yüksel

President of the Board of the Chamber of Mining Engineers of TMMOB

FOREWORD / ÖNSÖZ

We are greatly pleased and honored to present the scientific studies submitted at the 29th International Mining Congress and Exhibition of Türkiye (IMCET 2025), which was organized by the Chamber of Mining Engineers of Türkiye in Antalya between November 11-14, 2025, as a Proceedings Book for the benefit of our country.

At this congress, which is one of the most important events not only in our country but also for the global mining industry, due to both its scientific and technical quality and its high level of participation, scientists, researchers, and sector representatives shared their scientific studies concerning the mining industry with esteemed participants from both Turkey and the world over four days.

In addition to scientific/academic paper presentations, the event also featured invited talks, workshops, and a mining exhibition attended by nearly 100 companies, where the latest technology, products, and services in the sector were exhibited.

In line with the main theme of the Congress, designated as "Technology and Innovation", not only current problems in mining but also the future of mining—including artificial intelligence, robots, and autonomous mining machinery—were addressed. Furthermore, as has been the case for 56 years, the problems of the mining sector were candidly discussed and solutions were sought on this platform.

The event garnered considerable interest from national and international mining communities and was held with approximately 1500 delegates from nearly 50 countries. During the congress, close to 150 scientific papers were deemed worthy of publication after passing through the scrutiny of expert scientists, along with numerous invited presentations, 9 papers prepared by the Chamber's expert commissions, and about 10 special company presentations.

These scientific papers, a significant portion of which were submitted from abroad, bear the signatures of more than 300 authors from numerous universities and research institutions. We are confident that the papers included in this book will provide a valuable reference for scientists and sector representatives worldwide and make a significant contribution to mining industry science.

On this occasion, we extend our most sincere gratitude to all authors who made serious contributions to the sector by sharing their valuable work and research.

We thank all participants who contributed to the realization of the event and the emergence of this book, as well as all members of the Executive Board who worked diligently for two years to ensure the success of IMCET 2025.

Finally, we would also like to express our gratitude to our referees who devoted their valuable time to help us compile this work.

Sincerely,



Dr. Nejat Tamzok

Chairman of the Congress Executive Board



Ayhan Yüksel

President of the Board of the Chamber of Mining Engineers of TMMOB

İÇERİK / CONTENT

KAYA MEKANİĞİ VE KAYA MÜHENDİSLİĞİ UYGULAMALARI / ROCK MECHANICS AND ROCK ENGINEERING APPLICATIONS

Rock Mass Properties and TBM Performance in the Central Gneiss Unit of the Brenner Base Exploratory Tunnel (Italy)
D. Aydın, F. Tinti, D. Boldini 22

Zayıf Kaya Kütlelerinde Kaya Kütlesi Sınıflandırma Sistemleri Kullanılarak Halat Bulon Uzunluğunun ve Performansının Değerlendirilmesi
Assessment of Cable Bolt Length and Performance in Weak Rock Masses Using Rock Mass Classification Systems
H. Duru, C. Tuz 31

Investigation of a Rockburst Event in a Deep Underground Hard Rock Mine in Türkiye
A. Emekli, A. G. Yardımcı 40

Açık Ocak Şev Stabilitesinin Aşamalı Değerlendirilmesi: Basitleştirilmiş Varsayımlardan Gerçekçi Modellerin Kullanımına
Stepwise Evaluation of Open-Pit Slope Stability: From Simplified Assumptions to Realistic Modelling
O. Savaş, C. O. Aksoy, G. G. U. Aksoy 48

Growth Strategy to Promote Vertical Caving After Hang-Up Conditions in Macrobloc S02–S03 at Chuquicamata Underground Mine
F. Armijo, C. Córdova, G. Barindelli, P. Vásquez 60

Restart Strategy for Macroblocs N02-N03 in Chuquicamata Underground Mine Based on Damage Condition and Numerical Modeling
F. Armijo, G. Barindelli, P. Vásquez, C. Córdova 65

Madencilikte Jeoteknik İzleme Sistemlerinin Önemi
The Importance of Geotechnical Monitoring Systems in Mining
E. Özkan, D. Ünver 69

Potential Impacts of Freeze–Thaw Cycles on The Stability of Rockfill Dams
A. C. Köseömür, A. G. Yardımcı 77

İzmir Kınık Bölgesindeki Bulunan Açık Ocak Pasa Sahası Stabilitesinin Değerlendirilmesi
Evaluation of The Stability of an Open-Pit Waste Dump in The Kınık Region, Izmir
A. Ö. Kahraman, A. H. Deliormanlı 85

KIRMA, ÖĞÜTME VE SINIFLANDIRMA / CRUSHING, COMMINUTION AND CLASSIFICATION

Comparison of Different Selection Functions in Population Balance Modeling for Batch Grinding
D. Çağlayan, Z. Demirtaş, E. T. Tuzcu 95

Analysis of Dead Zone in Tumbling Mills
S. H. Zehra, Z. Demirtaş, N. Govender, E. T. Tuzcu 103

The Ro-Star–Major Advancements in Grinding Chamber Design to Reduce Energy Consumption
E. Güngör, M. Battersby, R. Imhof, S. Flatman, M. Gerke, Z. Temeltaş 111

Silindir Eleklerde Malzeme Akış Davranışının Ayrık Elemanlar Yöntemi ile İncelenmesi
Investigating Material Flow Behavior in Roller Screens Using Discrete Element Analysis
V. Alekperov, Z. Bayın, E. C. Çelik, E. Savaş, T. Karaçay 117

Influence of Ore Properties on Crushing Performance
N. A. Toprak, O. Altun, D. Altun, V. Tipici, E. Savaş, Z. Dağtarla 125

Prediction of Industrial Ball Mill Media Wear via Laboratory-Scale Testing
E. S. Zencirci, G. Sönmez, K. I. Gürsöy, E. Küçüköner 133

Assessing The Impact of Geological Structural Control of an Iron Ore on Crushing Circuit Performance via Simulation
V. F. Moutinho, R. A. Prates, A. Frade, R. M. Carvalho, L. M. Tavares 139

DELME VE PATLATMA / DRILLING AND BLASTING

Ankara Büyükşehir Belediyesi Yenimahalle Karacakaya Hammadde Sahasının Delme-Patlatma Çalışmalarının Bilgisayar Programı Yardımıyla Değerlendirilmesi ve Tasarlanması
Evaluation and Design of Drilling-Blasting Works of Ankara Metropolitan Municipality Yenimahalle Karacakaya Raw Material Field with the Help of Computer Program
K. B. Çakır, H. Güneş, M. Doğaner, H. E. Aykaç 148

Açık Ocak Patlatmalarında Çift Yemleme Uygulamasının İnfilak Hızı ve Tane Boyutuna Etkisi
The Effect of Double Priming Application on Velocity of Detonation and Particle Size in Open-Pit Blasting
M. H. Çelik, E. Yılmazkaya 158

A Simulation Model to Evaluate Blasthole Drilling Key Performance Metrics
K. Kaya, O. Gölbaşı 166

Bir Açık Ocak Maden İşletmesinde Düzgün Yüzey Elde Etmek için Yapılan TRIM Patlatma Uygulaması
A TRIM Blast Application in an Open Cut Mine for Wall Control
Ü. Kılıç, M. Derya, V. Alabaş, B. Bayus 174

Drilling And Blasting Techniques Utilized at Deep Underground Metalliferous Mines
İ. Ö. Özen 185

Polimetal Gediktepe Maden İşletmesi Üretim Patlatmalarının Nihai Şev Yüzeyine Etkisinin PPV Tabanlı Kaya Kütlesi Hasar Modeli ile İrdelenmesi ve Alternatif Uygulama Sonuçlarının Karşılaştırılması
Investigation of the Effect of Polimetal Gediktepe Mine Production Blasting on the Final Slope Surface with PPV Based Rock Mass Damage Model and Comparison with Alternative Application Results
Ö. G. İlik, S. Arslan, K. Varol 195

A History of Blast Movement and Grade Control Optimisation
W. Hunt, D. La Rosa, B. Diallo, J. Alford, Ö. G. İlik, S. Esen, D. Ünver, E. Özkan 203

Bulk-Emülsiyon Kullanılarak Bir Yeraltı Maden İşletmesinin Galeri Atımlarının İyileştirilmesi
Improvement of an Underground Mining Operation's Gallery Shots Using Bulk-Emulsion
S. Oran Altan, H. Bereket 213

Malatya Bulvar Bostanbaşı Evleri'nin Patlayıcı Madde Kullanılarak Kontrollü Yıkımı ve İş Sağlığı ve Güvenliği Önlemleri
Demolition of Malatya Bulvar Bostanbaşı Houses Using Explosives and Occupational Health and Safety Measures
E. Kahraman, E. Özdemir, U. Sınıkçı 223

Underground Blasting Optimization in Terms of Advance and Fragmentation with Electronic Initiation System
R. Varol 234

Numerical Modelling of Blasthole Detonation in Surface Mining Using Finite Element Method
A. F. Çalıkoğlu, M. Erkayaoğlu 247

Patlatma Kaynaklı Titreşim ve Parçalanma Üzerine Elektronik ve Nonel Sistemlerin Etkisi
The Effect of Electronic and Nonel Systems on Blast-Induced Vibration and Fragmentation
K. Dinçer, O. Savaş, T. Edis, E. Elmacı, C. O. Aksoy, G .G. U. Aksoy 255

Karotlu ve Ters Sirkülasyon Sondaj Yöntemiyle Elde Edilen Verilerin Karşılaştırılması, Hanönü Volkanojenik Masif Sülfit Cevherleşmesi Örneği
Comparison of Core and Reverse Circulation Drilling Data, The Case of Hanönü Volcanogenic Massive Sulphide Mineralization
R. Kuşoğlu, C. Tunoğlu 265

Bir Kalker Ocağında Delik Çapının Değişimi ile Özgül Sarj ve Tane Boyut Değişiminin İncelenmesi
Study of Specific Charge and Grain Size Changes with the Variation of Hole Diameter in a Limestone Quarry
C. B. Zaif, A. Çapan, C. Üzel, A. Mumyakmaz 276

FLOTASYON / *FLOTATION*

Sülfürlü Kurşun – Çinko Cevheri Üzerinde Yapılan Selektif Flotasyon Çalışmaları
Selective Flotation Studies on Sulfide Lead – Zinc Ore
S. N. Duran, E. Ş. Ün, E. Samet, B. Köse, A. Buhur, E. Ulu 285

Flotasyon Tesisi Atıklarından Platin Grubu Metallerin Geri Kazanılması Üzerine Yapılan Çalışmalar
Studies on Recovery of Platinum Group Metals from Flotation Plant Tailings
E. Ş. Ün, S .N. Duran, E. Samet, B. Köse, A. Buhur, E. Ulu 296

Flotasyonda Kabarcıkların Yapay Zeka Teknikleriyle Akıllı Görüntülenmesi ve Analizi
Intelligent Imaging and Analysis of Bubbles in Flotation Using Artificial Intelligence Techniques
H. Çınar, A. Harzanak 304

Eti Bakir A.Ş. Siirt Konsantratör Tesisi Proses İyileştirme ve Geliştirme Çalışmaları
Eti Bakir CO Siirt Concentrator Plant Process Improvement and Development Studies
A. Köle, İ. Göktaş, A. Yakar, Y. K. Yalçın, O. Parmaksız, Y. Şen 314

YERÇEKİMİ ZENGİNLEŞTİRMESİ / *GRAVITY CONCENTRATION*

Düşük Tenörlü Kurşun-Çinko Cevherinden Ağır Ortam Devresi ile Ön Konsantre Üretimi
Production of Pre-Concentrate from Low-Grade Lead-Zinc Ore Using Dense Media Separation Circuit
N. Başarısoy, K. Ozan, S. Çetin, T. Başkan, S. Sevgen, A. Binici, N. Ekim, E. C. Orhan 325

Evaluation of Separation Performance of a Three-Product Dense Medium Cyclone Using Density Tracers: A Case Study of The Coal Washing Plant
U. Çay, A. Harzanak, B. Töngür, B. Aksanı 333

Evaluation of Heavy Medium Separation Possibilities in Balya Lead-Zinc Flotation Plant
E. S. Zencirci, S. B. Yazıcı, G. Sönmez, E. Küçüköner 342

Batı Afrika Altın Cevherlerinde Gravite ile Geri Kazanılabilir Altın (GRG) ve Siyanürleme Performansının Karşılaştırmalı İncelemesi
A Comparative Study on Gravity Recoverable Gold (GRG) and Cyanidation Performance in West African Gold Ores
P. K. Ayman, N. A. Aydoğan, M. Kademli, H. Dündar, İ.C. Kavak 348

Pyrite (Au) Recovery from Lead-Zinc Tailings Using Gravity Concentration
G. Irgasheva, Z. Ağralı, S. Yalçın, H. Biçer, G. Kaya 357

KİMYASAL EKSTRAKSİYON VE HİDROMETALURJİ
CHEMICAL EXTRACTION AND HYDROMETALLURGY

Real-Time Monitoring and Control of Gold Processing Plants
N. Grigg, M. S. Ntombela, B. Wraith, A. H. Lewis-Gray 368

Derin Ötektik Çözelti Ortamında Çinko-Karbon Hurda Pil Atıklarından Çinkonun Çözünme Davranışının Araştırılması
Investigation of Dissolution Behavior of Zinc from Spent Zinc-Carbon Batteries in Deep Eutectic Solvent Media
E. Salih, T. Ateş, T. Ceylan, Z. H. Yazğan, S. Yıldız, E. Uzun Kart 381

Asit Maden Drenajı Potansiyelinin Belirlenmesinde Test ve Analizler: Balıkesir İvrindi Altın Cevherleşmesi Örneği
Tests and Analyses in Determination of Acid Mine Drainage Potential: Balıkesir İvrindi Gold Mineralization Example
E. Ata Ocak, T. Aktaş, G. M. Yurtoğlu 388

Yüksek Kalsiyum Oksit İçerikli Mardin Mazıdağı Kasrik Fosfat Cevherinin Zenginleştirilmesi
Beneficiation Studies of Mardin Mazıdagı Kasrik Phosphate Ore with High Calcium Oxide Content
A. Yakar, İ. Göktaş, M. Öztürk, Y. K. Yalçın, F. Özel, S. Kabaoğlu 398

Effect of Using Aachen Reactor in Pre Oxidation and Aachen Assisted Leaching (AAL) in Cyanide Leaching of Gold and Silver Ores on Metal Recovery
Altın ve Gümüş Cevherlerinin Siyanür Liçinde Ön Oksitlemede ve Aachen Yardımlı Liçinde (AAL) Aachen Reaktörünün Kullanilmasinin Metal Verimine Etkisi
D. Durunesil, O. A. Can, E. Samet, E. Ulu, B. Köse, E. Güngör, U. Ölgen, İ. K. Aslan 408

Effect of Zinc Powder Particle Size and Dosage on Cold Cementation of Cadmium and Nickel from an Industrial Electrolyte
A. M. Beygian, A. Shojaei, A. V. Motlagh, E. K. Alamdari 416

İzabe Tesisi Cürufundan Metalik Antimon Eldesi/Investigation of Metallic Antimony from a Smelter Plant Slag
M. Altıner, G. Sıgırcık, K. K. Soylu, A. I. I. Ibrahim, M. Aboelgamel, S. Top, S. Kursunoglu 423

Investigation of the Effect of Different Currents on Current Efficiency and Deposit Quality in Cobalt Electrowinning Process in Sulfate Medium
S. M. Hosseinabadi, A. M. Beygian, E. K. Alamdari 431

Simulation of Copper Ion and Impurity Behavior in Copper Electrorefining Cell
M. Zolfaghari, A. Alamdari 438

Mechanistic Investigation of Copper Solvent Extraction Via Online Analysis Lewis Cell: What Happens During the Reaction?
A. M. Beygian, E. K. Alamdari, H. Zerafat 446

MADENCİLİKTE ÜRETİM SÜREÇLERİ / *PRODUCTION PROCESSES IN MINING*

Bir Polimetalik Maden Yatağının Üretim Planlamasına Yönelik Jeoistatistiksel Modelleme
Geostatistical Modelling for Production Planning of a Polymetallic Deposit
A. Ersoy 456

Comparative Analysis of Fuel Energy Consumption in Truck-Shovel System of a Diamond Mine
J. Githiria, T. Tingini, K. Gina, P. Shivute 471

Doğaltaş İşletmelerinde Başabaş Noktasi Analiz Tekniği: Rekabetçi Maliyetli Üretim Kapasitesinin Belirlenmesi
Break-Even Point Analysis Technique in Natural Stone Quarries: Determination of Production Capacity with Cost Effective
T. Mallı, A. H. Deliormanlı 479

Yeraltı Altın Madeninde Kombine Ateşleme Sistemi Kullanımı ile Elde Edilen Sonuçların Değerlendirilmesi
Evaluation of the Results Obtained from the Use of a Combined Initiation System in an Underground Gold Mine
K. Toprakçı Özdal, F. Akgün 488

Development and Implementation of an Innovative Open Cut Mining Method
Yeni Bir Açık Ocak Madencilik Yöntemi Geliştirilmesi ve Gerçekleştirilmesi
M. Doktan, Y. S. İnci 498

Yeraltı Kömür Ocaklarında Kullanılmak Üzere Geliştirilen Yeni Nesil Yüzey Kaplayıcı Malzemenin Performans Değerlendirmesi ve Uygunluk Testleri
Performance Evaluation and Compliance Tests of a New Generation Surface Coating Material Developed for Use in Underground Coal Mines
C. Tuz, M. Bilen, E. C. İğdir, Ö. Yılmaz, S. Yılmaz, H. Duru, İ. Toroğlu, T. Çağlayan 506

The Consideration of Scraper Winch Stope Cleaning in Mine Design
S. M. Rupprecht 517

Elmas Telli Katraklarla Kesimi Yapılan Doğal Taşların Levha Kalınlığının Kesim Performansına Etkisi
Effect of Thickness of Natural Stone Slabs Cut with Multi-Wire Gang Saws on Cutting Performance
A. K. Özdoğan, M. K. Varol, S. Demirdağ 527

Kalorifik Değer ve Kendiliğinden Yanma Eğilimi Açısından Bazı Türk Kömürlerinin Kapsamlı Değerlendirmesi
A Comprehensive Evaluation of Some Turkish Coals in Terms of Calorific Value And Spontaneous Combustion Tendency
Y. Ramish, K. B. Var, K. C. Şahin, C. Aytekin, S. Yılmaz, M. Bilen, A. Çakır 536

CEVHER KARAKTERİZASYONU VE ZENGİNLEŞTİRME / ORE CHARACTERIZATION AND BENEFICIATION

Alüminyum İçeren Cüruf Üzerinde Yapılan Geri Kazanım Çalışmaları
Recovery Studies on Slag Containing Aluminum
O. A. Can, D. Durunesil, E. Samet, B. Köse, E. Ulu 546

Investigating Hematite Processing Via a Combined Circuit of Gravity, Magnetic Separation and Reverse Flotation
M. Zare, A. Dehghani, A. H. Baladastian, M. Saghaeian, V. Sheikhzadeh 552

Mermer Atıklarından Granat Kazanımı
Garnet Beneficiation from Marble Waste
İ. C. Kavak, N. A. Aydoğan, M. Kademli, H. Dündar, P. K. Ayman 560

Kömür Zenginleştirmede X-Işını Geçirimine Bağlı Ayırma Ekipmanı Uygulamalarının İncelenmesi
Investigation of The Implementation of X-Ray Transmission Sorting to Coal Processing
Ş. Yıldız, E. Gülcan, G. Aydın 569

Applying Geometallurgy Approach to SAB Circuit of a Gold Plant
Y. Çınar, B. Sarıoğlu, R. Ayhan, U. Yontar, O. Altun 580

Evaluating REY+SC Concentration and Mode of Occurrence in Coal, Roof and Floor Samples: A Case Study of Witbank Coalfield, South Africa
D. G. Modiba, N. J. Wagner 591

Karadikmen/Akdağmadeni/Yozgat, Polimetal Maden Yatağının Petrografik, Mineralojik ve Jeokimyasal İncelenmesi
Petrographic, Mineralogical, and Geochemical Investigation of the Karadikmen/Akdağmadeni/Yozgat Polymetallic Ore Deposit
S. Kaya, A. İlhan, S. Tarhan, T. K. Türeli, B. Köse, A. Buhur, E. Ulu 600

Evaluating the Removal of the Dry Cobbing Section in Hematite Iron Ore Processing at the Jalal Abad Concentrate Plant
M. M. Bahar, M. Zare, N. Esmaeili, M. Saghaeian, V. Sheikhzadeh 609

Enrichment Studies of Kazakhstan Cu-Zn Ore
S. Dogan, M. Sarikaya, H. Baştürkçü 618

İç Anadolu Bölgesi Yüksek Alan Şiddetli Manyetik Ayırma ile Parça Hematit Zenginleştirme Tesisi Tasarımı ve Uygulaması
Design and Implementation of a Lump Hematite Beneficiation Plant Using High Intensity Magnetic Separation in The Central Anatolia Region
T. F. Akyol, B. Nazarov 626

MADENCİLİKTE ATIK YÖNETİMİ VE GERİ DÖNÜŞÜM / WASTE MANAGEMENT AND RECYCLING IN MINING

Kömür Şlamının Termik Santral Yakıtı Olarak Kullanımının İncelenmesi
Investigation of the Use of Sludge Generated in Coal Washing Plants as Fuel for Thermal Power Plants
A. Bayram, U. Malayoğlu, Ş. Saim 639

Sustainable Valorization of Mineral Processing Tailings: A Circular Economy Practice
E. Gülcan, G. Aydın, Ş. Yıldız 648

Yeraltı Madenlerinde Oluşan Pasa Atıklarının Yeniden Kullanımına Yönelik Alternatif Bir Yaklaşım: Çimentolu Macun Dolgu (ÇMD)
An Alternative Approach to Reuse of Waste Rock Generated in Underground Mines: Cemented Paste Backfill (CPB)
O. Yüksel, H. Özden, C. Ağaç, Ö. Karaca 657

Numune Alma Planlarının Maden Atığı Karakterizasyonundaki Kritik Rolü: TS EN 14899 / CEN/TR 16365:2012
The Critical Role of Sampling Plans in Mine Waste Characterization: TS EN 14899/CEN/TR 16365:2012
İ. Bettemir, T. Aktaş, O. Yüksel 666

Kömür Maden Sahalarının Pasa Alanlarında Asit Maden Drenajı Karakterizasyonu: Kinetik Test Nem Hücresi Metodu
Acid Mining Drainage Characteristics in Waste Areas of Coal Mining Areas: Kinetic Test Moisture Cell Method
T. Aktaş, İ. Bettemir, H. Özden, O. Yüksel 677

Krom Cevher Zenginleştirme Atıklarında Asit Maden Drenajı ve Metal Salımlarının Değerlendirilmesi
Evaluation of Acid Mine Drainage and Metal Leaching in Chromium Ore Enrichment Wastes
H. Özden, İ. Bettemir, O. Yüksel, T. Aktaş 687

SUSUZLANDIRMA / *DEWATERING*

Case Study Showing Capex and Opex Reduction When Filtering Fine and Coarse Tailing Fractions Separately
J. Hahn, H. Kilic, T. Dobler 698

Pressure Filtration for Tailings Dry Stacking: Challenges and Solutions
F. Kaswalder 707

Dewatering Tailings for Dry Stacking: Rapid Water Recovery by Means of Centrifuges
R. Klug, N. Schwarz 717

KAYNAK KESTİRİMİ / *RESOURCE ESTIMATION*

Best Industry Practices and Resource Estimation at Safir Tuz Rock Salt Deposit, Kırıkkale-Çerikli, Türkiye
Safir Tuz Kırıkkale-Çerikli, Türkiye Kaya Tuzu Yatağında En iyi Endüstri Uygulamaları ve Kaynak Tahmini
H. A. Kahraman, M. Anderson, T. Özbek, M. Ukuş, S. M. Türkmen, N. Özpınar 727

Materiality in Respect to Reporting Mineral Resources and Mineral Reserves
S. M. Rupprecht 746

MADENCİLİKTE OPTİMİZASYON VE SİMÜLASYON UYGULAMALARI / *OPTIMIZATION AND SIMULATION APPLICATIONS IN MINING*

Scalable Optimisation for Complex Strategic Life of Mine Planning
J. Chung, D. Rahal, J. Richards, N. Woodbyrne 753

Improving Productivity of a South African Platinum Mine Using Theory of Constraints
T. Tingini, J. Githiria 762

A Fuzzy-Fault Tree and Simulation-Based Approach for Evaluating Uncertainties in Haul Road Quality
S. N. Topal, A. Elshahawy, O. Gölbaşı 770

Development of a Maintenance Policy Simulation Model for Mining Operations Using Multiple Failure Modes
Çoklu Arıza Modları Kullanılarak Madencilik Operasyonları için Bir Bakim Politikası Simülasyon Modelinin Geliştirilmesi
S. F. Şahiner, O. Gölbaşı 779

SÜRDÜRÜLEBİLİR MADENCİLİK UYGULAMALARI / *SUSTAINABLE MINING APPLICATIONS*

Sürdürülebilir Madencilik ve ISO 31000 Çerçevesinde Risk Yönetimi: Entegre Bir Yaklaşım
Integrated Approach to Sustainable Mining and Risk Management within the ISO 31000 Framework
M. S. Akdağ, A. G. Y Işıldar 787

Monitoring Abandoned Mines and Illegal Mining Activities in Limpopo Province Using Advanced Remote Sensing Techniques
D. Netshiavha, R. Masethe, T. Gcuda, B. Genc, B. Mutandwa 796

Küresel Enerji Dönüşümünün Metalik Maden Fiyatlarına ve Türkiye Madencilik Ekonomisine Etkileri
The Effects of the Global Energy Transformation on Metallic Minerals Prices and Türkiye's Mining Economy
A. C. Özdemir, S. Varak, B. Zerengök 808

Dünya ve Türkiye'de Terk Edilmiş Maden Sahalarının Doğaya Yeniden Kazandırılmasında Finansal Modeller ve Uygulamaları
Financial Models and Applications in the Rehabilitation of Abandoned Mine Sites in Turkey and Worldwide
E. Avcı, A. Yörükoğlu 815

Distinguishing Anthropogenic and Geogenic Sources of Soil Enrichment in Exploration Geology Using Various Methods
E. Pučko, G. Žibret 824

Türkiye'de Sürdürülebilir Madencilik-Atık Yönetimi için Neler Yapılmalı?
What Should Be Done for Sustainable Mining-Waste Management in Türkiye?
Y. S. İnci, Ü. Erdem, M. Doktan 832

MADENLERDE İŞ SAĞLIĞI VE GÜVENLİĞİ YÖNETİMİ / *OCCUPATIONAL HEALTH AND SAFETY MANAGEMENT IN MINES*

Madencilikte Mikrosismik İzleme ile Güvenlik ve Erken Uyarı Sisteminin Geliştirilmesi
Development of Safety and Early Warning System Through Microseismic Monitoring in Mining
G. G. U Aksoy, C. O. Aksoy, O. Savaş, B. Kaypak, B. Turhan, A. B. Aktaş, Y. Aydemir, T. Bilgiç 841

Silica Dust Control in South African Gold Mines: Evaluating System Inefficiencies and the Need for Automation
P. D Seroba, M. Mochubele 849

Field Safety in Mining Site: Development of Microseismic Analysis Software to Prevent Mining Accidents
B. Turhan Dalkılıç, B. Kaypak, T. Bilgiç, G. G. U. Aksoy, C. O. Aksoy, O. Savaş 858

Investigation of the Specific Absorption Rate (SAR) in the Human Head 4 Model for Underground Mining Stope Scenario
M. Ahsan Ashraf, M. Ahsan Mahboob, B. Genc, I. Atif 866

Yeraltı ve Açık Ocak Madenciliğinde İş Sağlığı ve Güvenliği Risklerinin Sınıflandırılması ve Bütüncül Yönetimi Classification and Integrated Management of Occupational Health and Safety Risks in Underground and Open Pit Mining
E. Günay 875

Yeraltı Maden İşletmelerinde Arama ve Kurtarma Faaliyetlerinin Değerlendirilmesi ve İyileştirme Önerileri Evaluation of Search and Rescue Activities in Underground Mining and Improvement Suggestions
R. Kocaman, S. Yılmaz, A. Çakırt, B. Kocaman 889

Türkiye'deki Maden Mühendisliği Bölümlerindeki İSG Derslerinin Analizi ve Öneriler: Akademisyen Görüşleri
Analysis of the OHS Courses Within Mining Engineering Departments in Türkiye and Recommendations: Opinions of Academicians
B. Erdem, G. Güler 897

Bir Seramik Karo Fabrikasında Bazı Ortam Ölçümlerinin İSG Açısından Değerlendirilmesi / Evaluation of Certain Environmental Measurements in Terms of Occupational Health and Safety in a Ceramic Tile Factory
A. Uçar, A. Genç 908

Audit of Safety and Health Systems at Room and Pillar Salt Mine: Findings, Challenges and Opportunities for Improvement
Oda Topuk Yöntemiyle Çalışılan Tuz Madeninde Güvenlik ve Sağlık Sistemlerinin Denetimi: Bulgular, Zorluklar ve İyileştirme Fırsatları
M. Zaka Emad 920

Redefining Safety Training for Africa to Prevent Accidents in Mining: The Strim Approach
Z. Hiçdurmaz, E. Zengin, C. Cardoso, O. Şahbaz 930

Examining Mine Safety Data Across the Globe: A Comparative Study of Availability, Reporting Practices, and the Potential of Advanced Analytics
M.I. Mabala, O. Pillay 937

Sismik Yüklerin Atık Barajlarının Stabilitisine Etkisinin İncelenmesi
Investigation of The Effect of Seismic Loads on The Stability of Tailings Dams
H. Çelt, K. Hasözdemir, A. Bascetin 947

Patlamadan Korunma Dokümanı: Tarihsel Gelişimi ve Uluslararası Mevzuattaki Karşılığı
Explosion Protection Document: Historical Development and Its Correspondence in International Legislation
J. Demirören, M.A. Demirören 956

Mine Closure and Post-Mining Land Use – a Case Study from Istria County, Republic of Croatia
B. Farkaš, A. Hrastov, I. Štefičar 963

Yeraltı Madenleri için Trafik ve Personel Yönetim Sisteminin Önemi
The Importance of Traffic and Personnel Management System for Underground Mines
K. Özçelebi, D. Demir, Y. Topaloğlu, U. Koçbıyık, A Yazgan, O. Çakır, V. Nabiyev 971

HAVALANDIRMA / *MINE VENTILATION*

Tali Vantilatör Seçiminin İşletme Verimliliği ve Maliyetler Üzerindeki Etkisi / The Impact of Auxiliary Fan Selection on Operational Efficiency and Costs
S. Bozdoğan, S.C. Özer, A. Ramazanirend, A. Fişne 977

Geçmişten Alınamayan Derslerde Bugün: Türk Yeraltı Kömür Ocaklarında Süregelen Havalandırma Sorunları ve Çözüm Önerileri
Forgotten Lessons of The Past: Persistent Ventilation Problems in Turkish Underground Coal Mines and Proposed Solutions
N. Ünlü, K. Barış 986

Advances in Emissions Reductions, Cost Savings, and Safety Benefits to Improve Coal Mine Methane Pre-Drainage
R. L. Johnson Jr, M. S. Kızıl 998

Kömürün Kendiliğinden Yanmasını Önlemede Yeni Teknolojilerin Kullanılması / Using New Technologies to Prevent Spontaneous Cocomburning of Coal
R. Kocaman, S. Yılmaz, M. Bilen, B. Kocaman 1011

Operational and Technical Parameters Affecting the Selection of Fans for Underground Mines
A. Ramazanirend, S. C. Özer, S. Bozdoğan, A. Fişne 1020

Eti Bakır A.Ş Küre İşletmeleri Bakibaba Ocağı'nın Mevcut ve Yeni Üretim Bölgeleri İçin Havalandırma Tasarımı
Ventilation Design for Current and New Production Zones at Bakibaba Mine of Eti Bakir INC. Küre Operations
M. Eren, H. İ. İpekoğlu, O. S. Karabay 1026

Practical Workflows to Quantify Emissions Reductions, Gas Utilisation Benefits, and Safety Outcomes of Applying Emerging Technologies in Coal Mine Methane Pre-Drainage
R. L. Johnson Jr, H. -G. Holl, J. Tauchnitz 1035

MADENCİLİK POLİTİKALARI, YASALARI, EĞİTİMİ VE ETİK / *MINING POLICIES, LAWS, EDUCATION AND ETHICS*

Developing a Comprehensive Model for the Rock Engineering Profession Pathways for Graduates and Semi-Skilled Mining Industry Personnel
M. Matlou, J. Kanda 1050

The Future of Mining Engineering Graduates in South Africa: Workforce Integration and Global Demand
M. J. Nong, O. Pillay 1061

Madenlerin Ruhsat Güvencesi Var mı? / Are There Assurances for Exploration and Exploitation Licenses?
A. Doru, E. Kundak 1071

Albanian Nickel, Its Possibilities to Contribute as Secured Supply for Critical Raw Materials in Region and Europe
S. Mati 1078

Kredilendirmede Danışmanların Önemi: Bankalar, Yatırımcılar ve ESG Perspektifi
The Importance of Consultants in Crediting: Banks, Investors and ESG Perspective
O. Reyhan, Ş. Özdemir, M. Tapan 1095

Türkiye'nin Demir Cevheri Sektörüne Stratejik Bir Bakış: Zenginleştirme Uygulamaları, Ticaret Dengesizliği ve Yerli Katma Değerin Artırılması
Strategic Assessment of Türkiye's Iron Ore Sector: Beneficiation Practices, Trade Imbalance, and Domestic Value Retention
E. Akay 1103

Madencilik ve Endüstriyel Kullanımı için Türkiye'de Yeraltı Sularının Umrek Kodu ile Uyumlu Sınıflandırma Önerisi
Proposal for the Umrek-Based Classification of Groundwater Resources in Turkey For Mining ind Industrial Applications
E. Dirmit 1111

Industry-Driven ESG Curriculum Enhancements in Mining Engineering Education
Maden Mühendisliği Eğitiminde Sektör Odaklı ESG (Çevresel, Sosyal ve Yönetişim) Müfredat Geliştirmeleri
Z. Mdluli, B Mutandwa, C. Musingwini 1121

Application of Holographic Integration for Geosciences Education and Mining
T. Niedoba, A. Surowiak, J. S. Baptista, O. Şahbaz 1129

Türkiye'deki Bir Kömür Madeninin Eğitim Sisteminin Avustralya Madencilik Standartlarıyla Karşılaştırılması ve Gelişim Önerileri
M. S. Ünal 1140

Madencilikte Ekipman Güvenliği için Sertifikasyon Altyapısı: Uluslararası Uygulamalar ve Türkiye için Türkserf Modeli
Certification Infrastructure for Equipment Safety in Mining: International Practices and Türkserf Model for Turkiye
S. Y. Kılıoğlu 1146

Determining The Worth of a Mining Asset / Bir Maden Varlığının Değerinin Belirlenmesi
H. A. Kahraman, W. Lewis 1158

Gravity Model Insights into Turkey's Industrial Mineral Trade
S. A. Vurdu, B. Akyüz 1175

MADENCİLİKTE DİJİTALLEŞME VE VERİ BİLİMİ / DIGITALIZATION AND DATA SCIENCE IN MINING

Küresel Çapta Madenlerin Ruhsatlandırma ve İhale Süreci İleTürkiye'de Son Yasal Değişiklikler
Global Licensing and Tendering Processes For Mineral Resources and Recent Legal Reforms in Turkiye
M. Topaloğlu 1189

Unmanned Geotechnical Monitoring Prism Deployment and Maintenance System – O. N. X.-
O. N. S. Nashima, J. Gralton, A. Davies 1197

Al-Based Procurement in The Public Sector Mining Companies: Decision Making for Improving Efficiency-
S. Agarwal, H. R. Gurram, K. Singh, S. Jha 1207

3D Reconstruction of Subsurface Mining Environments Using Terrestrial Photogrammetry and Advanced Digital Technologies
M. A. Mahboob, F. Musiyiwa, I. Atif, B. Genc, A. Masood, S. Farooq, J. Qureshi, H. Ikeda 1212

Yeraltı Kamyon ve Yükleyicilerde Uzaktan İzleme Sistemleri ile Operatör Kaynaklı Risklerin Azaltılması ve Ekipman Verimliliğinin Artırılması
Reducing Operator-Related Risks and Improving Equipment Efficiency through Remote Monitoring Systems in Underground Trucks and Loaders
M. H. Çelik, D. Heckötter, C. Arpa 1223

An Application of Deep Learning in Causality Detection for Equipment Degradation Analysis
Z. Shao, M. Kumral 1230

A New Method for Modeling Grade Values: Grade Estimation with Experimental Copulas
Tenör Değerlerinin Modellenmesinde Yeni Bir Yöntem: Deneysel Kopulalar ile Tenör Kestirimi
M. Sert, A. E. Tercan 1239

Artificial Intelligence Applications in the Mining Industry and Potential Integration into Iron Ore Mining
A.Ç. Dikmen, B. Ersoy, C. Eksik 1252

Industrial Scale Demonstration of the Wireless Smart Sensor System for Real-Time Monitoring and Forward Prediction of Rubber Lifter Bar Wear in Grinding Mills
A. Altuncu, B. Çalışkan, U. Koçbıyık, O. Çakır, A. Yazgan, U. Şevik, T. Berber, O. Başer, E.Y. Yazıcı, O. Celep 1262

Beyond Traditional Writing: Leveraging Large Language Models (LLMS) to Enhance Research Communication in Mining Engineering – A Case Study
O. I. Dayo-Olupona, B. Genc, T. Celik, S. Bada 1269

Utilising Lidar Scanning for Geological Mapping and Modelling Education in Simulated Mine Environments
C. Birch, H. Grobler 1278

Mapping Tailings Dam Failure Risk in Turkey Using Multi-Temporal Sar Interferometry and Machine Learning
S. Perdikou, B. R. Nela, V. Maurya, A. Lees, S. Styliana 1291

Al-Based Comparative Analysis of Machine Learning Models for Grinding Circuit Performance
Y. Şahin, N. Doğan 1299

Yapay Zekâ ve Madencilik: Tarihi Bir Bakış Açısı, Mevcut Uygulamalar ve Gelecek Beklentileri
Al and Mining: A Historical Perspective, Current Applications, and Future Expectations
F. Atalay 1312

Multimodal Data Fusion Solution for Geohazard Management and Potential Data-Driven Applications in the Development of Mining Digitalisation
R. Liang, C. Zhang, S. Saydam, I. Canbulat 1320

2D Exploration Targeting Using Ensemble Positive-Unlabeled Data Learning Approaches: A Case Study from Aktobe, Kazakhstan
B. A. Göyem, E. F. Çakıcı 1329

Determination of Groundwater Salinity Origin in PIT2 of Golgohar Mine, Iran Using Self-Organizing Map and Cluster Analysis
H. R. Nassery, F. Jafari, F. Alijani 1336

Zero-Shot Mineral Classification Using Vision Language Midels: A Data-Efficient Approach with Clip
K. Kilic, Y. Fissha, H. Ikeda, F. S. Kilic 1343



KAYA MEKANİĞİ VE KAYA MÜHENDİSLİĞİ UYGULAMALARI

ROCK MECHANICS AND ROCK ENGINEERING APPLICATIONS

INFLUENCE OF ROCK MASS PROPERTIES ON TBM PERFORMANCE PARAMETERS IN THE CENTRAL GNEISS UNIT OF THE BRENNER BASE EXPLORATORY TUNNEL (ITALY)

D. Aydın[1]*, F. Tinti[2], D. Boldini[3]

[1] *Department of Mining Engineering, Dicle University*
[2] *Department of Civil, Chemical, Environmental and Materials Engineering, Bologna University*
[3] *Department of Chemical Engineering Materials Environment, Sapienza University of Rome*
*(*Corresponding author: deniz.aydin@dicle.edu.tr)*

ABSTRACT

Rock mass characteristics, including uniaxial compressive strength and quartz content of the intact rock material, as well as the number, spacing, and orientation of joints, play a pivotal role in the performance of tunnel boring machines (TBMs). Various researchers have proposed TBM performance prediction models that have gained widespread acceptance in the literature and have been extensively utilised over the years. This study aims to analyse data collected from the hard rock TBM excavation of the Northern Italian stretch of the Brenner Base Exploratory Tunnel within the Central Gneiss unit. To this end, statistical analyses were conducted to explore relationships between intact rock and rock mass properties and the actual TBM data recorded during the excavation. Furthermore, the study compared penetration rates derived from performance prediction models based on rock and rock mass properties with actual penetration data, highlighting the extent to which the models align with real observations.

Keywords: TBM performance, prediction models, rock mass properties.

INTRODUCTION

The development of hard rock tunnel boring machines (TBMs) over the years, despite their high initial investment costs, has enabled more efficient excavation compared to conventional tunnelling methods, especially in favourable geological conditions and for tunnel lengths exceeding 1.5-2 km (e.g., Salimi et al. 2022). Their ability to operate in diverse rock mass conditions while ensuring fast and safe excavations represents a key advantage. Correct machine selection is therefore essential, highlighting the importance of performance prediction models. These models play a crucial role in tunnel design by aiding in the selection of the most suitable machine type and specifications. Over the years, numerous models have been developed to estimate TBM penetration rates, generally classified into two main categories: theoretical and empirical methods (Hamidi et al. 2010).

Theoretical performance prediction models are developed through an in-depth analysis of the rock fragmentation process using mechanical tools. These models are based on results from fullscale laboratory tests, such as linear cutting tests and punch penetration tests. They focus on identifying the forces acting on the cutter, which determine the thrust, torque, and power requirements of the TBM. Theoretical models typically combine key properties of the intact rock, such as uniaxial compressive and tensile strengths, with cutter spe-

cifications, including diameter, spacing, tip width, and the thrust applied to each cutter. The models proposed by Gehring (1995) and by Rostami & Ozdemir (1993) of the Colorado School of Mine are among the most widely applied in this category.

Empirical models, on the other hand, are based on extensive databases from tunnelling projects, typically compiled by university research groups and regularly updated with data from new excavations. Since TBM performance is influenced by a variety of factors and field conditions, there is a continual need to develop new models. Some models, proposed by Bruland (1998) and Yagiz (2008), focus on rock mass characteristics, while others, such as those by Barton et al. (2000), Innaurato et al. (1991), Ribacchi & Lembo Fazio (2005) and Hassanpour et al. (2011), explore correlations with rock mass classifications commonly used in rock mechanics (Armetti et al. 2018).

THE CASE HISTORY

The Brenner Base Tunnel (BBT) is a 55 km long railway tunnel that connects two countries. It runs through the Eastern Alps, between Innsbruck (in Austria) and Fortezza (in Italy). The entire tunnel system spans over 230 km, including an Exploratory Tunnel, two Main Tunnels, as well as cross passages, emergency stations, and access tunnels.

The 6.85-metre diameter Exploratory Tunnel is located between the two Main Tunnels and 12 metres deeper, with the purpose of investigating the geological and geomechanical conditions in advance, as it is excavated first. The Exploratory Tunnel will also be used for water drainage and maintenance during the operation of the tunnel (Boldini et al. 2018).

This study focused on the Northern Italian stretch of the BBT Exploratory Tunnel, between chainages km 23+988 and 27+273, examining the influence of intact rock and rock mass properties on TBM performance. To achieve this, correlations between Rock Mass Rating (RMR), and Geological Strength Index (GSI) of the Central Gneiss unit and various performance parameters (penetration rate, instantaneous cutting rate, specific energy, boreability index, power consumption and specific penetration) were analysed. Furthermore, theoretical penetration rate calculations were conducted using selected performance prediction models, and the results were compared with the actual measured penetration rate during the excavation of this specific stretch.

Geological and Geomechanical Conditions

In the geological forecast model, the Central Gneiss unit consisted of two main rock mass types, coded as GA-ZG-G-1z (Central Gneiss – Granitic Gneiss: medium to coarse-grained granitic gneiss) and GA-ZG-S-1z (Central Gneiss – Schists: biotitic schists). These were described as predominantly good, and subordinately fair, in terms of rock mass quality according to Bieniawski's classification (i.e., classes II and III), and characterized by high resistance and abrasiveness of the matrix. The geological documentation produced during the excavation works confirmed that the encountered rock mass types corresponded well to the forecast, in terms of mineralogy (mica, schist, quartz and feldspar contents), intact rock strength and abrasiveness, geological structures (schistosity/foliation and joint sets), and rock mass quality. The as built lengths of the zones are provided in Table 1.

As part of the geological documentation, periodic rock classifications were carried out by the geologists from both the Site Supervision team of the Owner Company (BBT) and the Contractor (BTC), resulting in GSI and RMR ratings. Figure 1 presents an overview of all GSI and RMR values. However, the more extensive BBT dataset was used in the following analysis.

Table 1. As built lengths of the zones excavated within the Central Gneiss unit.

Zone	Length (m)	Length (%)
GA-ZG-S-1z	375.56	11.43
GA-ZG-G-1z	2909.60	88.57
Total	3285.16	100

TBM Characteristics and Parameters

A double-shield (DS) Tunnel Boring Machine manufactured by Herrenknecht was used for the excavation of the Exploratory Tunnel. The key technical specifications are listed in Table 2.

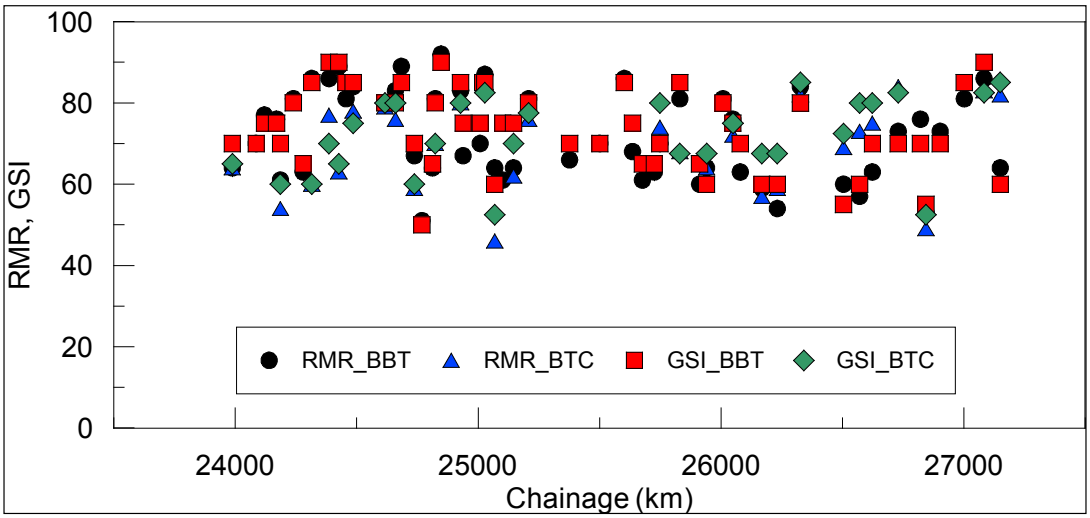


Figure 1. GSI and RMR ratings for the Central Gneiss unit.

During excavation, various machine parameters were recorded by sensors installed on the TBM. Table 3 shows the average values and range of these parameters for the investigated tunnel stretch.

Table 2. Technical specifications of the DS-TBM used in the excavation of the Exploratory Tunnel.

Technical specifications	S-1054
Machine length / weight	270 m / 1300 t
Main drive power	2800 kW
Thrust main cylinders (n)	42,750 (10)
Thrust auxiliary cylinders (n)	57,000 (16)
Shield + Cutterhead length	12,000 mm
Conicity / Extended overbore	95 mm / 224 mm
Cutterhead boring diameter	6850 mm
Rotational speed	0 – 9.05 rpm (Range I); 0-4.50 rpm (Range II)
Nominal torque	5247 kNm (Range I); 10,574 kNm (Range II)
Cutter nr. / diameter / spacing	41 / 19” / 90 mm
Contact thrust / Load per cutter	13,000 kN / 317 kN

METHODOLOGY

This study analysed the correlations between TBM parameters, including penetration rate (PR), instantaneous cutting rate (ICR), specific energy (SE), boreability index (BI), power consumption (P) and specific penetration (SP), and intact and rock mass parameters, such as RMR, and GSI values.

Table 3. Mean values and range of TBM parameters.

Parameters	Mean Value		Range	
	GA-ZG-S-1z	GA-ZG-G-1z	GA-ZG-S-1z	GA-ZG-G-1z
Thrust force (kN)	8272.42	9464.92	2954.6-10667.5	3487.6-11079.3
Torque (kNm)	1156	1055.43	500-1600	100-1800
Advance rate (mm/min)	35.79	25.32	12-57	5-54
Penetration rate (mm/rev)	6.42	4.45	2-11	1-13
Cutterhead rotation (rpm)	5.63	5.94	3.4-6.4	2.2-7.4
Specific energy (MJ/m^3)	46.49	65.81	11.2-89.3	10.2-135.3
Specific penetration (mm/rev/MN)	0.82	0.52	0.204-3.720	0.092-2.730
Auxiliary cylinder force (kN)	6521.04	8121.42	4116.8-9409.0	2407.8-9792.0
Power consumption (kW)	1264.41	1004.77	674.6-1712.9	88-1928.3

RMR and GSI values were determined at 55 locations and a data regularization process was applied. To this end, five-unit class intervals were defined between 50 and 100 for both RMR and GSI values to account for the intrinsic variability of the rock mass classification indices.

TBM data recorded at the chainages of RMR and GSI locations were considered. Specifically, the average value of these parameters along the corresponding TBM advancement was calculated. Additionally, derived TBM performance parameters were determined using the following equations:

$$SE = \frac{4 \cdot 1000 \cdot P}{PR \cdot rpm \cdot 60\pi \cdot D^2} \quad \text{(Bilgin et al. 2014)} \tag{1}$$

$$ICR = k\frac{P}{SE} \quad \text{(i.e. Exadaktylos et al. 2008)} \tag{2}$$

$$BI = \frac{FN}{PR} \quad \text{(i.e. Hamidi et al. 2010)} \tag{3}$$

where: P is the power consumption (kW), PR is the penetration rate (mm/rev), rpm is the rotational speed (rev/min), D is the diameter of TBM cutterhead (m), k is the energy transfer coefficient (typically ranging in the interval 0.8- 0.9 for TBM), SE is specific energy (kWh/m^3), BI is boreability index (kN/cutter/mm/rev) and FN is the normal force (kN/cutter).

Finally, penetration rates were also calculated from the intact rock and rock mass data using the prediction models summarized in Table 4.

Table 4. Overview of selected performance prediction models for TBM performance evaluation.

Model	
Gehring (1995)	$PR = \frac{4FN}{\sigma_c} k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_4 \cdot k_5$ $k_1 = 0.475 w_f^{-0.56}$ with $w_f = \frac{W_f}{\sigma_c}$ $k_4 = \frac{432}{d_c}$
Cassinelli et al. (1982)	$ROP = -0.0059 \cdot RSR + 1.59$ $RSR = 0.77 \cdot RMR + 12.4$
Innaurato et al. (1991)	$PR = 40.41 \cdot \sigma_c^{-0.437} - 0.047 \cdot RSR + 3.15$
Ribacchi & Lembo Fazio (2005)	$SP = 250 \cdot \sigma_{cm}^{-0.66}$ $\sigma_{cm} = \sigma_c \sqrt{\exp\left(\frac{RMR - 100}{18}\right)}$
Hassanpour et al. (2011)	$FPI = 0.053 \cdot RMR^2 - 4.205 \cdot RMR + 92.068$
Hamidi et al. (2010)	$FPI = 9.401 + 0.397 \cdot \log a + 0.011 \cdot J_c^2 + 1.14 \cdot 10^{-5} \cdot RQD^3 + 1.32 \cdot 10^{-8} \cdot \sigma_c^4$
PR: penetration rate (mm/rev); FN: normal force per cutter (kN); σ_c: UCS of the intact rock (MPa); k_1: correction factor for specific failure energy; k_2: correction factor for spacing and orientation of discontinuities; k_3: correction factor state of stress; k_4: correction factor for cutter diameters ≠ 432 mm; k_5: correction factor for cutter spacing; W_f: failure energy (Nm); w_f: specific failure energy ($m^3 \cdot 10^{-6}$); d_c: cutter diameter (mm); ROP: rate of penetration (m/h); RSR: rock structure rating; SP: specific penetration (mm/rev)/(kN/cutter); σ_{cm}: uniaxial compressive strength of the rock mass (MPa); FPI: field penetration index (kN/cutter)/(mm/rev); J_c: condition of the joints; a: angle between the discontinuities and the tunnel axis (◦)	

RESULTS

RMR and GSI values demonstrate a strong correlation with the TBM performance parameters (Figure 2), as evidenced by the high R^2 values. Specifically, penetration rate, instantaneous cutting rate, and specific penetration exhibit a strong negative correlation with the RMR index, with a slightly weaker correlation observed for power consumption. The relationship between penetration rate and RMR is consistent with findings by Sapigni et al. (2002), Hamidi et al. (2010), Jain et al. (2016), and Armetti et al. (2018). The penetration rate graph suggests that maximum values are reached for RMR indeces in the range of 60-80. The specific energy graph shows a strong positive correlation, highlighting the energy requirements' dependence on the rock mass rating, in line the findings of Exadaktylos et al, (2008) and Celeda et al. (2009). Finally, the boreability index exhibits a strong positive polynomial correlation, similar to the results of previous studies, such as those by Sapigni et al. (2002) and Armetti et al. (2018).

The analysis of the relationship between the GSI and various performance parameters reveals correlations similar to those obtained for the RMR. As GSI values increase, penetration rate and instantaneous cutting rate decrease, while specific energy and boreability index values increase. Power consumption values show a quadratic relationship with the GSI index. Specific penetration rates decrease significantly with rising GSI. Overall, for the encountered rock-mass of good quality (GSI / RMR $\geq$ 50) in the considered tunnel stretch, the results highlight the significant influence of rock mass characteristics on TBM performance.

Figure 3 presents a comparison between the measured penetration rates and those calculated by various performance estimation models, revealing significant discrepancies among the models. It can be observed that the models proposed by Gehring (1995), Innaurato et al. (1991), and Hassanpour et al. (2011) generally predict higher penetration rates than those recorded, whereas the models of Cassinelli et al. (1982) and Hamidi et al. (2010) tend to yield lower estimates within a narrower range.

The Cassinelli model remains confined to a range of 1.0–1.6 m/h, which fails to reflect the variability observed in the actual penetration rates (0.7–3.0 m/h). However, the overall trend of the series remains consistent with the recorded penetration rates. Penetration rate calculated with the Cassinelli et al. (1982) model data are plotted on the secondary axis to more clearly illustrate and compare the trends.

Both the Gehring (1995) and Innaurato et al. (1991) models predict higher penetration rates than those observed, with the latter showing better agreement. In fact, the Gehring model is limited to UCS= 100-250 MPa and FN = 200 kN/cutter with its peak points occurring precisely outside its applicability range, specifically when UCS< 100 MPa and FN > 200 kN/cutter.

The Ribacchi & Lembo Fazio (2005) model exhibits a trend that closely aligns with the measured penetration rates, particularly at values below 40 (mm/rev)/(MN/cutter). However, this model generally provides more conservative and stable estimates compared to the recorded data. Notably, the peak values in the measured data tend to occur in sections where the normal force per cutter (FN) is relatively low or where the penetration rate is higher.

The Hassanpour model is presented on the primary axis, and its values demonstrate both a close alignment with the recorded data in terms of magnitude and a parallelism in overall trend. The fluctuations and peak points observed in the Hassanpour model largely coincide with those in the recorded data. The Hamidi model, shown on the secondary axis due to its relatively lower magnitude, exhibits a trend that is generally consistent with the recorded data, despite the differences in absolute values. The use of a secondary axis allows for a more effective visual comparison of the temporal variations and directional changes between the Hamidi model and the recorded data. Although the Hamidi model tends to underestimate the actual field values, it remains effective in reflecting the overall trend and variations observed in the field measurements. Furthermore, it is observed that the peaks in the actual penetration rates often correspond to intervals where the normal force per cutter (FN) is higher or the penetration rate is lower.

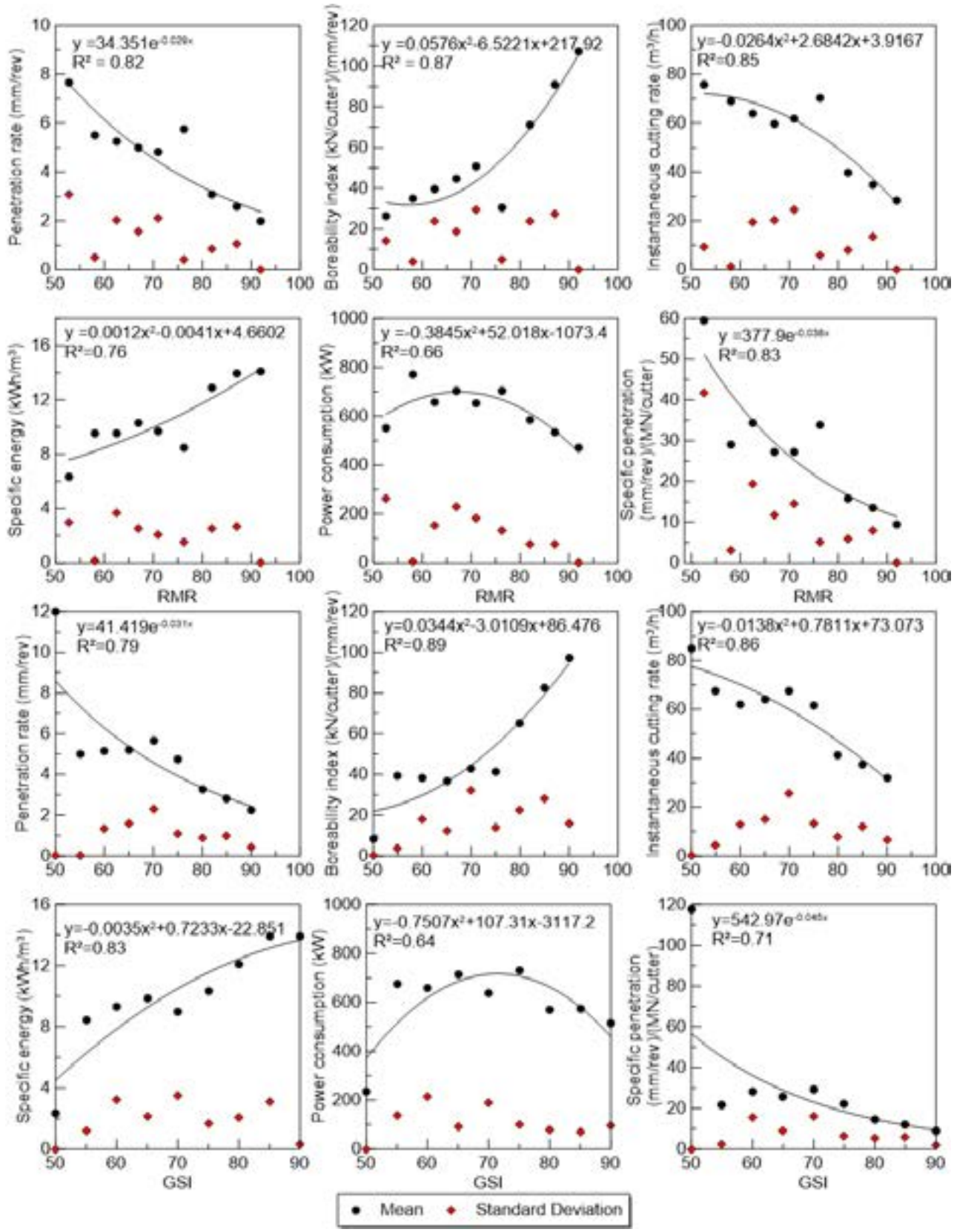


Figure 2. Relationship between RMR/GSI indices and TBM performance parameters.

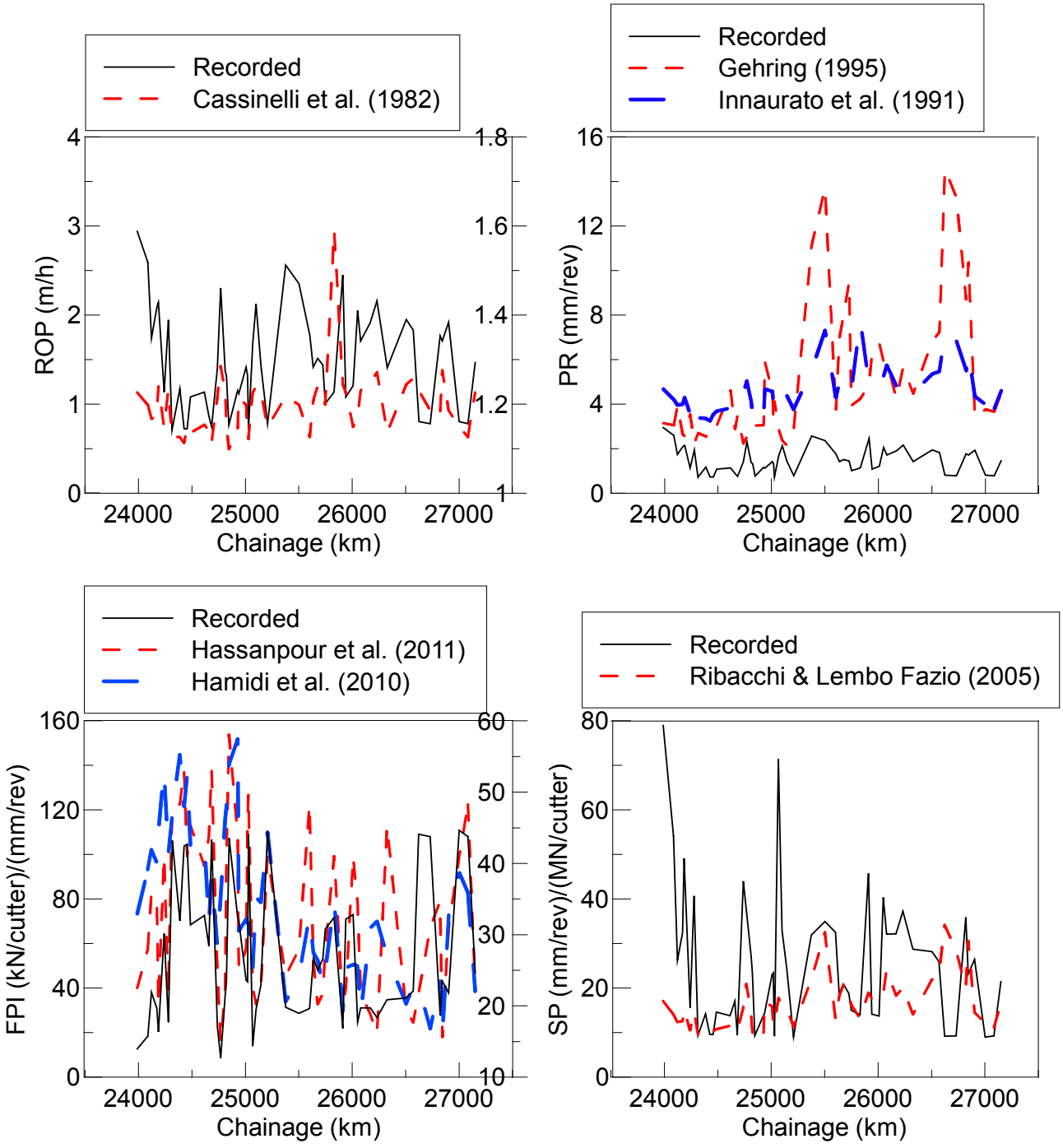


Figure 3. Comparison of actual penetration results with selected performance prediction models.

CONCLUSION

This study investigated the relationship between intact rock and rock mass properties and the TBM performance parameters collected during the excavation of the Brenner Base Exploratory Tunnel in the Central Gneiss unit. This unit is characterised by a predominantly low degree of fracturing and generally stable rock mass conditions (GSI / RMR ≥ 50). Comprehensive field data, including both intact rock and rock mass characteristics, were statistically analyzed alongside actual TBM operational parameters. Additionally, penetration rates calculated by several prediction models were compared with the measured ones.

The research demonstrated that rock mass quality indices, specifically RMR and GSI, exhibit significant correlations with key TBM performance indicators. The results point out that higher rock mass quality gener-

ally makes the rock more difficult to excavate, and in parallel, it also increases energy and power consumption. However, parameters related to advance, such as penetration, instantaneous excavation speed, and specific penetration, show a decrease in high-quality rock mass. Strong correlations were detected for the rock mass RMR (with R^2 values ranging from 66% to 87%) and GSI (with R^2 values ranging from 64% to 89%) indices.

Furthermore, the study compared actual TBM penetration rates with predictions from established empirical and theoretical models. While some models, such as Hassanpour et al. (2011), closely matched both the magnitude and trend of the recorded penetration rate, others, like Cassinelli (1982), Hamidi et al. (2010) and Ribacchi & Lembo Fazio (2005), provided more conservative or lower estimates but were still effective in capturing general trends when appropriately visualized.

The differences between recorded penetration rates and those predicted by various models arise from a combination of factors, including the inherent variability in rock mass properties, limitations in model assumptions, TBM-specific operational dynamics, and site-specific geological conditions. To enhance prediction accuracy, future studies should focus on integrating more detailed geomechanical data, accounting for real-time TBM operational adjustments, and refining models to better reflect modern TBM technologies and unique site conditions. The findings of this study highlight the critical role of detailed geological and geomechanical characterization in TBM performance prediction and tunnel design. By employing multiple performance models validated against field data, the reliability of TBM selection and operational planning can be significantly improved, leading to more efficient and predictable tunneling outcomes.

REFERENCES

Armetti, G., Migliazza, M., Ferrari, F., Berti, A., Padovese, P. 2018. Geological and mechanical rock mass conditions for TBM performance prediction. The case of "La Maddalena" exploratory tunnel, Chiomonte (Italy). *Tunnelling and Underground Space Technology,* 77: 115-126.

Bilgin, N., Copur, H., Balci, C. 2014. Mechanical excavation in mining and civil industries. CRC Press, *Taylor and Francis Group, Boca Raton.*

Boldini, D., Bruno, R., Egger, H., Stafisso, D., Voza A. 2018. Statistical and geostatistical analysis of drilling parameters in the Brenner Base Tunnel. *Rock Mechanics and Rock Engineering* 51: 1955-1963.

Cassinelli, F., Cina, S., Innaurato, N., Mancini, R., Sampaolo, A. 1982. Power consumption and metal wear in tunnel boring machines: analysis of tunnel boring operation in hard rock. *Tunnelling:* 73 – 81.

Celeda B., Galera, J.M., Munoz, C., Tardaquila, I. 2009. The use of the specific drilling energy for rock mass characterization and TBM driving during tunnel construction. *ITA-AITES WTC, 23-28 May 2009, Budapest, Hungary.*

Exadaktylos, G. Stavropoulou, M., Xiroudakis, G., de Broissia, M., Schwarz, H. 2008. A spatial estimation model for continuous rock mass characterization from the specific energy of a TBM. *Rock Mechanics and Rock Engineering,* 41:797-894.

Hamidi, J.K., Shahriar, K., Rezai, B., Rostami J. 2010. Performance prediction of ard rock TBM using Rock Mass Rating (RMR) system. *Tunnelling and Underground Space Technology* 25: 333-345.

Hassanpour, J., Rostami, J., Zhao, J., 2011. A new hard rock TBM performance prediction model for project planning. *Tunnelling and Underground Space Technology,* 26(5):595-603.

Innaurato, N., Mancini, A., Rondena, E., Zaninetti, A. 1991. Forecasting and effective TBM performances in a rapid excavation of a tunnel in Italy. *In proceedings of 7th ISRM Congress,* 1009-1014.

Jain, P., Naithani, A.K., Singh, T.N. 2016. Estimation of the performance of the TBM UCS and RMR- A case study from Deccan Traps, India. *Journal of Geological Society of India,* 87: 145-152.

Ribacchi, R., Lembo-Fazio, A. 2005. Influence of rock mass parameters on the performance of a TBM in a Gneissic formation (Varzo tunnel). *Rock Mechanics and Rock Engineering,* 38(2):105–127.

Salimi, A., Rostami, J., Moormann, C., Hassanpour, J. 2022. Introducing tree-based-regression models for prediction of hard rock TBM performance with consideration of rock type. *Rock Mechanics and Rock Engineering* 55: 4869–4891.

ZAYIF KAYA KÜTLELERİNDE KAYA KÜTLESİ SINIFLANDIRMA SİSTEMLERİ KULLANILARAK HALAT BULON UZUNLUĞUNUN VE PERFORMANSININ DEĞERLENDİRİLMESİ

ASSESSMENT OF CABLE BOLT LENGTH AND PERFORMANCE IN WEAK ROCK MASSES USING ROCK MASS CLASSIFICATION SYSTEMS

H. Duru[1,*], C. Tuz[2]

[1] *Department of Mining Engineering, Zonguldak Bülent Ecevit University, 67100, Zonguldak, Türkiye*
*(*Sorumlu Yazar: hasimduru@gmail.com)*
[2] *Weber Mining and Tunneling, İzmir Turkiye*

ÖZ

Halat bulonlar, yer altı kazılarında kaya kütlelerinin stabilizasyonunu ve güçlendirilmesini sağlayan temel destek sistemlerinden biridir. Özellikle, yoğun şekilde çatlaklı veya zayıf kaya kütlelerinde meydana gelen büyük ölçekli stabilite problemlerinin kontrolünde etkili bir rol oynarlar. Bu çalışmada, halat bulonların temel özelliklerinden biri olan bulon uzunluğu (LB), tabaka kontrolü açısından incelenmiştir. İlk olarak, LB değeri teorik olarak iki farklı kaya kütlesi sınıflandırma sistemine dayalı olarak hesaplanmıştır: Kaya Kütlesi Derecelendirmesi (RMR) ve Kömür Madeni Tavan Derecelendirmesi (CMRR). Toplamda 96 tasarlanmış halat bulon, kil bantlı marn içeren zayıf bir kaya kütlesine yerleştirilmiş ve sahada gerçekleştirilen çekme testleri ile performansları değerlendirilmiştir. Elde edilen sonuçlara göre, halat bulonların taşıma kapasiteleri 84 ile 269 kN arasında değişmekte olup, ortalama kapasite 191 kN olarak belirlenmiştir. Halat bulonların yaklaşık %40'ı kil bantlı marn kaya kütlesini stabilize etmek için etkili bir şekilde kullanılmıştır. Bu bulgular, yer altı destek sistemlerinin başarılı bir şekilde tasarlanması ve uygulanması için doğru kaya kütlesi karakterizasyonunun önemini vurgulamaktadır.

Anahtar Kelimeler: Halat bulon, Bulon uzunluğu, Kaya kütlesi karakterizasyonu.

ABSTRACT

Cable bolts are an essential component of support systems in underground excavations, providing stabilization and reinforcement for rock masses in various geological and mining environments. They are particularly well-suited for controlling large-scale instabilities, such as those occurring in highly fractured or weak rock masses. This study investigates one of the fundamental characteristics of cable bolts, bolt length (LB), from the perspective of strata control. Firstly, the LB is theoretically calculated based on two rock mass classification systems: Rock Mass Rating (RMR) and Coal Mine Roof Rating (CMRR). A total of 96 designed cable bolts were installed in a weak rock mass with clayey-banded marl, and their performance was assessed through in-situ pull tests. The results show that the bearing capacity of the cable bolts ranged from 84 to 269 kN, with an average capacity of 191 kN. Approximately 40% of the cable bolts were effectively utilized to stabilize the clayey-banded marl rock mass. These findings highlight the importance of accurate rock mass characterization for the successful design and implementation of underground support systems.

Keywords: Cable bolt, Bolt length, Rock mass characterization.

INTRODUCTION

For the past two decades, mechanized excavation systems have been employed in underground coal mines, enabling the production of coal in large quantities. Consequently, numerous mine galleries and roadways have been driven. To ensure the stability of these underground excavations, various support systems, including rock bolts, shotcrete, and wire meshes, have been utilized. Among these, rock bolting is undoubtedly one of the most widely used support systems in underground excavations. Thanks to the advanced computational approaches to rock mechanics, rock bolting techniques progress rapidly. The degree of contribution to the stability of underground excavations is investigated through physical models, theoretical analyses, numerical simulations, and laboratory and in-situ push-pull tests [1-7]. The primary aim of push-pull tests is to determine the anchorage strength and the behaviour of rock bolts under tensile and compressive forces.

In an underground opening excavated in a weak rock mass, a stronger, self-supporting rock layer, known as the main roof, is present. Beneath the main roof, in the stratigraphic sequence, lies a weaker layer called the immediate roof, which requires additional support. Efforts are made to stabilize this immediate roof by anchoring it to the main roof using rock bolts. A typical illustration of rock bolting is given in Fig 1.

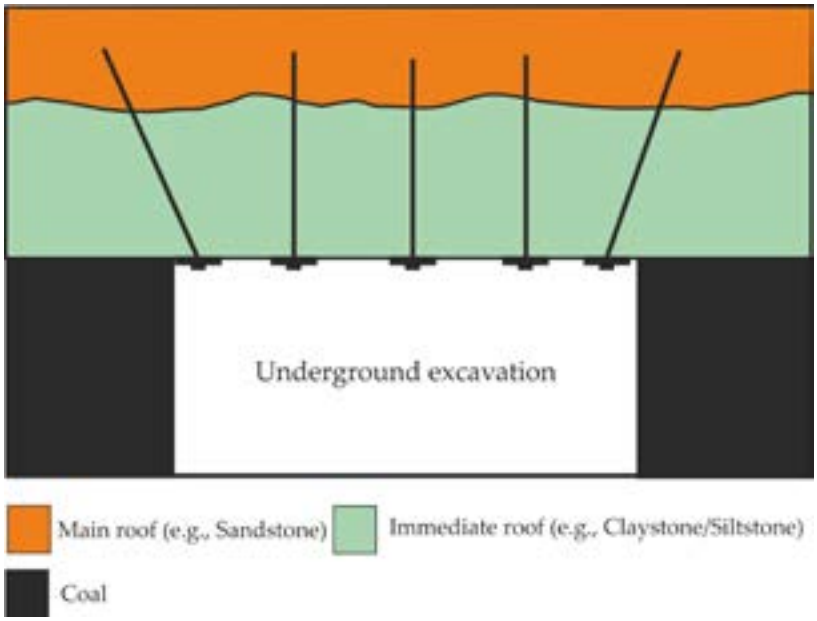


Figure 1. Rock bolting principle.

Different types of rock bolts are used in underground excavations, depending on factors such as the height of the immediate roof, geological features, rock mass characteristics, and the size of the underground opening [8-10]. Some types of rock bolts are listed in Table 1.

When selecting the appropriate rock bolt type, one of the most essential criteria to consider is the characteristics of the rock mass. Specifically, mechanical rock bolts are primarily used to support hard rock masses, particularly in situations with a potential for wedge failure [11,12]. For weaker and fractured rock masses, alternative rock bolt types, such as resin-grouted rock bolts, cable bolts, and Swellex bolts, may be more suitable [13,14,16,17]. Based on varying rock mass conditions, various attempts have been made to effectively utilize different types of rock bolts in numerous underground excavations. The conditions of various rock masses have been evaluated by considering several rock mass classification systems.

Table 1. Various types of rock bolts used in underground excavations.

Type	Applicable rock mass	Schematic illustration
Mechanical rock bolts (expansion shell)	Jointed and hard rock masses	
Resin-grouted rock bolts	Unstable or fractured rock masses	
Friction Bolts (Split set)	Common in hard rock mines and temporary support applications	
Cable bolts	Weak rock masses	
Self-drilling rock bolts	Ideal for weak or collapsing rock masses.	
Swellex (expandable)	Weak rock masses	

Of a wide range of rock mass classification systems, rock mass rating (RMR) and coal mine roof rating (CMRR) have been mostly used in underground coal mining [18-25]. Several rock mass classification systems also provide several analytical approaches to estimate quantitative information on rock bolting patterns. For example, Mark et. al. [26] and Molinda et al. [27] proposed two analytical formula to estimate bolt length (L_B), which are given in Eq 1 and Eq 2, respectively.

$$L_B = \left(\frac{20+0.26CMRR}{18}\right) \times log_{10}(H) \times \left(\frac{100-CMRR}{100}\right)^{1.5} \quad (1)$$

$$L_B = \frac{14.5\times(16.65-0.28CMRR)\times S_b\times W_e}{N_b\times C} \quad (2)$$

CMRR: Coal Mine Roof Rating [28], H: depth of cover (ft), Sb: bolt spacing (m), We: Entrance width (m), Nb: Number of rock bolts per row C: Bearing capacity of rock bolt (kN).

On the other hand, the rock mass rating (RMR) classification system recommends several supporting systems, including rock bolting, based on varying RMR values [29]. The information mentioned above puts forward a solid basis for estimating L_B based on several approaches. However, the analytical approaches used to

estimate L_B should be verified by different methods such as finite element method (FEM) analyses. The combination of these methods ensures the stability and longevity of the underground openings throughout their usage.

From this point of view, this study aims to determine the optimum LB for underground openings in a coal mine located in the Soma (Manisa/Turkey) region. For this purpose, several drilling operations are performed to observe the vertical variations in the rock lithology and their corresponding characteristics. Moreover, core samples were collected during drilling for laboratory studies. The surrounding rock masses were characterized by adopting two different rock mass classification systems (i.e., RMR and CMRR). As a result, appropriate LB values were estimated considering these rock mass classification systems. The performance of the rock bolting implementations is also assessed by performing in-situ pull tests.

ROCK MATERIAL AND ROCK MASS CLASSIFICATIONS

Firstly, drilling operations were performed to observe horizontal and vertical variations in lithology. During the drilling operations, representative core samples were also obtained for laboratory studies. Underground openings were excavated in a rock mass whose lithology is marl. The marls were divided into three different groups in terms of their lithofacies.

The depth of cover (H) is about 439 m. Horseshoe-type tunnels were designed and the height of the galleries (H_g) is about 4.5m and the entrance width (We) is 6.5 m. The stratigraphic cross-section is given in Fig 2. Some physical and mechanical properties of the marls are listed in Table 2.

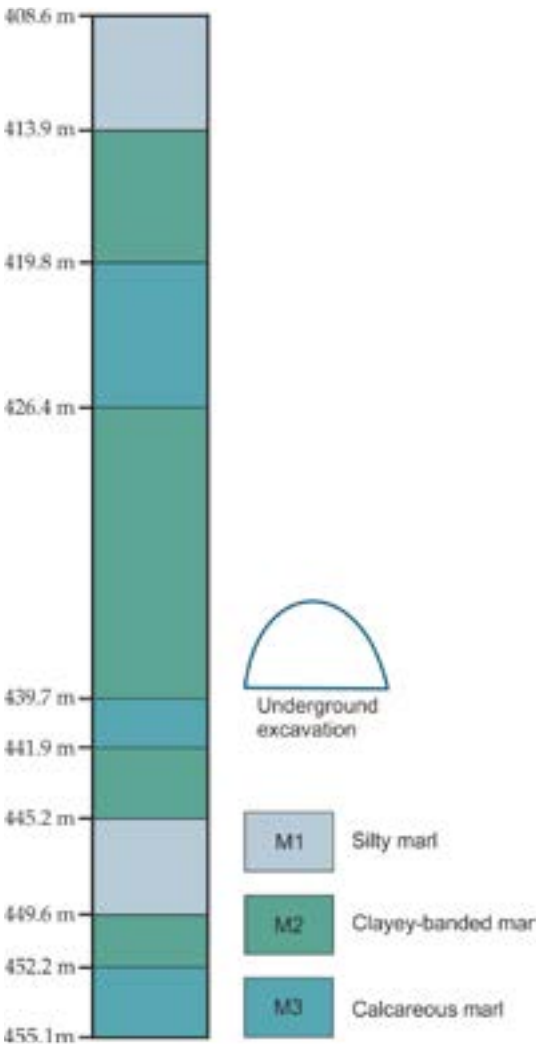


Figure 2. Stratigraphic cross-section of the study area.

Table 2. The physical and machinal properties of marls.

Lithofacies	Dry unit weight, γd	Effective porosity, ne (%)	Uniaxial compressive strength, UCS (MPa)
Silty marl (M1)	22.26 – 25.89 (24.42)	3.61 – 7.16 (4.92)	38.63 – 49.89 (43.27)
Clayey-banded marl (M2)	23.25 – 24.91 (23.83)	2.33 – 8.28 (4.44)	19.28 – 42.63 (30.69)
Calcareous marl (M3)	23.15 – 25.01 (23.96)	1.59 – 4.92 (2.55)	24.07 – 51.48 (38.06)

The vertical variations in RMR and rock quality designation (RQD) values are also given in Figure 3. Accordingly, RMR values were found to be between 25 – 40, with an average of 33. On the other hand, RQD values ranged from 26% to 59% (Fig 3). CMRR values were also between 32 – 49, with an average of 42. RMR and CMRR values demonstrate that the marl-type rock mass is almost weak and needs support. As a fundamental rock-supporting system, cable rock bolting with shotcrete-supported wire meshes was adopted for roof support.

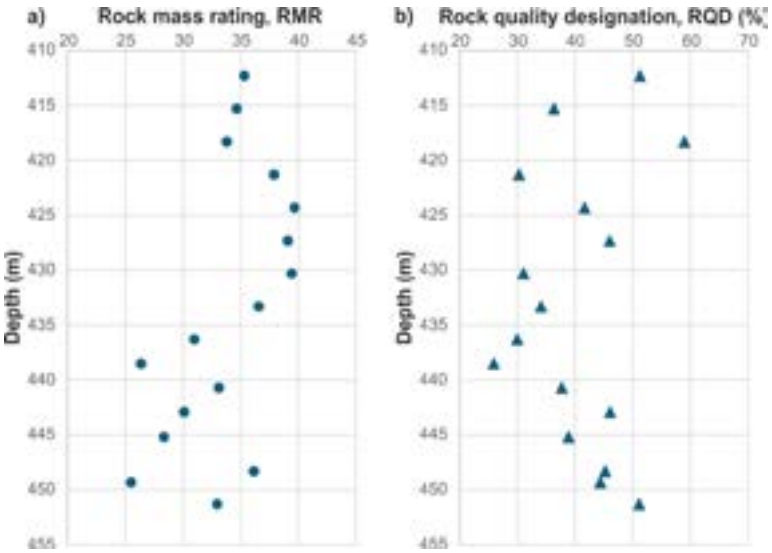


Figure 3. Vertical variations in rock mass characteristics of a typical gallery axis a) RMR b) RQD.

RESULTS AND DISCUSSION

Cable bolt implementations

In order to determine the appropriate LB of cable bolts, the support recommendations of the RMR classification system and some analytical approaches (i.e., Eq 3 and Eq 4) were adopted. In terms of theoretical approaches, S_b was assumed to be 1.5 m.

The bearing capacity of cable bolts was designed to be between 60 - 75 kN. Consequently, for RMR = 33, the LB was found to be between 4 – 5 m. On the other hand, using Eq1 and Eq 2, the LB values were calculated as follows:

$$L_B = \left(\frac{20+0.26\times42}{18}\right) \times log_{10}(439 \times 3.28) \times \left(\frac{100-42}{100}\right)^{1.5} = 3.75m \quad (3)$$

$$L_B = \frac{14.5\times(16.65-0.23\times42)\times1.5\times2.5}{60-75} = 5.06 - 5.33m \quad (4)$$

In theoretical studies, the LB values were found to be between 3.75 – 5 m. For the sake of occupational health and safety considerations and in the case of water income possibilities, the optimum LB was assumed to be 6 m for practical rock bolting implementations. To verify the performance of the rock bolting implementations, in-situ rock bolt pull tests were performed, which are introduced in the following section.

In-situ rock bolt test

To measure the performance of the installed cable bolts, in-situ pull tests were conducted under controlled conditions. The cable bolts used in the study had a diameter of 15.24 mm, chosen for their compatibility with the load requirements of the immediate roof. To ensure adequate roof stability, the cable bolt installations were oriented in various directions, allowing the assessment of their performance under different loading and geological conditions. The in-situ pull test results revealed that all of the cable bolt installations were successful, meaning they achieved the designed bearing capacity of 75 kN or more. This indicates that the majority of the installed cable bolts met the required performance standards, effectively contributing to the stabilization of the immediate roof. These findings are illustrated in Table 3 and Fig. 4, highlighting the variability in cable bolt performance.

Table 3. Pull out test results.

Cable Bolt No	Max. Force (kN)	Elongation (cm)	Failure Type
1	210	19	Cable Bolt
2	126	10	Inner Bond
3	260	15	Cable Bolt
4	151	10	Inner Bond
5	151	10	Inner Bond
6	126	5	Inner Bond
7	84	4	Inner Bond
8	193	5	Inner Bond
9	269	8	Cable Bolt
10	210	4	Inner Bond
11	189	6	Inner Bond
12	260	7	Cable Bolt
13	252	9	Inner Bond
Average	191	9	

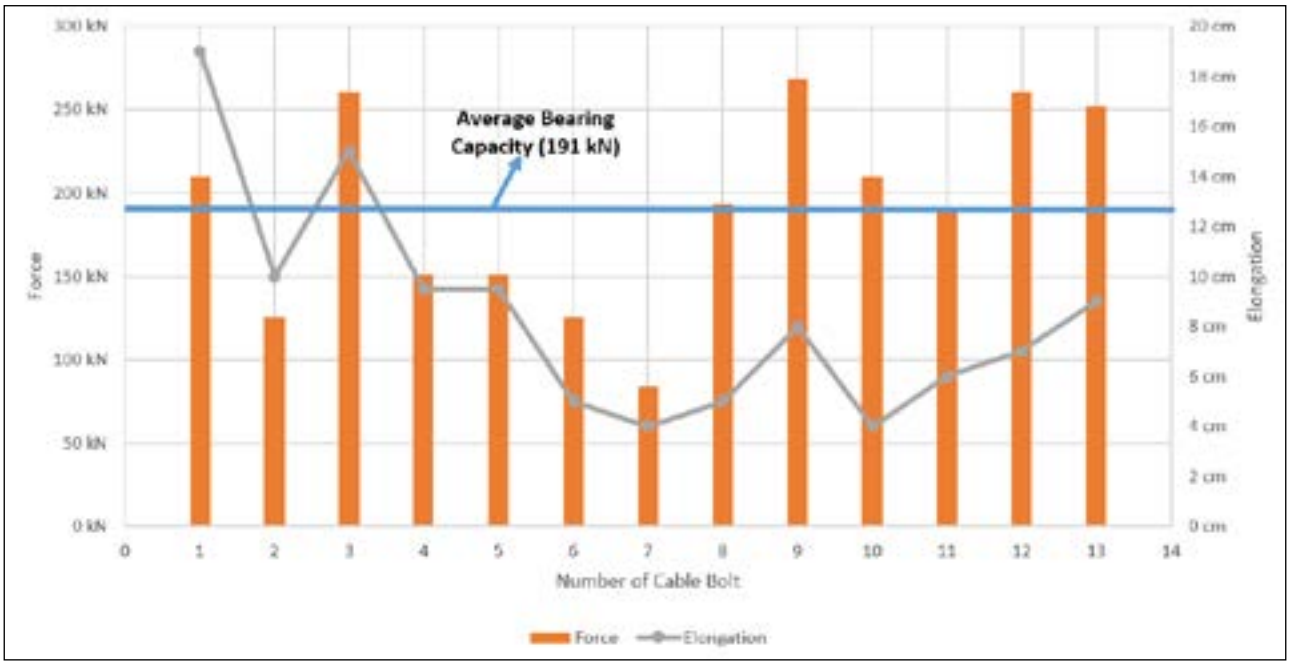


Figure 4. In-situ pull test results.

This graph represents the pull-out test results of cable bolts showing two parameters:

1. **Force (kN)** (represented by orange bars): This shows the maximum load each cable bolt can withstand before failure or significant displacement.

2. **Elongation (cm)** (represented by the gray line): This represents the displacement or stretching of the cable bolt under the applied load.

Observations;

- **Force Variation**: The force varies across the different cable bolts, ranging from approximately 84 kN to 269 kN. Some bolts exhibit higher capacity, indicating better performance under tension.

- **Elongation Trend**: Elongation fluctuates significantly, starting high for the first bolt and reducing for the next few bolts, before gradually increasing toward the latter bolts. This could reflect variations in material properties or installation conditions.

Failure Mode: Two failure modes are observed. One of them is Cable Bolt Failure. It occurs when the bolt material itself fails. Another is Inner Bond Failure. It occurs at the grout-rock or bolt-grout interface.

CONCLUSIONS

This study focused on evaluating the impact of bolt length (LB) on strata control by integrating theoretical calculations derived from the RMR and CMRR rock mass classification systems. The investigation involved the installation and performance assessment of 13 cable bolts in a weak clayey-banded marl rock mass. As a result of in-situ pull tests, it is concluded that the bearing capacity of cable bolts ranged from 84 to 269 kN and an average of 191 kN. Consequently, approximately 40% of the cable bolts successfully met the stability requirements of the rock mass, highlighting the effectiveness of proper cable-bolt design and installation in weak geological conditions. These findings are also important, emphasizing accurate rock mass characterization and the careful selection of support parameters that ensure the reliability of underground excavations. Cable bolts with higher force capacity and moderate elongation might perform better as they can withstand more load with

controlled displacement. However, variability in test results suggests differences in bolt quality, grout material, or installation conditions, which might need further investigation to ensure consistent support performance so further research is recommended to investigate the effects of factors such as installation quality and grout properties on cable bolt-bearing capacity.

REFERENCES

Lisjak, A., Young-Schultz, T., Li, B., He, L., Tatone, B. S. A., & Mahabadi, O. K. (2020). A novel rockbolt formulation for a GPU-accelerated, finite-discrete element method code and its application to underground excavations. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 134, 104410.

Carranza-Torres, C. (2009). Analytical and numerical study of the mechanics of rockbolt reinforcement around tunnels in rock masses. Rock mechanics and rock engineering, 42, 175-228.

Zhang, Z. X., Xu, Y., Kulatilake, P. H. S. W., & Huang, X. (2012). Physical model test and numerical analysis on the behavior of stratified rock masses during underground excavation. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 49, 134-147.

Fahimifar, A., & Soroush, H. (2005). A theoretical approach for analysis of the interaction between grouted rockbolts and rock masses. Tunnelling and Underground Space Technology, 20(4), 333-343.

Thenevin, I., Blanco-Martín, L., Hadj-Hassen, F., Schleifer, J., Lubosik, Z., & Wrana, A. (2017). Laboratory pull-out tests on fully grouted rock bolts and cable bolts: Results and lessons learned. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, 9(5), 843-855.

Aghchai, M. H., Moarefvand, P., & Rad, H. S. (2020). In situ rock bolt pull tests performance in an underground powerhouse complex: a case study in Sri Lanka. Geotechnical and Geological Engineering, 38, 2227-2244.

Małkowski, P., Feng, X., Niedbalski, Z., & Żelichowski, M. (2023). Laboratorial tests and numerical modeling of rock bolts bonded by different materials. Rock Mechanics and Rock Engineering, 56(4), 2589-2606.

Hoek, E., Kaiser, P.K. and Bawden, W.F. (1995) Support of Underground Excavations in Hard Rock, A.A. Balkema, Rotterdam, 215 p.

Diederichs, M., Espley, S., Langille, C., & Hutchinson, D. J. (2000, November). A semi-empirical hazard assessment approach to wedge instability in underground mine openings. In ISRM International Symposium (pp. ISRM-IS). ISRM.

Hutchinson, D.J. and Diederichs, M. (1995) Cable bolting in Underground Mines, BiTech Publishers, ISBN: 978-0921095378, 400 pp.

Bhatkar, T., Usmani, A., Mandal, A., & Nanda, A. (2018). Wedge failure analysis and remedial measures in large unlined rock cavern: a case study. Archives of Mining Sciences, 63(4).

Nie, W. (2019). Reinforcement mechanism of rockbolt system for underground excavation. Doctoral thesis, Nanyang Technological University, Singapore.

Tomasone, P., Bahrani, N., & Hadjigeorgiou, J. (2020). Practical considerations in the modelling of resin-grouted rockbolts. Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 120(6), 385-392.

Jin-feng, Z., & Peng-hao, Z. (2019). Analytical model of fully grouted bolts in pull-out tests and in situ rock masses. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 113, 278-294.

Chen, J., Hagan, P. C., & Saydam, S. (2016). Load transfer behavior of fully grouted cable bolts reinforced in weak rocks under tensile loading conditions. Geotechnical Testing Journal, 39(2), 252-263.

Thareja, R. (2016). Numerical modeling methodology for weak rock masses in Nevada gold mines, PhD thesis, University of Nevada, Reno.

Paul A, Singh AP, John LP, Singh AK, Khandelwal M. Validation of RMR-based support design using roof bolts by numerical modelling for underground coal mine of Monnet Ispat, Raigarh, India—a case study. Arabian J Geosci 2012;5 (6):1435–48.

Laderian A, Abaspoor MA. The correlation between RMR and Q systems in parts of Iran. Tunn Undergr Space Technol 2012;27(1):149–58.

Bieniawski, Z. T. (1993). Classification of rock masses for engineering: the RMR system and future trends. In Rock testing and site characterization (pp. 553-573). Pergamon.

Moon V, Roy T. Geological controls on rock mass classification of coal from Huntly East Mine, New Zealand. Eng Geol 2004;75(2):201–13.

Ghosh CN, Ghose AK. Estimation of critical convergence and rock load in coal mine roadways-an approach based on rock mass rating. Geotech Geol Eng 1992;10(3):185–202.

Taheri, A., Lee, Y., & Medina, M. A. G. (2017). A modified coal mine roof rating classification system to design support requirements in coal mines. Journal of The Institution of Engineers (India): Series D, 98, 157-166.

Gregory, M., Christopher, M., & Debasis, D. (2001). Using the coal mine roof rating (CMRR) to assess roof stability in US coal mines, Mining industry annual review. Journal of Mines, Metals and Fuels, 15(3), 314-321.

Brook, M., Hebblewhite, B., & Mitra, R. (2020). Coal mine roof rating (CMRR), rock mass rating (RMR) and strata control: Carborough Downs Mine, Bowen Basin, Australia. International Journal of Mining Science and Technology, 30(2), 225-234.

Mark, C.; Molinda, G.M.; Dolinar, D.R. Analysis of roof bolt systems. In Proceedings of the 20th International Conference on Ground Control in Mining, Morgantown, WV, USA, 7–9 August 2001; pp. 218–225.

Molinda GM, Mark C, Debasis D (2001b,) Using the coal mine roof rating (CMRR) to assess roof stability in US coal mines. Journal of Mines Metals and Fuels 49(8–9):314–321

Molinda, G. M., & Mark, C. (1994). Coal mine roof rating (CMRR): a practical rock mass classification for coal mines (Vol. 9387). US Department of Interior, Bureau of Mines.

Bieniawski, Z. T. (1989). Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering. John Wiley & Sons.

INVESTIGATION OF A ROCKBURST EVENT IN A DEEP UNDERGROUND HARD ROCK MINE IN TÜRKIYE

A. Emekli[1*], A. G. Yardimci[1]

[1] Orta Doğu Teknik Üniversitesi, Üniversiteler Mahallesi, Dumlupınar Bulvarı No:1, Çankaya Ankara/TÜRKİYE
(*Corresponding Author: aeahmetemekli@gmail.com)

ABSTRACT

Rockbursts are high-risk geomechanical events that threaten the safety and continuity of deep underground mining operations. This study investigates a rockburst that occurred in a deep cut-and-fill metallic mine in western Türkiye. The event followed a production blast and resulted in significant rock mass ejection around Level 917. Field observations and seismic monitoring data were used to validate numerical models developed using the finite element method. The initial simulation of the existing production sequence revealed critical stress concentrations, particularly near sharp stope boundaries. To explore mitigation strategies, two alternative production sequences were tested: both utilized primary and secondary stopes, with variations in stope dimensions. Results showed that sequencing plays a major role in managing excavation-induced stresses. The proposed approach mitigated the stress related violent failure risk. While increasing stope width offered marginal improvements in pillar stability during production, optimal sequencing proved more effective in reducing the burst risk. The findings emphasize the importance of integrating geomechanical analysis into early production planning to enhance operational safety and minimize the likelihood of dynamic failures in deep mining environments.

Keywords: Deep underground mining, rockburst, numerical analysis

INTRODUCTION

Rockburst is inevitable for underground openings at extreme depths. These violent failures are typically driven by the sudden release of strain energy accumulated in highly stressed rock masses, often resulting in ejection of rock, structural damage, and serious safety risks to personnel and infrastructure. As underground operations extend to greater depths, the likelihood and severity of such events increase significantly due to higher in-situ stresses and more complex geomechanical conditions. Computational studies and field observations point out that unconfined faces and concentration of excavation induced stresses increase the burst potential. For instance, Ahmed et al. (2017) reports that numerical analysis of a real rockburst in Provence longwall mine of France shows a correlation between excavation induced vertical stress and pillar burst. Another study by Zhang et al. (2017) examined the energy release in numerical model of coal pillars and revealed that the strain energy, external work, kinetic energy and stored energy are the major factors influencing the burst potential. Recent studies established a background for developing measures that ensure the occupational safety by reducing the burst risk. In this context, production sequencing has become more popular as a stress management technique. 2D plane strain models of Yardimci and Erkayaoglu (2023) simulated various production sequences and observed different stress distributions in overhand cut&fill operations. 3D discontinuum models of Sjöberg

et al. (2012) point out that the risk of fault slip-induced seismic events can be reduced in an underground mine experiencing seismic events and rockfalls regularly by altering the stope extraction sequence. Despite global mine stability is the common concern, numerical studies of burst imply that production sequencing should be investigated in the early stages of mine planning to avoid costly and exhaustive changes in mining method at later stages. Quinteiro (2018) presents a sample case where mining method was required to be changed from transverse sublevel caving to sublevel 'fork' caving to improve the mine stability.

The aim of this study is to investigate the relation between stress accumulation and production sequence. Numerical study begins by modeling a real rock burst case in a deep underground cut and fill mine, where burst events are recorded frequently. The mine layout during the burst event was created and the model stages were implemented regarding the real excavation sequence. In validation of models, visual inspections of the burst event and seismic data collected from the mine site were used. Later on, an alternative production sequence was created, and improvements were noted in terms of stress distributions. Study outcomes have potential to contribute to stress management plans in similar underground cut and fill operations.

METHODOLOGY

Firstly, the mine layout and excavation phases were determined during a real rockburst case. The layout includes cut and fill stopes on different levels and haul roads. Later, the case was modeled and simulated in Rocscience RS2 2D Finite Element code with plane strain assumption in order to find the stress concentration zones and stress at burst. Due to the production stopes at the in-plane dimension and limitations of plane strain assumption, the field loads were manipulated locally around such regions. This method was used to obtain more realistic stress distribution due to excavations on the third dimension. For model validation, visual inspections from the field and seismic measurements were used. The following stage was testing an alternative production sequence for two different stope dimensions. Stress analysis was used to observe the improvements. The numerical study outcomes were used to determine the best production sequence in terms of stress management.

STUDY AREA AND THE BURST CASE

The study area is a deep underground polymetallic mine in Western Türkiye. Cut and fill mining method is adopted to produce lead-zinc-copper ores from disseminated vein type orebodies. The hanging wall is Marble while the footwall is Skarn. The maximum depth of the operation is 1200 meters from the sea level. Geomechanical characteristics of the orebody and host rock were determined from field and laboratory studies and expressed in Table 1. Rock mass quality was indicated in terms of RMR_{89} score and the elastoplastic parameters were used in simulations to define the material model for ore, host rock and back fill.

Table 1. Model input parameters

	Ore	Host Rock	Backfill
RMR_{89}	39	60	-
Unit Weight (kN/m^3)	27	26	20
Young's Modulus (MPa)	2000	1500	500
Poisson's Ratio	0.3	0.25	0.4
Tensile Strength (MPa)	0.4	0.3	0
Internal Friction Angle	35	30	27
Cohesion (MPa)	2	1.5	0.25

A seismic event occurred in 2024, which was subsequently followed by a rockburst resulting in the displacement of approximately 20 cubic meters of rock on the shoulders. Following a production blast at Level 917 (917m below surface), a seismic event was recorded with the hypocenter located in between the production stopes and the ramp. This event indicates a possible dynamic stress transfer in the surrounding rock mass. There was approximately half an hour between the seismic event and the blasting. Prior to the event, split sets and shotcrete were noted to be the ground support measures around the burst area. Figure 1 shows a photo of the region after the burst.



Figure 1. The burst at level 917

NUMERICAL ANALYSIS OF THE BURST AND ALTERNATIVE STOPE DESIGNS

Three models were created to investigate the burst case and to find a better excavation sequence mitigating the risk of burst. The first model simulated the production sequence during the burst. It was aimed to determine the stress concentration zones and the magnitude of stress that is leading to the burst. Since a two-dimensional modelling approach was used for simulation, some stopes could not be added to the model. To account for this limitation, special loading conditions were assigned at the rock mass in between the stopes and the haul roads. Although the field stress constant is k=1 at the rest of the model, within the pillar, the total stress ratio (horizontal stress / vertical stress) was set 0.5. Figure 2 shows the layout of the working area and the simulation stopes with the corresponding pillar.



Figure 2. Cross-section of the simulated mining phase

Simulation of the Current Production Sequence:

In this model, mining direction is towards the haul roads (Figure 3). After backfilling the depleted stope, production goes on at the right-hand side, next to the backfilled stope. In other words, the left-hand side of the current stope will always be the previously backfilled stope while the right-hand side will be the next stope.

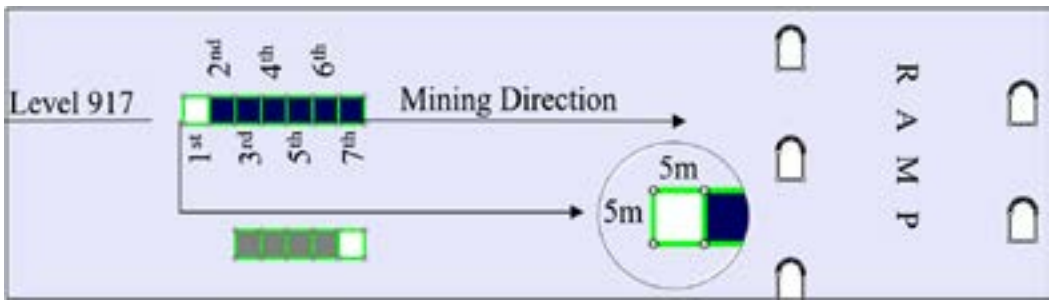


Figure 3. The production sequence of the burst case

Simulations of an Alternative Production Sequence with Different Stope Dimensions:

In this sequence, there are primary and secondary stopes. While producing the primary stopes, secondary stopes are used as pillars to support the roof. After the primary stopes are depleted and backfilled, the secondary stopes are produced. In the production of secondary stopes, on both sides, there are backfilled stopes. In this sequence, the first model was designed with 5x5 m opening dimensions as can be seen in Figure 4.

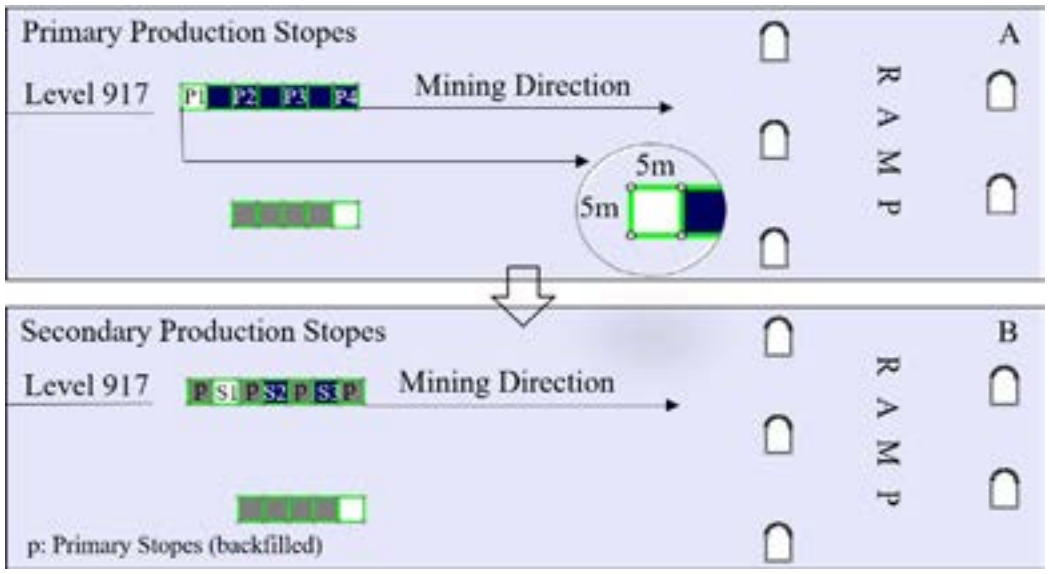


Figure 4. Primary and secondary stopes with 5x5 m stope dimensions

The second model also has Primary & Secondary stopes but the stope dimensions were wider, which is 7m, while the stope height is fix (5m) (Figure 5).

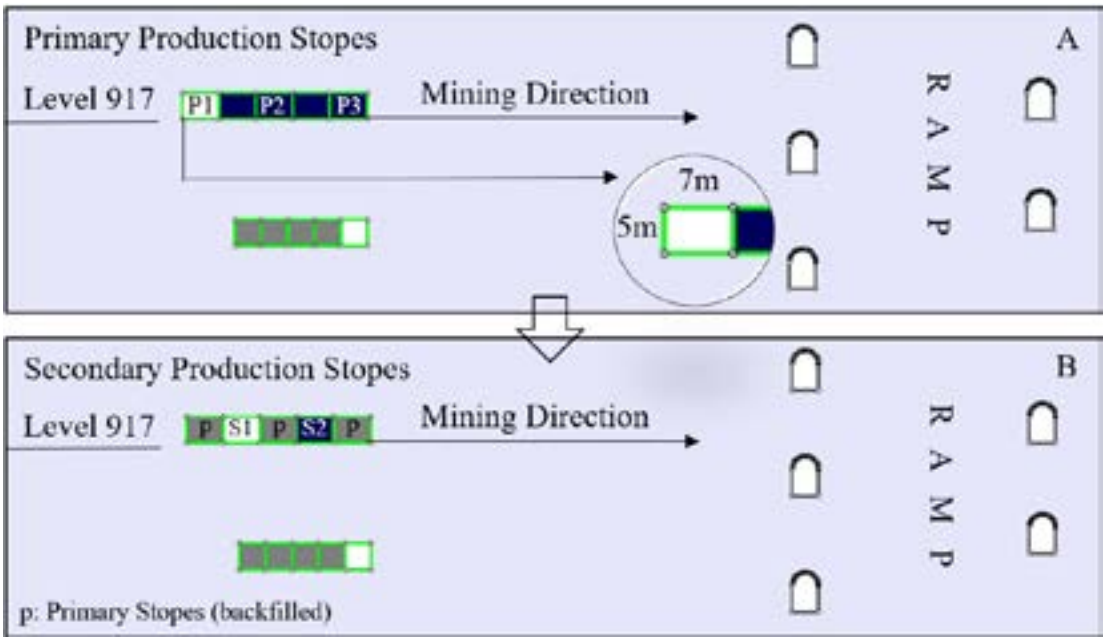


Figure 5. Primary and secondary stopes with 5x7 m stope dimensions

RESULTS AND DISCUSSION

The stress level before any excavation on the corresponding area is around 22 MPa as shown in Figure 6. It should be noted that, the region between the production level and the haul roads are confined before excavation. After excavation, confinement will be released and the strength will be disturbed in this region.

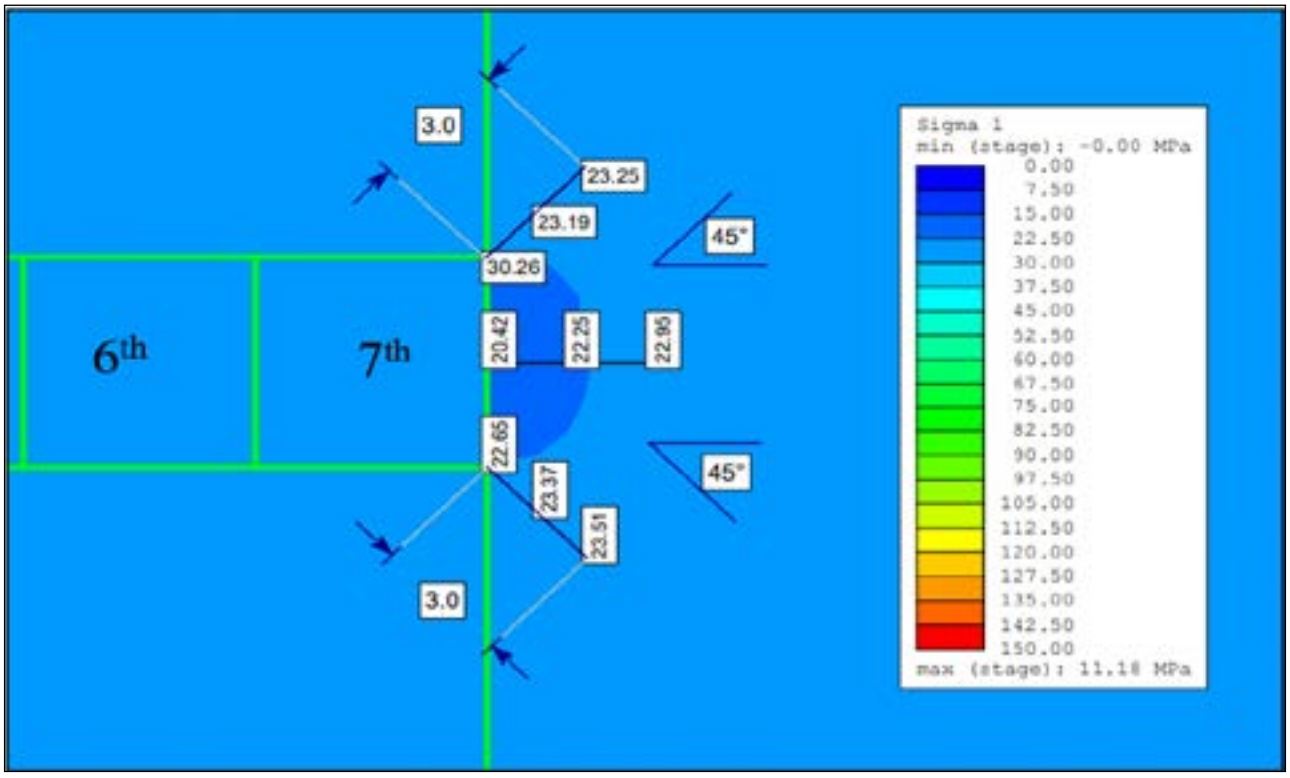


Figure 6. Stress contours before production

In the model of the burst case, the stress level between the production level and the ramp is changing from 47.4 MPa to 19 MPa. Stress concentration is mostly around the sharp edges of the stope, on the shoulders, this outcome matches with the visual observations on the burst region. Stresses are at least two times the before excavation state at a span of around 6m in between the stopes and the haul roads. This region would be expected to be prone to burst. The stress level at burst may be seen in the Figure 7.

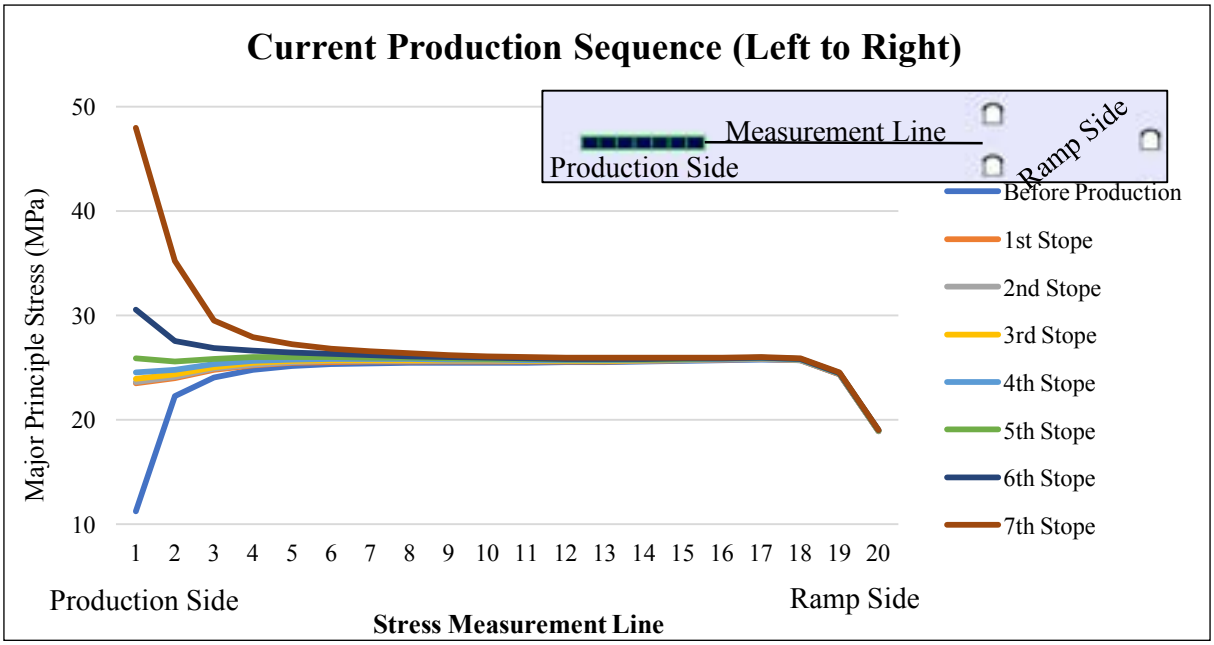


Figure 7. Stress span at burst

Next, the production sequence with primary and secondary stopes of 5x5m dimensions shows a higher stress concentration between the production level and ramp during the last three stages. Stress accumulates at an earlier stage of production compared to the previous case. As the unexcavated portion of the rock mass is thicker within the pillar, confinement helps induce deformations in a slower pace. This mechanism can be considered as a natural destressing application, which mitigates the burst risk at the final production stage with the maximum stress concentration in elastic analysis.

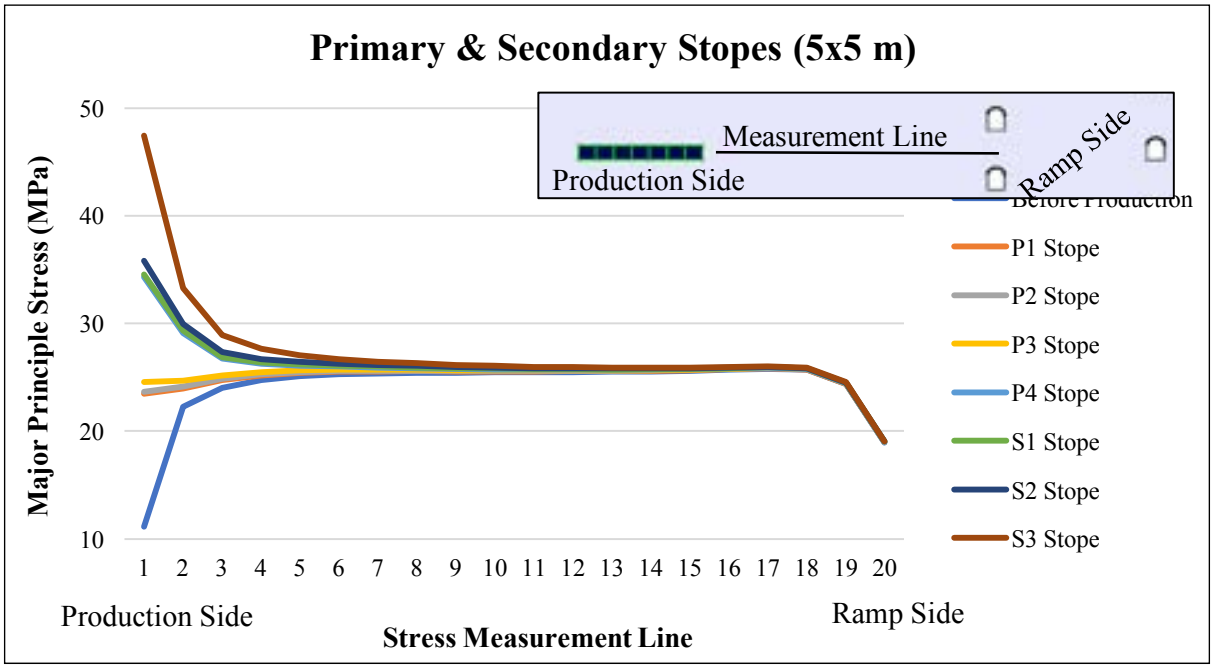


Figure 8. Primary and secondary stopes with 5x5 m stope dimensions

Finally, the model with wider stopes computed a similar trend but higher magnitudes in terms of stress accumulation. The same destressing mechnism in narrower stopes is also valid here. However, excessive stress accumulation may vanish the advantages of stress acuumulation at earlier production stages.

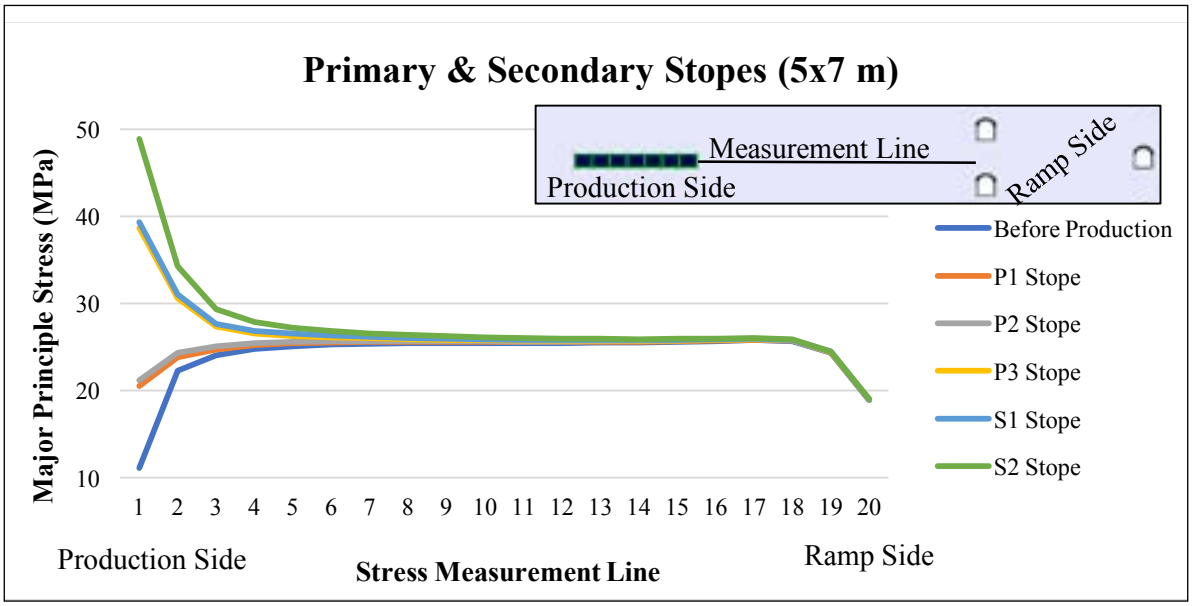


Figure 9. Primary and secondary stopes with 5x7 m stope dimensions

To sum up, the production sequence with primary and secondary stopes is considered better for stress management. However, stope dimensions must be carefully arranged.

CONCLUSION

This study investigated a real rockburst event in a deep underground cut-and-fill mine and assessed the effect of production sequencing on stress accumulation through numerical modeling. The simulations of the current production sequence revealed critical stress concentrations (particularly around stope shoulders) that aligned with field observations of the burst. Two alternative production strategies employing primary and secondary stopes were then tested to evaluate their effectiveness in mitigating stress buildup.

The results demonstrate that adopting a primary-secondary stope sequence significantly heklps stres management compared to the existing method. Stress accumulation at earlier stages of production may m,t,gate the rock burst risk by creating a disturbed zone in the pillar mass. Although widening the stopes offered a similar trend, stress magnitudes were significantly higher.

Overall, the findings emphasize the importance of production planning as a proactive stress management tool in burst-prone deep mining environments. The proposed alternatives, particularly the primary-secondary sequence, provide a feasible and practical approach to improving operational safety and minimizing the risk of dynamic failure in similar geological settings.

REFERENCES

Ahmed, S., Al Heib, M., Gunzburger, Y., & Renaud, V. (2017). Pillar burst assessment based on large-scale numerical modeling. *Procedia Engineering, 191*, 786–793.

Sjöberg, J., Perman, F., Quinteiro, C., Malmgren, L., DahnérLindkvist, C., & Boskovic, M. (2012). Numerical analysis of alternative mining sequences to minimise the potential for fault slip rockbursting. In *Deep Mining 2012: Proceedings of the Sixth International Seminar on Deep and High Stress Mining* (pp. 357–372). Australian Centre for Geomechanics, Perth, Australia.

Yardimci, A. G. & Erkayaoglu, M. (2023). Production Sequence Analysis of an Overhand CutAndFill Mine in a NarrowVein Type Orebody Using Numerical Modeling. *15th ISRM Congress & 72nd Geomechanics Colloquium*, Salzburg, Austria, October 9–14, 2023 (Vol. 1, pp. 1923–1928).

Zhang, C., Canbulat, I., Tahmasebinia, F., & Hebblewhite, B. (2017). Assessment of energy release mechanisms contributing to coal burst. *International Journal of Mining Science and Technology*, *27*(1), 43–47.

Quinteiro, C 2018, 'Design of a new layout for sublevel caving at depth', in Y Potvin & J Jakubec (eds), *Caving 2018: Proceedings of the Fourth International Symposium on Block and Sublevel Caving*, Australian Centre for Geomechanics, Perth, pp. 433-442.

AÇIK OCAK ŞEV STABİLİTESİNİN AŞAMALI DEĞERLENDİRİLMESİ: BASİTLEŞTİRİLMİŞ VARSAYIMLARDAN GERÇEKÇİ MODELLERİN KULLANIMINA

STEPWISE EVALUATION OF OPEN-PIT SLOPE STABILITY: FROM SIMPLIFIED ASSUMPTIONS TO REALISTIC MODELLING

O. Savaş [1,*], C. O. Aksoy [1,2], G. G. U. Aksoy [1,3]

[1] GOA Ar-Ge Madencilik ve Çevre Tek. Ltd. Şti.
*(*Sorumlu yazar: ozansavas@goamining.com.tr)*
[2] Dokuz Eylül Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü
[3] Hacettepe Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü

ÖZ

Açık ocak madenciliğinde şev stabilitesi, operasyonel güvenlik ve ekonomik fizibilite açısından kritik bir faktördür. Geleneksel analizler genellikle iki boyutlu limit denge yöntemlerine dayanmakta olup, bu yöntemler üç boyutlu şev davranışının karmaşıklığını tam olarak yansıtamaz. Üç boyutlu analizler bile, sınırlı model girişleri ve aşırı basitleştirilmiş jeolojik temsiller nedeniyle gerçek şev koşullarını tam olarak yansıtamayabilir. Bu çalışma, PLAXIS 3D LE yazılımı kullanılarak üç boyutlu limit denge yöntemi ile bir açık ocak şevinin stabilitesini değerlendirmektedir. İlk olarak, bir jeolojik birim tanımlanmış ve literatürde yaygın olarak kabul edilen kaya kütlesi parametreleri modele dahil edilmiştir. Başlangıç analizinde yeraltı suyu, faylar ve dinamik yükler göz önüne alınmamıştır. Daha sonra aşamalı bir yaklaşım izlenmiştir: (1) Saha çalışmaları ve laboratuvar testlerinden elde edilen jeolojik birimler ve kaya kütlesi parametreleri modele entegre edilmiştir, (2) Tespit edilen faylar analize dahil edilmiştir, (3) Yeraltı suyu etkileri değerlendirilmiştir, (4) Sismik yükleme uygulanmıştır. Güvenlik katsayısı değerleri Bishop, Janbu, Generalized Limit Equilibrium (GLE) ve Spencer yöntemleri ile hesaplanmış ve karşılaştırılmıştır. Sonuçlar, daha gerçekçi jeolojik ve hidrojeolojik koşulların modele dahil edilmesiyle güvenlik katsayısının düştüğünü göstermektedir. Bu çalışma, piyasada yaygın olarak kullanılan basitleştirilmiş yaklaşımlara kıyasla daha güvenilir ve gerçekçi stabilite değerlendirmeleri elde etmek için detaylı jeoteknik girdilerin gerekliliğini vurgulamaktadır.

Anahtar Sözcükler: Açık ocak madenciliği, şev stabilitesi, limit-denge yöntemi, güvenlik katsayısı

ABSTRACT

Slope stability in open-pit mining is a key factor affecting both operational safety and economic feasibility. Traditional analyses often rely on two-dimensional limit equilibrium methods, which fail to capture the complexity of three-dimensional slope behavior. Even three-dimensional analyses may not fully reflect real slope conditions due to limited model inputs and oversimplified geological representations. This study evaluates open-pit slope stability using the three-dimensional limit equilibrium method in PLAXIS 3D LE. Initially, a geological unit was defined, and widely accepted rock mass parameters from the literature were incorporated into the model. The initial analysis excluded groundwater, faults, and dynamic loads. A stepwise approach was then followed: (1) Geological units and rock mass parameters from field studies and laboratory tests

were integrated, (2) Identified faults were included, (3) Groundwater effects were assessed, and (4) Seismic loading was applied. Factor of Safety values were calculated and compared using Bishop, Janbu, Generalized Limit Equilibrium (GLE), and Spencer methods. Results indicate that incorporating more realistic geological and hydrogeological conditions leads to a lower safety factor. This study highlights the need for detailed geotechnical inputs to achieve more reliable and realistic stability assessments compared to simplified industry approaches.

Keywords: Open-pit mining, slope stability, limit-equilibrium method, factor of safety

GİRİŞ

Açık ocak madenciliğinde şev stabilitesi, hem personel ve ekipman güvenliği hem de işletme verimliliği açısından belirleyici öneme sahiptir. Üretimin kesintisiz sürdürülebilmesi, işletme sahasında oluşabilecek ani kütle hareketlerinin önlenmesiyle doğrudan ilişkilidir. Bu bağlamda, şev duraylılığı analizleri sadece mühendislik tasarımının bir parçası değil, aynı zamanda işletme planlaması ve risk yönetiminin temel bileşenlerinden biri olarak değerlendirilmektedir. Şevlerde meydana gelebilecek stabilite problemleri, çoğu zaman yüksek maliyetli üretim kayıplarına, çevresel zararlara ve hatta can kayıplarına yol açabilecek boyutlara ulaşabilmektedir.

Bu gerçekler doğrultusunda, şev tasarımı sürecinde uygulanan mühendislik yaklaşımlarının güvenilirliği büyük önem taşımaktadır. Ancak, analizlerde kullanılan yöntemlerin büyük kısmı hâlâ idealize edilmiş ve iki boyutlu geometrilere dayanmaktadır. Bu durum, özellikle karmaşık jeolojik yapıların ve düzensiz şev geometrilerinin hâkim olduğu açık ocaklarda, gerçeğe uygun bir stabilite değerlendirmesi yapmayı güçleştirmektedir. Gerçek saha koşullarında şev davranışını etkileyen faktörler, genellikle üç boyutlu karakter gösterdiğinden, analizlerin de bu boyutsallıkta ele alınması gerekliliği kaçınılmazdır. Bu noktada mühendislik tasarım süreci, yalnızca şevin açısı, yüksekliği veya basamak geometrisi gibi geometrik parametrelerle sınırlı kalmamalı; yeraltı suyu durumu, süreksizliklerin yönelimi, zemin-kaya mekaniği özellikleri ve yapısal zayıflık zonları gibi birçok etkeni bütünsel bir sistem içerisinde değerlendirmelidir. Aksi takdirde, elde edilen güvenlik katsayısı değerlerinin gerçek sahadaki stabilite durumunu temsil etmesi mümkün değildir.

Literatürde, farklı ocak ve tünel çalışmalarında kaya mekaniği ve dayanım özelliklerinin güvenilir tasarım için belirleyici olduğu vurgulanmaktadır. Örneğin Külekçi vd. (2022), kireçtaşı ocağında nokta yük dayanımı, Schmidt çekici ve GSI değerleri üzerinden jeoteknik değerlendirmeler yapmış; Külekçi ve Aliyazıcıoğlu (2016) ise kil ocağında Schmidt çekici ölçümleriyle UCS tahmin ederek kaya sınıflamasını ortaya koymuştur. Benzer şekilde, Külekçi ve Yılmaz (2018) farklı jeoteknik sınıflama sistemlerini tünel projelerine uygulamıştır. Bu çalışmalar, makalede kullanılan jeoteknik parametrelerin tartışmasına katkı sunmakta ve şev stabilitesi analizlerinde kaya mekaniği özelliklerinin dikkate alınmasının gerekliliğini desteklemektedir.

Son yıllarda yapılan çalışmalar, şev stabilitesinin daha gerçekçi şekilde değerlendirilebilmesi için iki boyutlu yaklaşımların ötesine geçilmesi gerektiğini vurgulamaktadır. de Kooker vd. (2024), uçucu kül barajında 2B ve 3B analizleri karşılaştırmış ve üç boyutlu modellemenin güvenlik katsayısını daha gerçekçi değerlerle yansıttığını göstermiştir. Benzer şekilde Nguyen ve Marciniak (2024), açık ocak–yeraltı kazısı etkileşiminde olasılıksal şev stabilitesi analizini Response Surface Methodology (RSM) ile üç boyutlu sayısal modellemeye entegre ederek, özellikle Geological Strength Index (GSI) parametresinin güvenlik katsayısı üzerindeki kritik rolünü ortaya koymuştur.

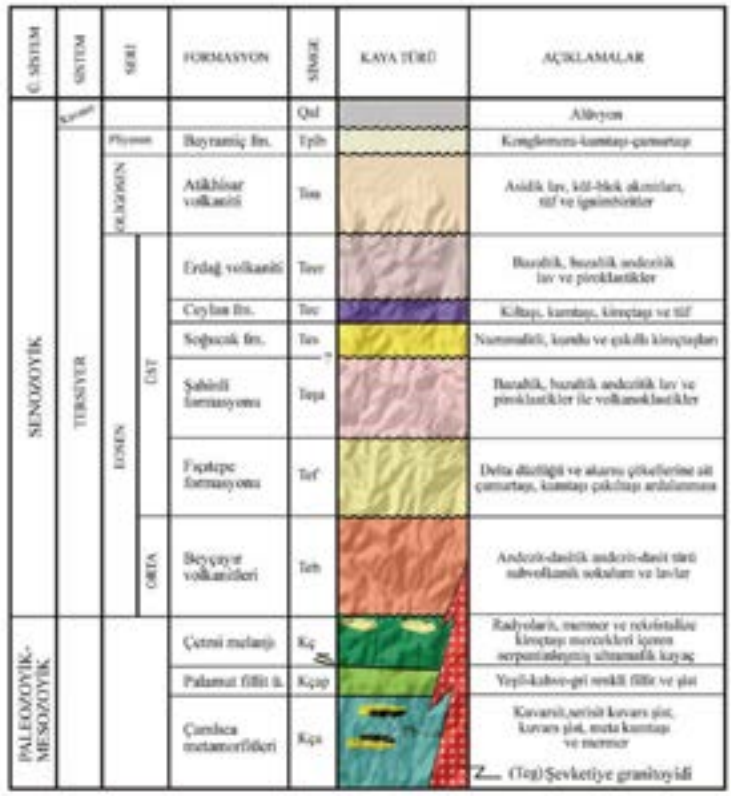
Bu çalışma, açık ocak şev stabilitesinin değerlendirilmesinde sıkça karşılaşılan modelleme sınırlılıklarına dikkat çekmekte ve daha güvenilir sonuçlara ulaşmak amacıyla aşamalı bir analiz yaklaşımı sunmaktadır. Uygulama kapsamında, üç boyutlu limit denge analizlerine olanak tanıyan PLAXIS 3D LE yazılımı kullanılarak, şev stabilitesi beş farklı senaryo üzerinden incelenmiştir. Bu senaryolar, jeoteknik modellemenin basit idealizasyon düzeyinden saha verilerinin ve dış yüklemelerin entegre edildiği ileri düzeye kadar kademeli olarak yapılandırılmıştır.

ÇALIŞMA SAHASI VE GENEL JEOLOJİ

Çalışma alanı Marmara Bölgesi içerisinde yer alır ve Alpin Orojenik Sistemi ile ilişkilendirilmektedir. Yapılan çalışmalar, Biga Yarımadasının jeotektonik konum olarak Pontidler içinde yer aldığını göstermektedir. Biga Yarımadası Kaz Dağları ve çevresinde yüzeylenen yüksek dereceli metamorfizmaya uğramış kayaçlardan oluşur. Birim alttan üste doğru mermer ara bantlı amfibollü gnays, metaofiyolitler ve kuvarso-feldispatik gnayslar ile temsil edilir. Bölge, Tersiyer sırasında Paleosen Eosen'den başlayarak Miyosen sonuna kadar süregelen bir magmatizmanın etkisi altında kalmıştır. Bu sırada çoğunlukla granodiyorit bileşimli birçok granitoyid kütlesi temel kayaçlarına sokulum yaparken, andezit-dasit-riyodasit-riyolit bileşimli volkanik kayaçlar ise benzer zaman aralıklarında temel kayaçlarını kesmiş veya bunları uyumsuz olarak örtmüştür. Yine bu dönemde Biga Yarımadası'nda volkanik aktiviteyle çoğu kez eş yaşlı olarak yoğun bir sedimantasyon meydana gelmiştir (Siyako vd., 1989).

İnceleme alanı ve çevresinde gözlenen birimler Şahinli formasyonunun Bilaller üyesi olarak adlandırılmıştır. Bu formasyon tüf, volkanik kırıntılı, volkanik ve tortul breş, mikaşist ve bazalt dayklarından oluşur. Tesis Alanında yapılan sondajlar sırasında inceleme sahasının üst seviyelerinin tüf ile kaplandığı, alt derinliklerde volkanik kırıntılı birimlerin görüldüğü gözlenmiştir. Volkan kırıntılı birimler, yer yer türbiditik çökeller, andezitik bazaltik bileşimli lavlardan oluşur ve tektonikten etkilenir. Formasyon çok sayıda bazaltik bileşimli dayk tarafından kesilmektedir. Bilaller üyesi: Şahinli formasyonu içindeki volkano kırıntılıları, yer yer türbiditik çökeller ve bu çökellerden ayırt edilemeyen bazaltik ve yer yer bazaltik andezit bileşimli lavlar Bilaller üyesi olarak adlandırılır.

Çalışmaya konu olan bölge ve çevresin de Miyosen yaşlı volkanik ve sedimanter birimler yaygın olarak gözlenir. Çalışma bölgesi ve çevresinin genelleştirilmiş ölçeksiz kolon kesiti Şekil 1'de sunulmuştur.



Şekil 1. Çalışma alanı ve çevresinin genelleştirilmiş kolon kesiti

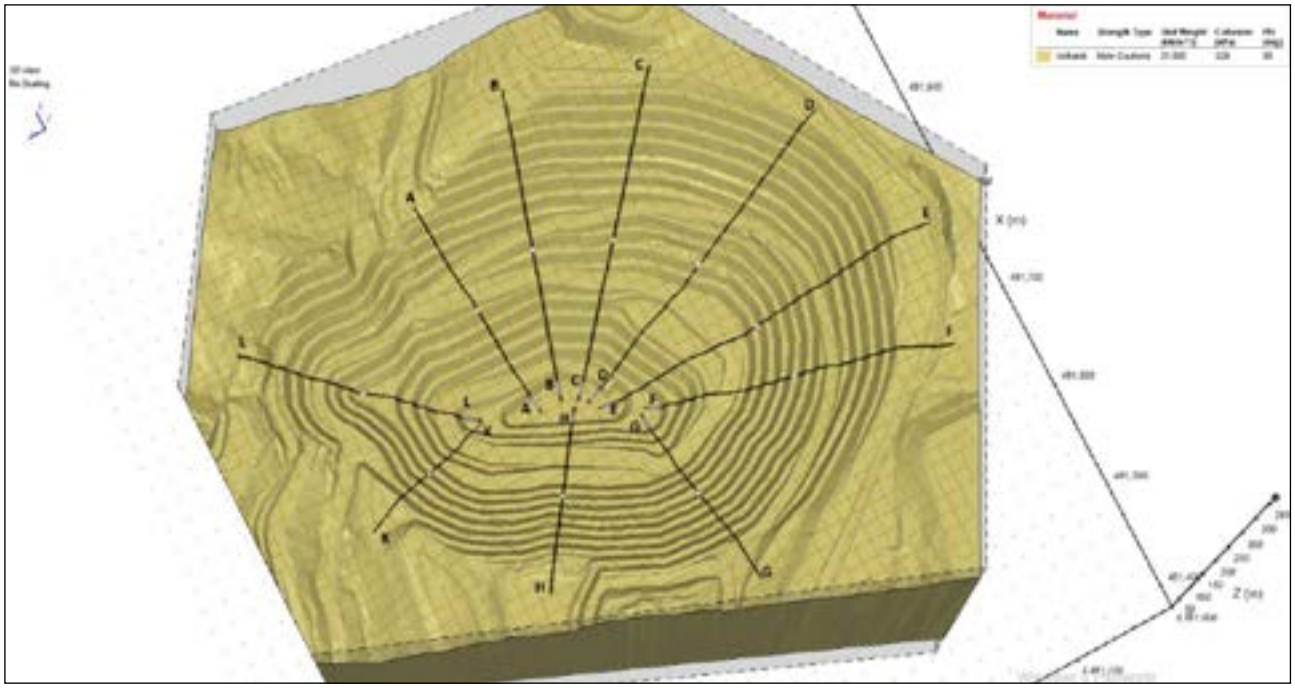
MATERYAL VE YÖNTEM

Bu çalışmada, açık ocak işletmesinde şev stabilitesinin üç boyutlu olarak değerlendirilmesi amacıyla PLAXIS 3D LE yazılımı kullanılmıştır (Bentley Systems Inc., 2021). PLAXIS 3D LE, limit denge esaslı (LEM) hesaplamalara dayalı olarak çalışan ve potansiyel kayma yüzeylerini üç boyutlu geometri içinde arayarak stabilite değerlendirmesi yapan bir mühendislik yazılımıdır. Çalışmada, Bishop, Janbu, Spencer, Morgenstern–Price (M–P), Generalized Limit Equilibrium (GLE) ve Ordinary Method of Slices (OMS) olmak üzere altı farklı hesaplama yöntemi kullanılmış ve bu yöntemlerle elde edilen güvenlik katsayısı (FS) değerleri karşılaştırılmıştır (Bishop, 1955; Janbu, 1954; Spencer, 1967; Morgenstern ve Price, 1965; Fredlund ve Krahn, 1977; Fredlund vd., 1981).

Analizlerde kullanılan sayısal model, sahaya ait nihai ocak planı üzerinden oluşturulmuş, açık ocak geometrisi üç boyutlu olarak modellenmiştir. Modelleme sürecinde ocak basamakları, şev açıları ve nihai sınırlar birebir temsil edilmiştir. Zemin ve kaya birimleri, jeoteknik sondajlar ve litolojik gözlemler doğrultusunda tanımlanmış; her bir formasyon kendine özgü dayanım ve deformasyon parametreleriyle modele entegre edilmiştir. Saha genelinde, daha önce gerçekleştirilen haritalama ve etüt çalışmaları neticesinde tespit edilen yapısal süreksizlikler, modelde zayıf zonlar olarak tanımlanmış ve şev stabilitesi üzerindeki potansiyel etkileri dikkate alınmıştır.

Şev stabilitesi analizleri, ocak modeli üzerinde belirlenen 10 kritik kesit üzerinden gerçekleştirilmiştir. Bu kesitler, şevin jeolojik yapısı, jeoteknik özellikleri ve geometrik konumları dikkate alınarak seçilmiştir. Her bir kesitte, aynı aşamalı analiz yapısı izlenmiş ve model üzerindeki tüm değişkenler kontrol altında tutularak güvenlik katsayısı hesaplamaları yapılmıştır. Potansiyel kayma yüzeylerinin tespiti için slope search yöntemi kullanılmış ve üç boyutlu arama algoritmasıyla en kritik yüzeylerin modellenmesi sağlanmıştır.

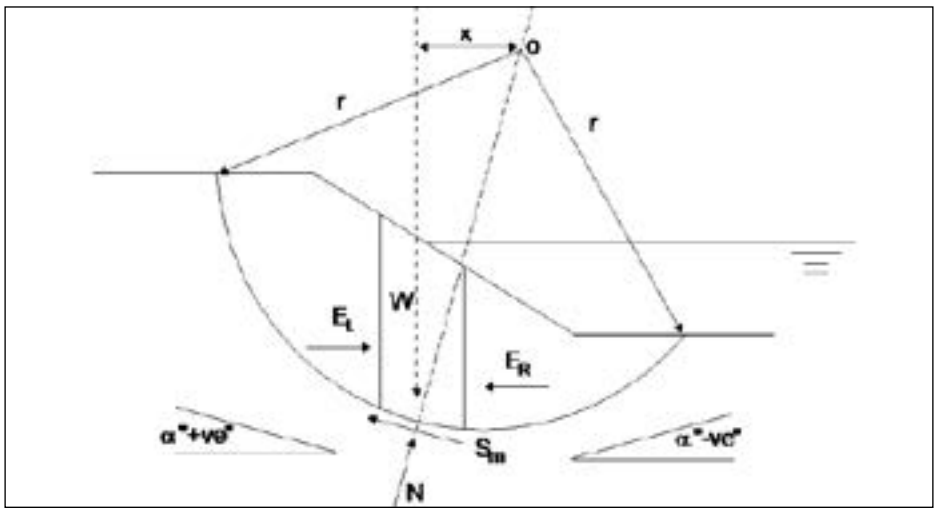
Şekil 2'de nihai açık ocak modelinde tanımlanan 10 farklı kesit düzleminin genel görünümü verilmiştir. Kesitler, ocak geometrisinin farklı yönlerinde temsil gücü yüksek olacak şekilde seçilmiş ve analizlerde stabilite değerlendirmesi bu doğrultularda gerçekleştirilmiştir.



Şekil 2. Nihai açık ocak modelinde tanımlanan 10 farklı kesit düzleminin genel görünümü

Şev stabilitesi analizlerinde limit denge yöntemi (LEM), belirlenen bir kayma yüzeyi boyunca malzeme dengesinin incelenmesini sağlar. Güvenlik katsayısı (FS – Factor of Safety) şu genel formüle göre hesaplanır:

Şev stabilitesi analizlerinde Bishop'un Basitleştirilmiş Yöntemi kullanıldığında, her dilim için dönme merkezi etrafında moment dengelemesi yapılır ve kayma yüzeyindeki kuvvetler dengelenir. Bu yöntem, dilimler arasındaki kayma kuvvetlerini ihmal ederek, yalnızca dikey kuvvetler ve yatay kuvvetler dikkate alınarak güvenlik katsayısı hesaplanır. Bishop Yöntemi ile ilişkili kuvvetler Şekil 3'de gösterilmektedir.



Şekil 3. Bishop'un Basitleştirilmiş Dilim Yöntemi ile ilişkili kuvvetler (Bentley Systems, 2021'den alınmıştır.)

Limit denge metodu, statik denge koşullarını sağlamaya dayanır. Bu yöntemde, kayma kütlesi dikey dilimlere ayrılır ve her bir dilim üzerinde aşağıdaki kuvvetler etki eder:

Limit denge metodu, statik denge koşullarını sağlamaya dayanır. Bu yöntemde, kayma kütlesi dikey dilimlere ayrılır ve her bir dilim üzerinde aşağıdaki kuvvetler etki eder:

Burada,

c′: Etkin kohezyon,

σn: Normal gerilme,

u: Gözenek suyu basıncı,

ϕ′: İçsel sürtünme açısı,

W: Dilim ağırlığı,

α: Dilim tabanı eğimi.

Farklı limit denge yöntemlerinin kullanılması, şev stabilitesine etki eden faktörlerin hesaplamalarda ne ölçüde duyarlılık oluşturduğunu gözlemlemek açısından önemlidir. Bu çalışmada, hem sayısal modelleme girdileri hem de analiz yöntemleri kontrollü şekilde değiştirilerek, gerçek saha koşullarını daha iyi temsil eden bir değerlendirme yaklaşımı benimsenmiştir. Bu amaç doğrultusunda, modelleme süreci beş aşamalı bir senaryo dizisi şeklinde yapılandırılmış; her aşamada şev davranışını etkileyen yeni bir parametre modele entegre edilerek güvenlik katsayısındaki değişimler analiz edilmiştir.

Aşamalı Modelleme Yaklaşımı

Bu çalışmada, şev stabilitesi üzerinde etkili olan jeoteknik, hidrojeolojik ve yapısal parametrelerin güvenlik katsayısı üzerindeki etkisini ayrı ayrı gözlemleyebilmek amacıyla aşamalı bir modelleme yaklaşımı benimsenmiştir. Bu kapsamda her biri kümülatif olarak bir öncekini içeren beş analiz aşaması tanımlanmıştır. Tüm analizler, ocak sahası üzerinde belirlenen 10 kritik kesit üzerinden yürütülmüş ve her bir aşamada altı farklı limit denge yöntemi kullanılarak güvenlik katsayısı (FS) hesaplamaları yapılmıştır.

Aşama 1 – Temel (Referans) Modelleme

İlk aşamada yalnızca literatürde yaygın şekilde kabul gören kaya parametreleri esas alınarak homojen, sadeleştirilmiş bir model oluşturulmuştur. Bu modelde su etkisi, fay zonları ve saha verisine özgü formasyon ayrımı yapılmamıştır. Elde edilen FS değerleri referans olarak kullanılmış ve sonraki aşamalarda yapılan her değişikliğin etkisi bu baz senaryo ile karşılaştırılmıştır.

Aşama 2 – Gerçek Jeoteknik Parametreler

İkinci aşamada, açık ocak sahasında gerçekleştirilen jeoteknik sondajlar ve saha gözlemleri sonucunda zemin ve kayaçlar iki ana formasyon (şist ve volkanik kayaçlar) altında sınıflandırılmıştır. Bu formasyonların jeoteknik özellikleri, Geological Strength Index (GSI) yöntemi ile değerlendirilmiştir. Saha gözlemleri sırasında süreksizlik yoğunluğu, eklem yüzey koşulları, blok boyutları ve ayrışma dereceleri dikkate alınmış; şist birimi için GSI = 38, volkanik birim için ise GSI = 56 değeri hesaplanmıştır.

Belirlenen GSI değerleri, RocLab yazılımı kullanılarak Hoek–Brown kaya kütlesi dayanım parametrelerine dönüştürülmüş; bu parametreler daha sonra mühendislik analizlerinde kullanılmak üzere Mohr–Coulomb eşdeğer parametrelerine (c', φ') çevrilmiştir.

Aşama 3 – Su Tablası Tanımı

Bu aşamada şev stabilitesi üzerindeki yeraltı suyu etkisi değerlendirilmiştir. Modelde 175 m kotunda sabit bir su seviyesi (constant water table) tanımlanmıştır. Su tablasının üzeri doygun olmayan bölge olarak kabul edilmiş, bu bölgede suyun yapıya katkısı "Constant Above Maximum" yöntemiyle sınırlandırılmıştır. Su tablasının altındaki zemin kütlesi ise tam doygun olarak kabul edilmiş ve burada hidrostatik gözenek suyu basıncı etkisi modele uygulanmıştır.

Aşama 4 – Fay Etkisi

Dördüncü aşamada, saha genelinde gerçekleştirilen jeofizik çalışmalar (özellikle yer radarı [GPR] ve sismik yansıma) ile desteklenen jeoteknik sondaj ve yüzey jeolojisi gözlemleri birlikte değerlendirilmiş ve ocak alanında etkin süreksizlik/fay zonları tanımlanmıştır. Saha çalışmaları sonucunda ocakta dört ana süreksizlik takımı belirlenmiş olup, bunlardan ikisi fay özelliği göstermektedir. Bu fayların yönelimleri sırasıyla 190/85 ve 225/35 olarak ölçülmüştür.

Modellemede, fay zonları düşük dayanım özellikleri ile temsil edilmiş; bu amaçla laboratuvar kesme kutusu deneylerinden elde edilen düşük kohezyon (≈ 9–40 kPa) ve düşük içsel sürtünme açısı ($\varphi \approx 16–22°$) değerleri kullanılmıştır. Fay düzlemleri üç boyutlu süreksizlik yüzeyleri olarak tanımlanmış ve şev geometrisi ile etkileşimleri analiz edilmiştir.

Bu aşama sayesinde, şev davranışının yalnızca malzeme parametrelerinden değil, aynı zamanda yapısal kontrol unsurlarından da etkilendiği açıkça ortaya konmuş ve fay zonlarının kritik kesitlerde güvenlik katsayısını düşürücü rolü doğrudan gözlemlenebilmiştir.

Aşama 5 – Sismik Yükleme

Son aşamada şev stabilitesi, deprem etkisi altında değerlendirilmiştir. PLAXIS 3D LE yazılımında tanımlı pseudo-static (yarı-statik) analiz yaklaşımı kullanılmış; model içerisine sabit bir yatay deprem katsayısı kh=0,15 uygulanmıştır. Bu değer, Türkiye Deprem Tehlike Haritası (AFAD) ve uluslararası kılavuzlar doğrultusunda orta-yüksek deprem tehlikesine sahip bölgeler için uygun aralıkta yer almaktadır. Dikey deprem katsayısı kv=0 olarak alınmış ve etkisi analiz dışında tutulmuştur.

Bu kademeli modelleme yaklaşımı sayesinde her bir parametrenin şev güvenliği üzerindeki etkisi hem bağımsız hem de bileşik olarak analiz edilmiş, mühendislik karar süreçlerine ışık tutacak karşılaştırmalı değerlendirmeler elde edilmiştir.

Çalışmada kullanılan formasyonlara ve fay zonlarına ait nihai mühendislik parametreleri, saha gözlemleri, laboratuvar deneyleri ve GSI tabanlı Hoek–Brown → Mohr–Coulomb dönüşümleri sonucunda elde edilmiştir. Bu parametreler sayısal modellere doğrudan girdi olarak tanımlanmış ve şev stabilitesi analizlerinde kullanılmıştır. İlgili parametreler Çizelge 1'de özetlenmiştir.

Çizelge 1. Ocakta tanımlanan jeoteknik birimlere ait nihai kaya parametreleri

		Birim Hacim Ağırlık (kN/m^3)	Kohezyon (c) (kPa)	İçsel Sürtünme açısı (º)
Volkanik		23.8	200	23
Şist		25.2	150	21
Fault_1		22	20	16
Fault_2		22.5	30	22

BULGULAR VE TARTIŞMA

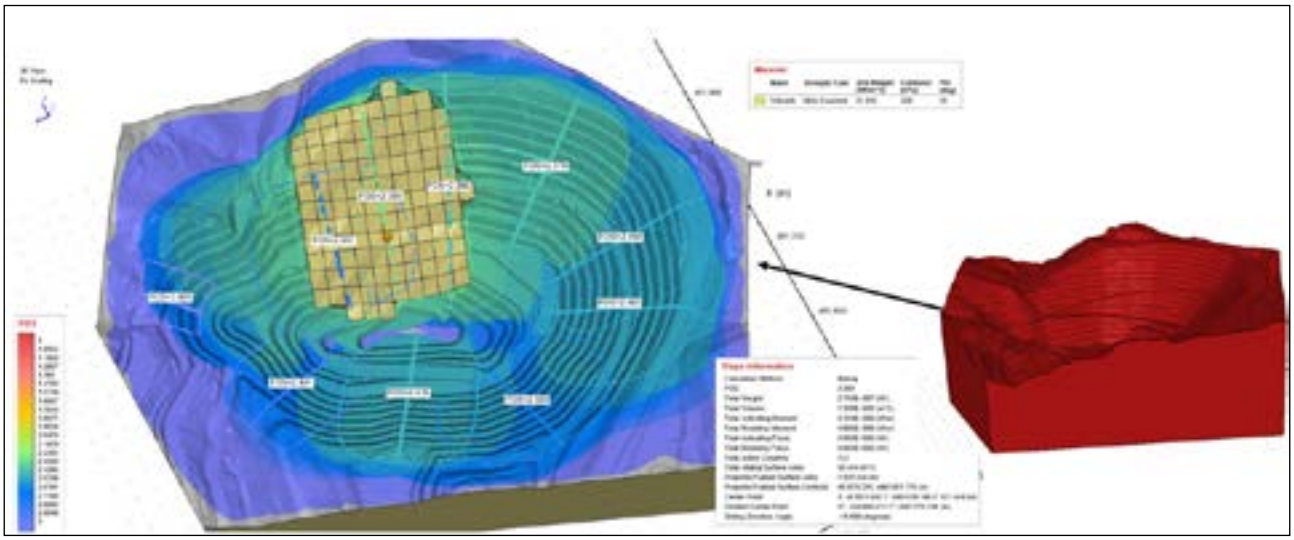
Gerçekleştirilen şev stabilitesi analizleri, beş aşamalı modelleme yaklaşımı ile farklı jeoteknik koşulların güvenlik katsayısı (FS) üzerindeki etkilerini detaylı olarak ortaya koymuştur. İlk aşamada kullanılan idealize parametrelerle oluşturulan modellerde FS değerleri görece yüksek olup, yapay bir stabilite izlenimi vermektedir. Ancak model gerçek saha koşullarına yaklaştırıldıkça, özellikle jeoteknik verilerin tanımlandığı Aşama 2'de FS değerlerinde ortalama %30–40 civarında düşüşler gözlemlenmiştir. Bu durum, laboratuvar ve arazi verilerine dayalı mühendislik parametrelerinin modellenmesinin önemini açıkça göstermektedir.

Aşama 3 ile modele dahil edilen yeraltı suyu koşulları, özellikle su tablasının kritik şev düzlemleriyle etkileşimde olduğu kesitlerde FS üzerinde ilave düşüşler yaratmıştır. Su tablası etkisi bazı kesitlerde %10'a varan azalmalarla kendini göstermiştir. Bunu izleyen Aşama 4'te, daha önce yürütülen jeofizik çalışmalarla belirlenen süreksizlikler ve fay zonları modelde düşük mukavemetli zayıf yüzeyler olarak tanımlanmış, özellikle B-B, C-C ve D-D kesitlerinde FS değerleri 1.0'ın altına inmiştir. Fay zonlarının şev davranışına etkisi hem yönelimleri hem de derinlikleri itibariyle önemli bir faktör olarak öne çıkmaktadır.

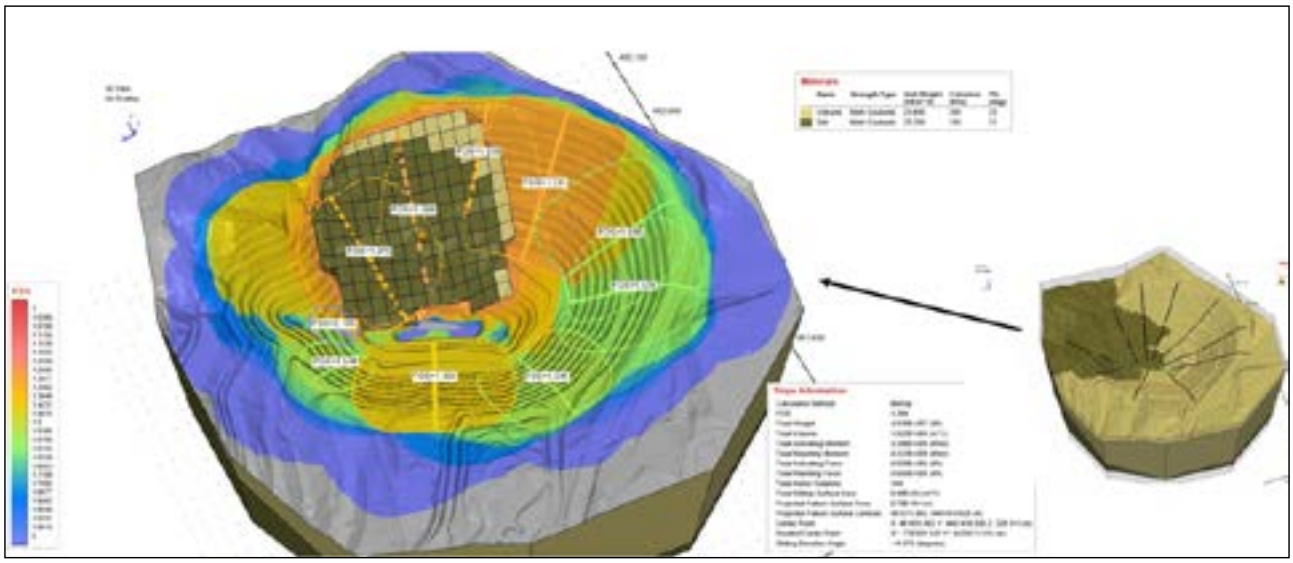
Modelleme sürecinin son aşamasında, bölgenin sismotektonik karakterine uygun olarak tanımlanan pseudo-static analiz koşulları altında sismik yükler modele entegre edilmiştir. Bu yüklemeler sonucunda, birçok kesitte FS değerleri 1.0 sınırının altına inmiş ve tasarım açısından riskli durumları ortaya koymuştur. Özellikle yatay deprem katsayısı (kh = 0.15) etkisiyle, C-C ve B-B gibi kesitlerde FS değerleri 0.75–0.85 aralığına kadar gerilemiştir.

Kullanılan limit denge yöntemleri arasında belirgin duyarlılık farkları da gözlemlenmiştir. Bishop ve Morgenstern–Price yöntemleri birbirine yakın sonuçlar üretirken, Janbu ve Ordinary Method of Slices yöntemleri, özellikle su ve sismik etkili senaryolarda daha düşük FS değerleriyle sonuçlanmıştır. Spencer ve GLE yöntemleri ise daha dengeli ve kararlı sonuçlar vererek kompleks geometri ve yüklemelerde tercih edilebilirliğini kanıtlamıştır. Bu durum, mühendislik uygulamalarında çoklu yöntemle hesap yapmanın karar sürecindeki önemini vurgulamaktadır.

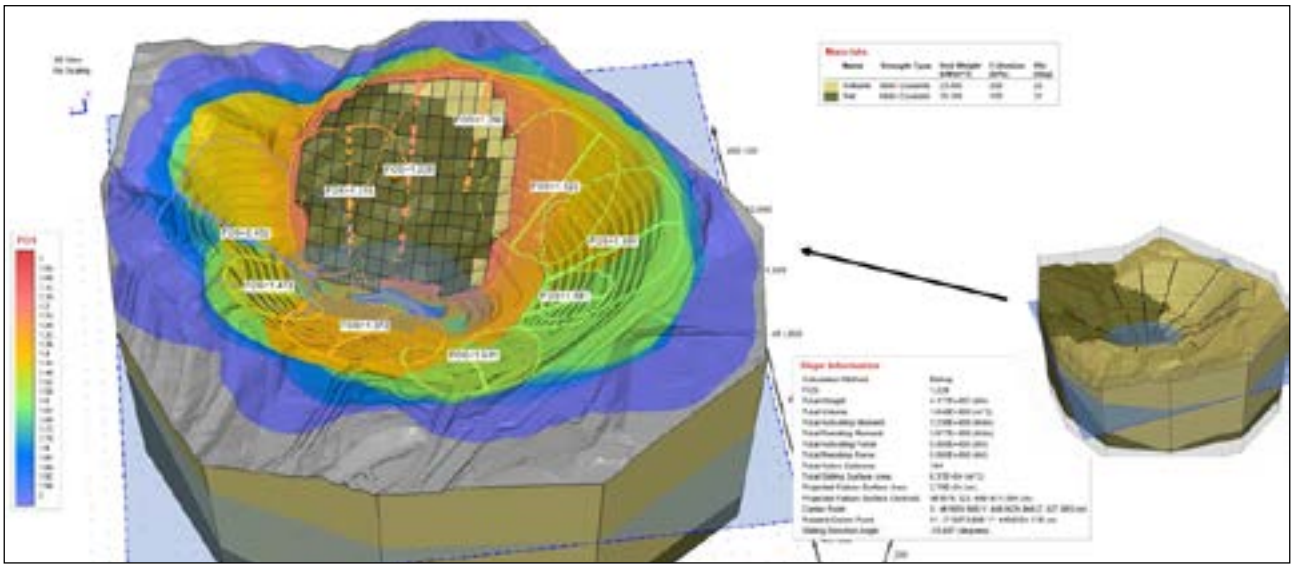
Tüm bu değerlendirmeler ışığında, L-L ve G-G gibi bazı kesitlerin tüm aşamalarda göreceli olarak yüksek FS değerleriyle stabil bir davranış sergilediği, buna karşılık B-B, C-C ve D-D gibi kesitlerin hem jeolojik hem de dinamik etkiler altında kritik değerlere ulaşarak daha yüksek öneme sahip risk bölgeleri oluşturduğu görülmüştür. Şev duraylılığı açısından güvenli tasarım yapılabilmesi için hem detaylı jeoteknik veri temini hem de su ve süreksizlik etkilerinin ihmal edilmeden modellenmesi gerektiği bir kez daha doğrulanmıştır. Bishop yöntemi ile gerçekleştirilen şev stabilitesi analizlerinin genel sonuçları, her bir modelleme aşamasına karşılık gelen görseller ile Şekil 4–8 arasında sunulmaktadır.



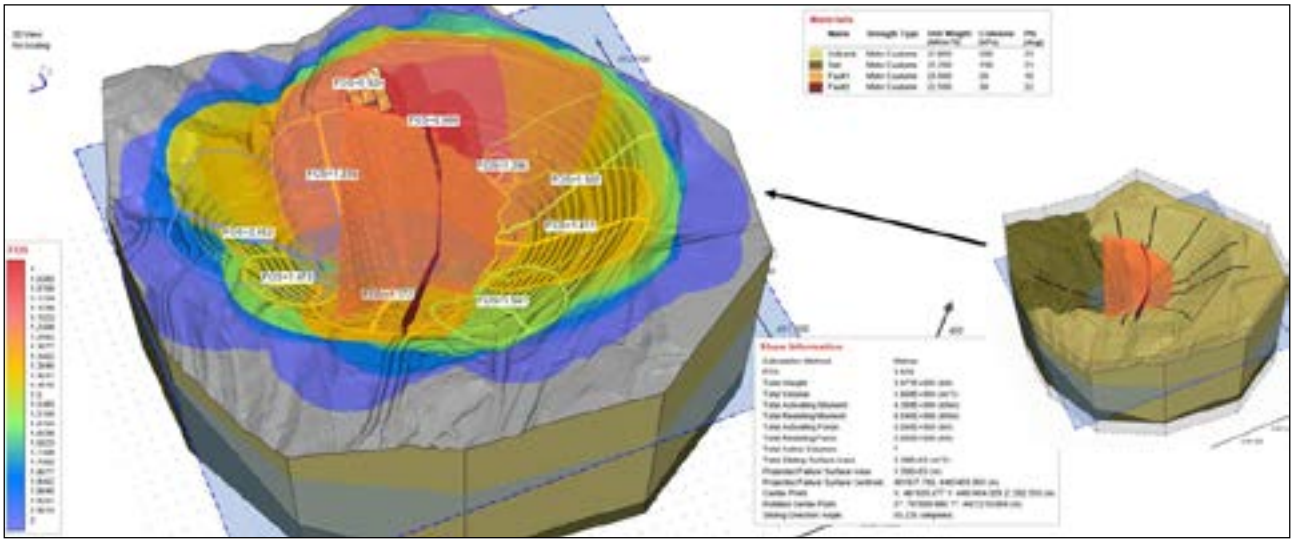
Şekil 4. Aşama 1 – Temel modelleme senaryosunda elde edilen şev stabilitesi dağılımı



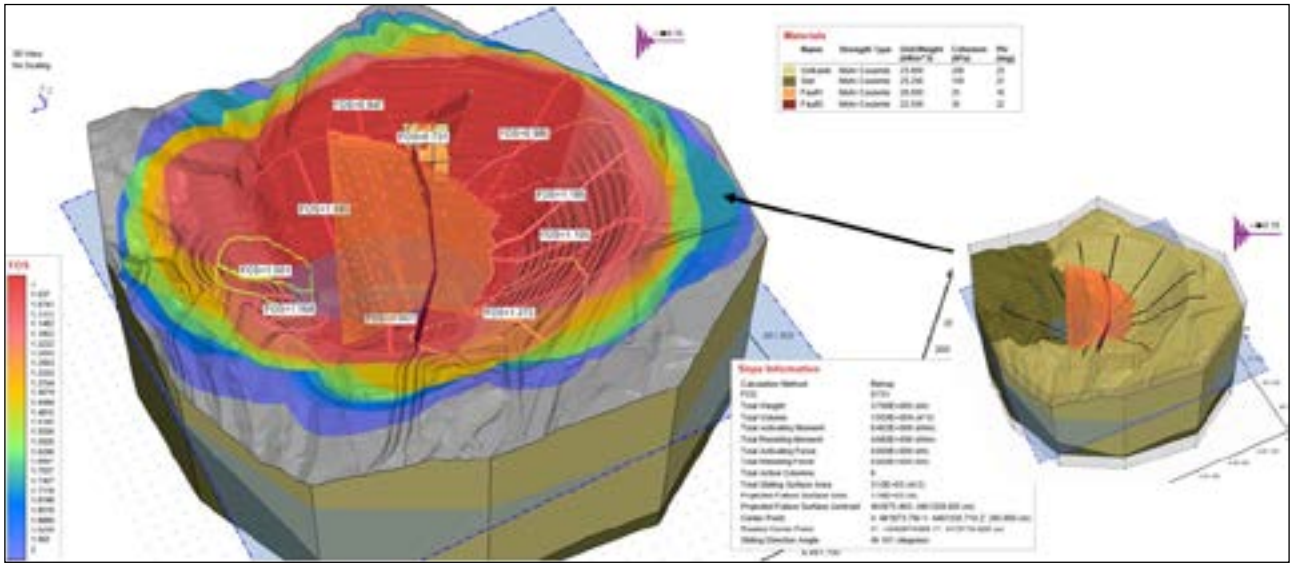
Şekil 5. Aşama 2 – Gerçek jeoteknik parametrelerle tanımlanmış modelde şev stabilitesi analizi



Şekil 6. Aşama 3 – Yeraltı suyu etkisinin dahil edildiği modelde elde edilen şev stabilitesi sonuçları



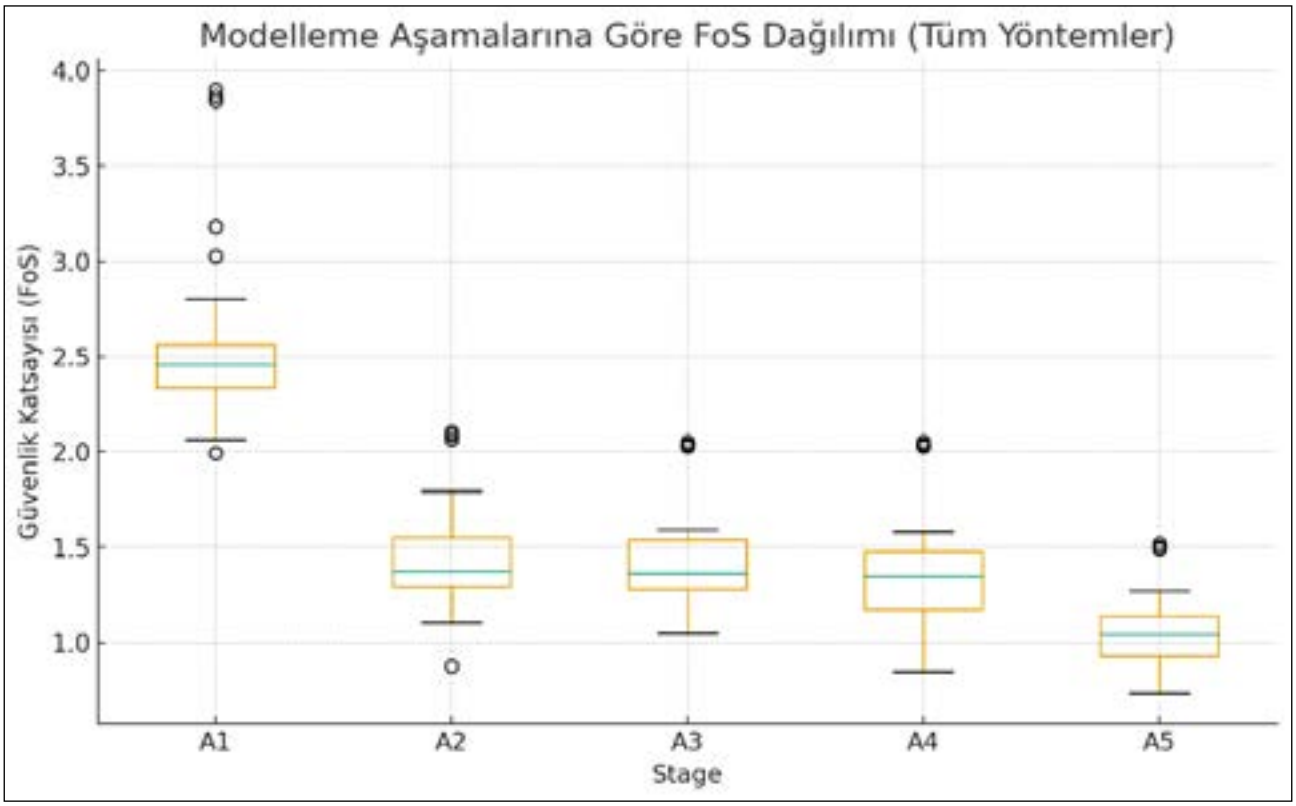
Şekil 7. Aşama 4 – Fay zonlarının modele entegre edildiği senaryoya ait şev stabilitesi analizi



Şekil 8. Aşama 5 – Sismik yükleme koşulları altında elde edilen şev stabilitesi dağılımı

Şekil 9'da aşama bazında güvenlik katsayısı (FoS) dağılımlarının kutu grafiği her aşamada farklı yöntemlerle elde edilen FoS değerlerinin dağılımlarını göstermektedir. Grafikler, medyan, çeyrekler arası aralık (IQR) ve aykırı değerleri ortaya koymaktadır. Sonuçlar, A1 aşamasında yüksek fakat geniş varyasyonlu değerler olduğunu; A2–A3 aşamalarında varyasyonun daraldığını; A4 (faylı model) ve özellikle A5 (sismik yükleme) aşamalarında ise hem ortalama değerlerin düştüğünü hem de standart sapmaların belirgin şekilde arttığını göstermektedir. Bu durum, model belirsizliğinin özellikle yapısal kontrol ve dinamik yük etkilerinde arttığını ortaya koymaktadır.

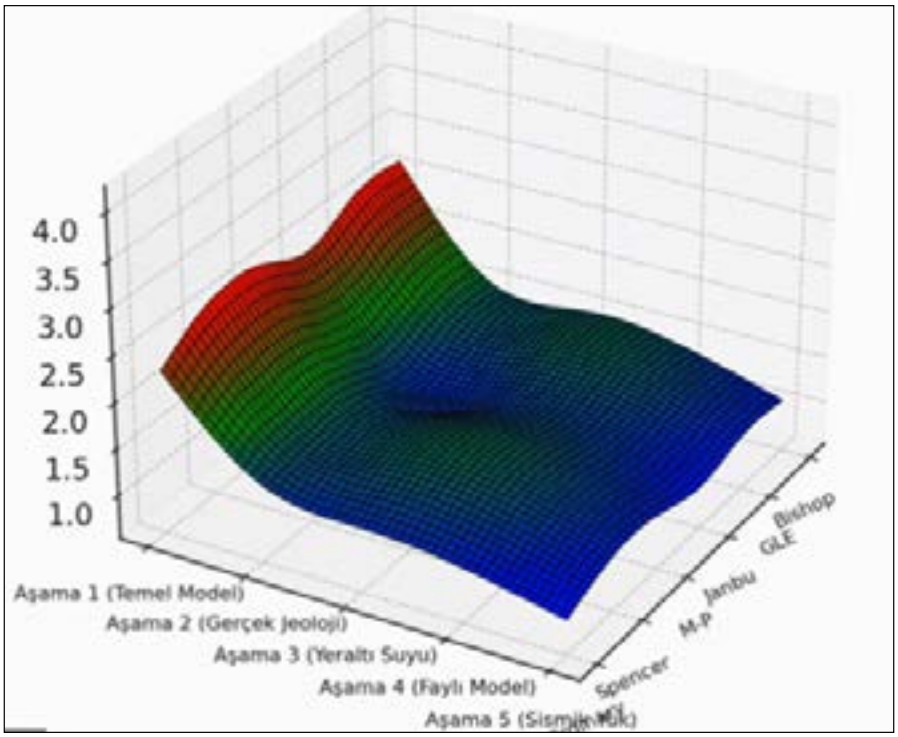
FoS değerlerinin standart sapmaları A2–A3 aşamalarında görece düşük iken, A4 ve A5 aşamalarında belirgin şekilde artmıştır (Bishop A4 için CV %22.6, Ordinary A4 için CV %17.4). Bu durum, özellikle fay ve sismik etkiler altında yöntemler arası farklılıkların büyüdüğünü ve belirsizliğin arttığını göstermektedir.



Şekil 9. Aşama bazında güvenlik katsayısı (FoS) dağılımlarının kutu grafiği (boxplot)

SONUÇLAR VE ÖNERİLER

Bu çalışmada, açık ocak şev stabilitesi beş aşamalı bir modelleme yaklaşımıyla ve çoklu limit denge yöntemleri kullanılarak değerlendirilmiştir. Elde edilen sonuçlar, güvenlik katsayısının (FoS) yalnızca sayısal bir çıktı olarak değil, jeolojik, hidrojeolojik ve yapısal bağlamla birlikte ele alınması gerektiğini ortaya koymuştur. Özellikle sahaya özgü parametrelerin ve su koşullarının modele dâhil edilmesiyle güvenlik katsayısında belirgin azalmalar gözlemlenmiş, gerçek şev davranışının ancak bu detaylarla temsil edilebileceği anlaşılmıştır. Farklı analiz yöntemleri ve modelleme aşamaları arasında elde edilen ortalama güvenlik katsayısı (FoS) değişimlerinin üç boyutlu yüzey grafiği Şekil 10'da verilmektedir. Grafik, hem analiz yöntemi hem de model girdilerine bağlı olarak FS değerlerinde meydana gelen düşüş eğilimlerini bütüncül şekilde göstermektedir.



Şekil 10. Farklı analiz yöntemleri ve modelleme aşamaları arasında elde edilen ortalama güvenlik katsayısı (FoS) değişimlerinin üç boyutlu yüzey grafiği

Fay zonlarının ve sismik yüklemenin modele entegrasyonu, bazı kesitlerde FS'nin kritik değerlerin altına düştüğünü göstermiştir. Bu durum, mühendislik tasarımlarında süreksizliklerin ve dinamik etkilerin göz ardı edilmemesi gerektiğini vurgulamaktadır. Ayrıca, kullanılan analiz yöntemleri arasında FS değerlerinde belirgin farklılıklar oluşması, tasarım kararlarında birden fazla yöntemle hesap yapılmasının gerekliliğini göstermektedir.

Literatürde yapılan çalışmalar da bu bulguları desteklemektedir. McQuillan vd. (2019), farklı litolojik senaryolarda 2B ve 3B analizleri karşılaştırarak, 3B yaklaşımın kenar etkilerini ve hacimsel davranışı daha doğru temsil ederek daha güvenilir sonuçlar verdiğini göstermiştir. Benzer şekilde Sari vd. (2020), doğal bir şev üzerinde yaptıkları çalışmada 2B ve 3B FEM analizlerini karşılaştırmış ve 3B analizlerin, 2B'ya kıyasla farklı FoS değerleri verdiğini göstermiştir. Araştırmacılar, bu farkın 3B modellerin kenar etkilerini ve hacimsel gerilme dağılımlarını dikkate alabilmesinden kaynaklandığını, dolayısıyla şev davranışının daha gerçekçi temsil edildiğini vurgulamışlardır.

Ayrıca, lokal stabilite değişimlerinin doğru tespiti için kesit sayısının artırılması; elde edilen analiz sonuçlarının jeoteknik izleme yöntemleri (örneğin jeoradar, mikrosismik vb.) ile desteklenmesi gerekmektedir. Böylece potansiyel stabilite problemleri erkenden belirlenebilir, izleme ile analiz verileri karşılaştırılabilir ve güvenli üretim süreçleri sağlanabilir. Son olarak, periyodik izleme, model güncellemeleri ve saha verisi revizyonlarının sürdürülebilirlik açısından zorunlu mühendislik uygulamaları arasında yer alması gerektiği değerlendirilmektedir.

Genel olarak, bu çalışmada kurgulanan senaryoların aşamalı olarak değerlendirilmesi ve her aşamada güvenlik katsayısındaki düşüşün gözlenmesi, mühendislik bakış açısıyla öngörülebilir bir durumdur. Ancak burada vurgulanmak istenen temel nokta, sektörde hâlen yaygın biçimde kullanılan ve çoğu zaman yalnızca birkaç kesit üzerinden, akademik temelden yoksun şekilde yapılan basitleştirilmiş analizlerin yetersizliğidir. Bu çalışma, böyle yaklaşımların ısrarla sürdürülmemesi gerektiğini ve bunun yerine sahaya özgü jeoteknik, hidrojeolojik ve yapısal verilerin bütüncül şekilde dikkate alınarak yapılacak detaylı değerlendirmelerin zorunlu olduğunu ortaya koymaktadır.

KAYNAKLAR

Bentley Systems Inc. (2021). *PLAXIS 3D LE User Manual*. [Çevrim içi]. Erişim adresi: https://www.plaxis.com

Bishop, A.W. (1955). *The use of the slip circle in the stability analysis of slopes*. Géotechnique, 5(1), 7–17.

de Kooker, L.C., Ferentinou, M., Musonda, I., & Esmaeili, K. (2024). Investigation of the stability of a fly ash pond facility using 2D and 3D slope stability analysis. Mining, Metallurgy & Exploration, 41, 659–668. https://doi.org/10.1007/s42461-024-00961-z

Fredlund, D.G., & Krahn, J. (1977). *Comparison of slope stability methods of analysis*. Canadian Geotechnical Journal, 14(3), 429–439.

Külekçi, G., Vural, A., & Aliyazicioğlu, Ş. (2022). *Assessment of excavability classification in a limestone quarry: A case study from Bayburt, Turkey*. Iranian Journal of Earth Sciences, 14(4), 241–251. https://doi.org/10.30495/ijes.2022.1948500.1697

Külekçi, G., & Aliyazıcıoğlu, Ş. (2016). Katmanlı bir kil ocağının jeolojik açıdan incelenmesi ve kazılabilirlik yönünden sınıflandırılması. International Black Sea Mining & Tunnelling Symposium, Trabzon, Türkiye.

Külekçi, G., & Yılmaz, A.O. (2018). Tünellerde kaya sınıflandırması ve tahkimat uygulamaları: Gümüşhane çevre yolu tünel örneği. 4. Uluslararası Yeraltı Kazıları Sempozyumu, İstanbul, Türkiye.

Fredlund, D.G., Krahn, J., & Pufahl, D.E. (1981). *The relationship between limit equilibrium slope stability methods*. Proceedings of the International Conference on Soil Mechanics and Foundation Engineering, 1, 409–416.

Hoek, E., & Brown, E.T. (1980). *Underground Excavations in Rock*. Institution of Mining and Metallurgy, London.

Janbu, N. (1954). *Stability analysis of slopes with dimensionless parameters*. Harvard Soil Mechanics Series, No. 46.

McQuillan, A., Bar, N., & Yacoub, T. (2019). On the Comparison of 2D and 3D Stability Analyses of an Anisotropic Slope: A Parametric Study of Lithological Models Using Limit Equilibrium. Proceedings of the 4th International Symposium on Computational Geomechanics (ComGeo IV), Assisi, Italy.

Morgenstern, N.R., & Price, V.E. (1965). *The analysis of the stability of general slip surfaces*. Géotechnique, 15(1), 79–93.

Nguyen, P.M.V., & Marciniak, M. (2024). Stochastic Rock Slope Stability Analysis: Open Pit Case Study with Adjacent Block Caving. Geotechnical and Geological Engineering, 42, 5827–5845. https://doi.org/10.1007/s10706-024-02862-w

Sari, P.T.K., Putri, Y., Savitri, Y.R., & Nusantara, D.A.D. (2020). The Comparison Between 2-D and 3-D Slope Stability Analysis Based on Reinforcement Requirements. International Journal on Advanced Science, Engineering and Information Technology, 10(5), 2082–2087. https://doi.org/10.18517/ijaseit.10.5.12815

Siyako, M., Burkan, K.A. ve Okay, A.I., 1989, Biga ve Gelibolu Yarımadalarının Tersiyer Jeolojisi ve hidrokarbon olanakları: TPJD Bült, 1/3, 183- 199.

Spencer, E. (1967). *A method of analysis of the stability of embankments assuming parallel inter-slice forces*. Géotechnique, 17(1), 11–26.

Ulusay, R. (2008). *Kaya ve Zeminlerde Şev Duraylılığı ve Tasarımı (Kurs Notu)*. Hacettepe Üniversitesi, Ankara, 1–116.

GROWTH STRATEGY TO PROMOTE VERTICAL CAVING AFTER HANG-UP CONDITIONS IN MACROBLOC S02–S03 AT CHUQUICAMATA UNDERGROUND MINE

F. Armijo*, C. Córdova, G. Barindelli, P. Vásquez

Codelco Chile – División Chuquicamata, Chile
*Corresponding author: farmijo@codelco.cl

ABSTRACT

In November 2021, the cave initiation process for Macrobloque S02-03 began at the Chuquicamata Underground Division in Chile. Despite progress in footprint development, vertical cave propagation did not occur, revealing a hang-up condition in the rock mass. This study presents a geomechanical and operational analysis to define a growth strategy that promotes vertical caving. Through field observations, westward expansion toward less competent lithological units was identified as a key requirement to increase the hydraulic radius and promote flexural tension at the cave roof, facilitating progressive collapse. The proposed strategy focuses on closing Macrobloque S02 toward the west and then advancing into Macrobloque S03 from a connected caving zone. The sequence begins in weaker rock units and extends eastward, ensuring favorable geomechanical conditions. This approach optimizes stability, avoids critical design configurations, and enables safe and efficient progress in a complex geological environment.

Keywords: Block caving, hang-up, vertical propagation, hydraulic radius, geomechanical strategy

INTRODUCTION

Block caving requires successful vertical propagation to sustain rock mass failure and ensure material flow. In Chuquicamata Underground Mine, the cave initiation in Macrobloque S02–S03 began in November 2021 but failed to propagate vertically, resulting in a *hang-up* condition despite undercut blasting and footprint preparation.

This stagnation was attributed to insufficient hydraulic radius and initiation in relatively strong rock units, which limited energy release and delayed collapse. The situation raised operational and geomechanical concerns, prompting a detailed investigation.

This paper presents the strategy developed to overcome the hang-up, based on apparent volume analysis, lithological mapping, and targeted propagation toward weaker western zones. The proposed sequence enhances flexural failure and hydraulic radius, promoting sustainable caving and providing lessons for similar deep block caving operations.

Similar cave initiation difficulties have been reported in block caving operations such as El Teniente (Castro et al., 2017) and Grasberg (Sandy et al., 2013), where strong lithological units delayed vertical propagation despite undercut blasting. In these cases, increasing the hydraulic radius and promoting tensile failure through targeted sequencing proved effective.

HANG-UP CONDITIONS AND GEOMECHANICAL CONTEXT

The footprint area of Macrobloque S02–S03 comprises primarily two lithological units: Cuarzo Igual Sericita (QIS) in the western sector and Pórfido Este Sericítico (PES) in the east. QIS is characterized by lower rock mass strength and a higher degree of fracturing, making it more favorable for caving propagation. Geotechnical characterization was based on site mapping and borehole data, with rock mass quality parameters ranging from GSI 35–50. In-situ stress conditions were estimated at σ_1 = 20–25 MPa (horizontal, NE–SW), σ_3 = 10–15 MPa (vertical), based on measurements and historical records.

Caving potential was assessed using apparent volume calculations, incorporating pre- and post-initiation surface monitoring data, drawpoint advance geometry, and observed cave front progression. The absence of vertical propagation was linked to insufficient hydraulic radius (<30 m) and the mechanical properties of the PES unit, which delayed the onset of flexural failure.

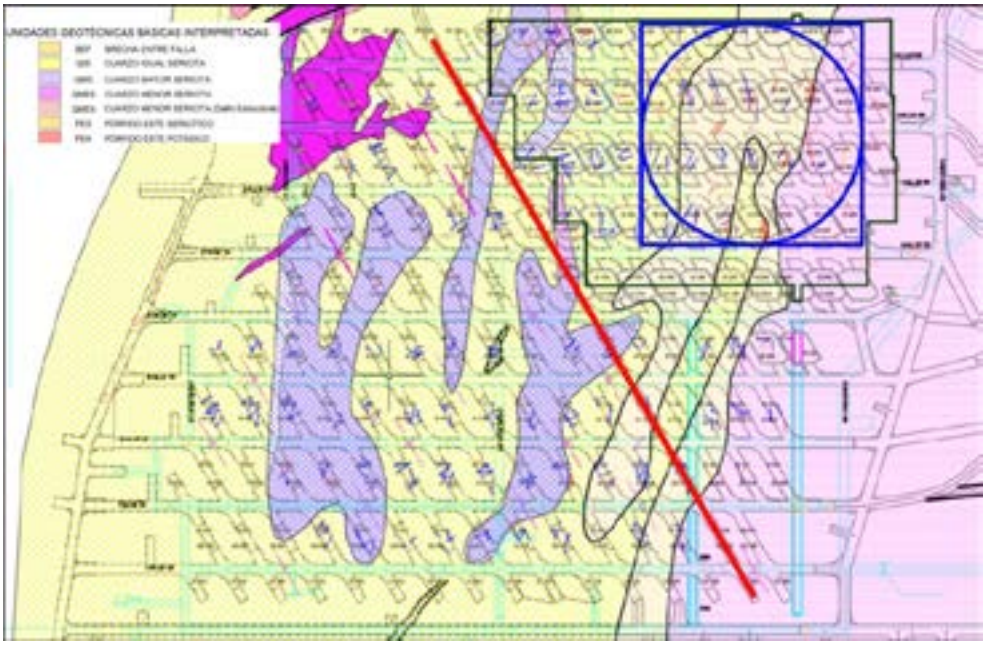


Figure 1. Initial cave footprint showing hang-up zone and lithological domains. Lithological contrast between QIS (weaker) and PES (stronger) units is shown, with the hang-up zone located in the eastern PES sector where cave propagation was inhibited.

STRATEGY DESIGN: WESTWARD EXPANSION AND SEQUENCING

Cave propagation challenges have been widely documented. Pierce (2010) and Brzovic & Villaescusa (2020) emphasized the need to understand roof mechanics and stress orientation. Additionally, practical lessons from Chuquicamata and El Teniente mines (Castro et al., 2017) reinforce the importance of lithology in cave startup success.

To address the hang-up, a revised strategy proposed expanding the cave westward into less competent units. This allowed an increase in hydraulic radius and favored flexural tensile failure at the roof. The plan included completing footprint development in western S02, followed by a progressive advance toward the east into S03. This sequence aimed to first weaken the rock mass through extraction in lower-strength areas, creating a more favorable environment for vertical caving to initiate and propagate naturally.

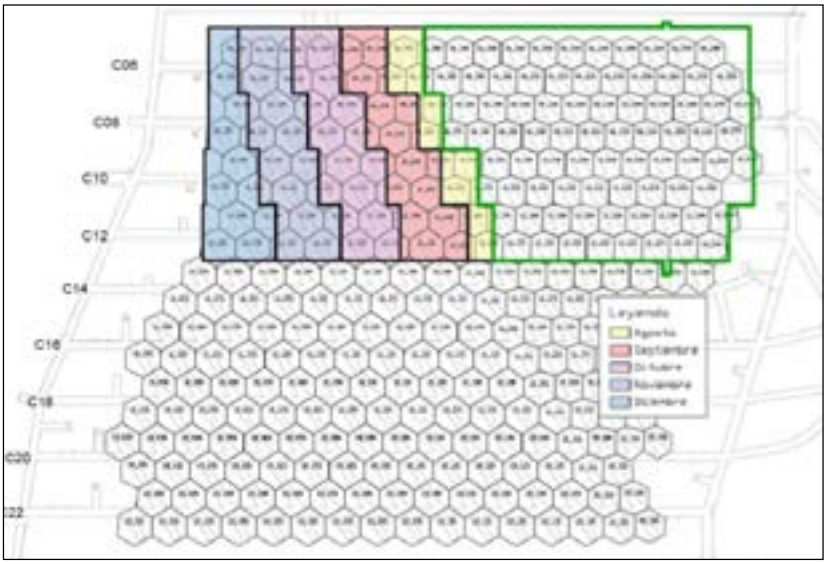


Figure 2. Strategy schematic: west-to-east sequencing and flexural failure zone. Conceptual sequence showing caving initiation in weaker western QIS units, promoting flexural failure and progressive eastward propagation into stronger PES zones.

PROPAGATION ANALYSIS BASED ON APPARENT VOLUME TRENDS

An analysis of apparent volume data was conducted to assess the conditions under which vertical cave propagation could be achieved. The study utilized actual geological and geotechnical parameters, including lithological strength distribution and historical draw records. Findings indicated that initiating extraction in the western footprint produced sufficient destabilization and flexural roof response, promoting subsequent vertical collapse into more competent zones. The volume evolution trends supported the west-to-east growth strategy as the most practical and effective solution to overcome the hang-up condition.

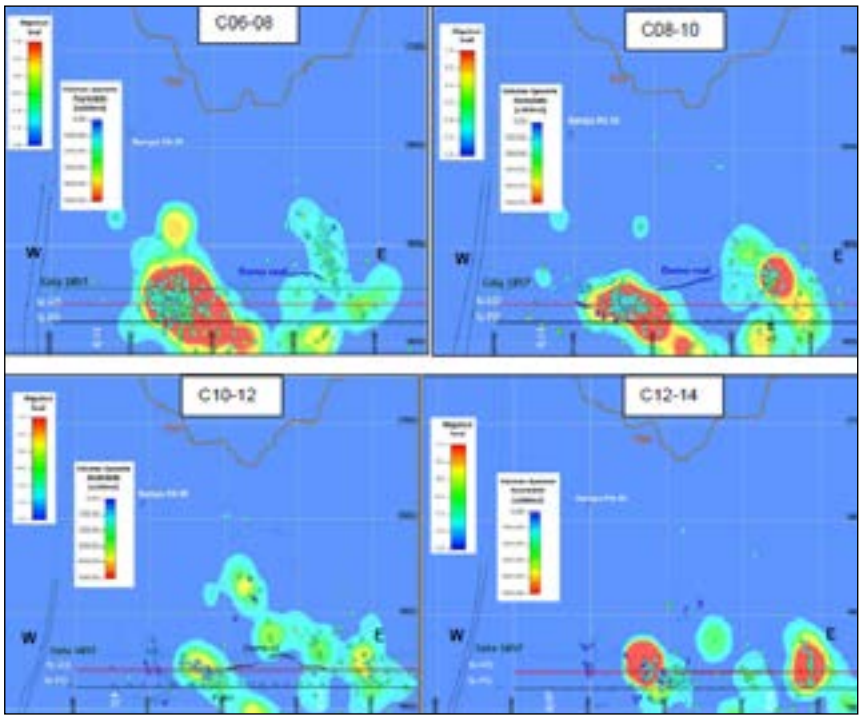


Figure 3. Shows the apparent volume evolution during westward extraction. A notable increase in roof sag and lateral convergence is observed between Dec-22 and Oct-23, supporting the onset of flexural failure in QIS and the subsequent initiation of vertical propagation.

IMPLEMENTATION AND MONITORING RESULTS

The proposed strategy was implemented in early 2022, beginning with the development of drawpoints and initiation of extraction activities in the western sector of Macrobloque S02. This area, characterized by weaker lithological units, was selected to promote initial destabilization and facilitate vertical caving.

Caving progression was systematically monitored using microseismic arrays, drawpoint convergence sensors, and visual inspections, allowing for real-time assessment of rock mass response. Early data showed a progressive increase in microseismicity concentrated in the west, consistent with gradual energy release and stress redistribution in the hanging rock mass.

As drawpoint activity advanced, the hydraulic radius increased, triggering a flexural response in the cave roof and initiating controlled collapse toward the east. Displacement vectors and seismic source localization confirmed the activation of vertical propagation mechanisms. These outcomes aligned with the numerical model's predictions, validating the revised growth sequence and confirming the successful resolution of the initial hang-up condition.

.

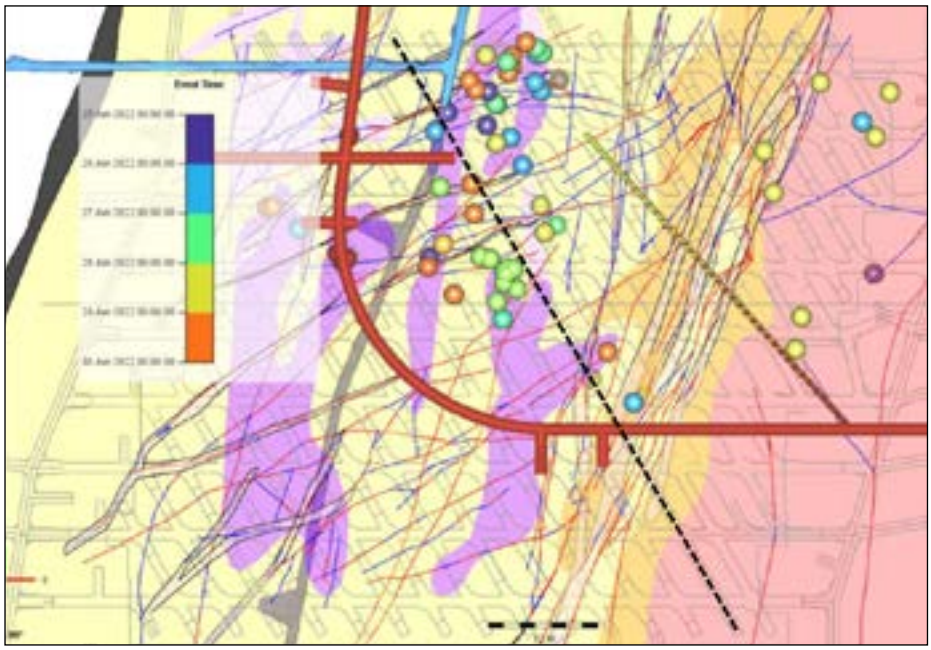


Figure 4. Observed caving front progression from microseismic monitoring (2022). Microseismic data confirms onset of vertical propagation following westward initiation strategy.

CONCLUSIONS

- The cave initiation in Macrobloque S02–S03 experienced hang-up conditions due to high-strength lithologies and low hydraulic radius.

- A geomechanically driven strategy was implemented, involving westward growth into weaker units followed by eastward advance.

- Numerical modeling validated the strategy, highlighting the benefits of flexural roof failure and increased hydraulic radius.

- Monitoring results confirmed successful vertical propagation following the revised strategy.

- These findings provide key insights for handling similar conditions in other block caving operations.

REFERENCES

Brzovic, A., & Villaescusa, E. (2020). Understanding cave propagation through numerical modeling. Mining Geomechanics Journal, 12(1), 34–46.

Castro, R., Tapia, F. & Vargas, G. (2017). *Application of numerical modeling in caving mines: learning from El Teniente mine*. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, 9(6), 1097–1105.

Hoek, E. & Brown, E. T. (1997). *Practical estimates of rock mass strength*. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 34(8), 1165–1186.

Pierce, M. (2010). *A model for gravity flow of fragmented rock in block caving mines*. Proceedings of the Second International Symposium on Block and Sublevel Caving, Perth, Australia, pp. 309–318.

Sandy, M. P., van As, A. & Stewart, P. (2013). *Geotechnical lessons from cave initiation challenges at the Grasberg block cave mine*. Proceedings of MassMin 2012, pp. 391–402.

SEG-INF-008/2022. *Internal Report – Geomechanical Evaluation of S02–S03 Hang-Up Condition*. Codelco – Chuquicamata Division (in Spanish).

RESTART STRATEGY FOR MACROBLOCS N02-N03 IN CHUQUICAMATA UNDERGROUND MINE BASED ON DAMAGE CONDITION AND NUMERICAL MODELING

F. Armijo*, G. Barindelli, P. Vásquez, C. Córdova

Codelco Chile, Chile
**Corresponding author: farmi001@codelco.cl*

ABSTRACT

Following severe structural damage detected in April 2022 in Macrobloque N02 at Chuquicamata Underground Division, a geomechanical and short-term planning analysis was conducted to define a feasible growth strategy for Macrobloques N02 and N03. Damage in the eastern sector, combined with the absence of western ore handling infrastructure, prevents further expansion of N02 until repairs are completed. Meanwhile, degradation due to halted operations in N03 has caused progressive rock mass weakening. Numerical modeling revealed that resuming mining with a six-street-wide front replicates previous failure conditions. Thus, the strategy proposes advancing in N03 from east to west across four streets, isolating it from N02 by maintaining a structural rock pillar at Street 15. Once N03 is stabilized and material handling restored, operations can safely resume in N02. This sequential plan is compatible with current infrastructure and mitigates damage propagation. It offers an effective solution for controlled cave advancement in geomechanically complex environments.

Keywords: Block caving, mine design, geomechanical modeling, macroblock sequencing, ground control

INTRODUCTION

In April 2022, significant geomechanical damage affected the eastern sector of macroblock N02 in Chuquicamata Underground Mine, compromising further westward expansion and safe material handling. A comprehensive geotechnical and operational assessment was launched to determine a viable path to resume macroblock growth. This paper summarizes the restart strategy for macroblocks N02 and N03, integrating site-specific observations, short-term planning constraints, and numerical modeling to evaluate the feasibility of the proposed mining sequence.

Several studies have addressed the challenges associated with cave reactivation and propagation in block and panel caving operations. Jakubec and Laubscher (2000) emphasized the role of mining sequence and rock mass rating in caving success, while Preece et al. (2018) and Beck et al. (2020) highlighted the importance of geotechnical monitoring and adaptive sequencing following damage events. Numerical modeling has been widely used to evaluate stability and guide recovery strategies, as shown in works by Pierce (2010) and Castro et al. (2017). This paper builds upon these findings by applying site-specific analyses to the unique structural and operational context of Chuquicamata Underground Mine.

SITE CONDITIONS AND DAMAGE ASSESSMENT

The eastern half of the current mining area consists primarily of *Pórfido Este Sericítico* (PES), while the western half comprises *Cuarzo Igual Sericita* (QIS), with *Cuarzo Menor Sericita* (QMES) detected between drifts 07 and 09. The drawpoint design follows a 16×16 m grid, and the crown pillar height is 18 m. Observed stress conditions indicate a maximum principal stress of 20–25 MPa (NE direction) and a minimum of 10–15 MPa (subvertical), with induced stresses reaching 35–40 MPa.

Damage in N02 evolved from minor to severe between April and May 2022, culminating in collapse zones exceeding 5,000 m². This escalation was linked to halted caving progression, which intensified stress on the rock mass and degraded its mechanical integrity. Additionally, damage propagation in N03 indicated an urgent need to resume drawpoint development to mitigate further weakening.

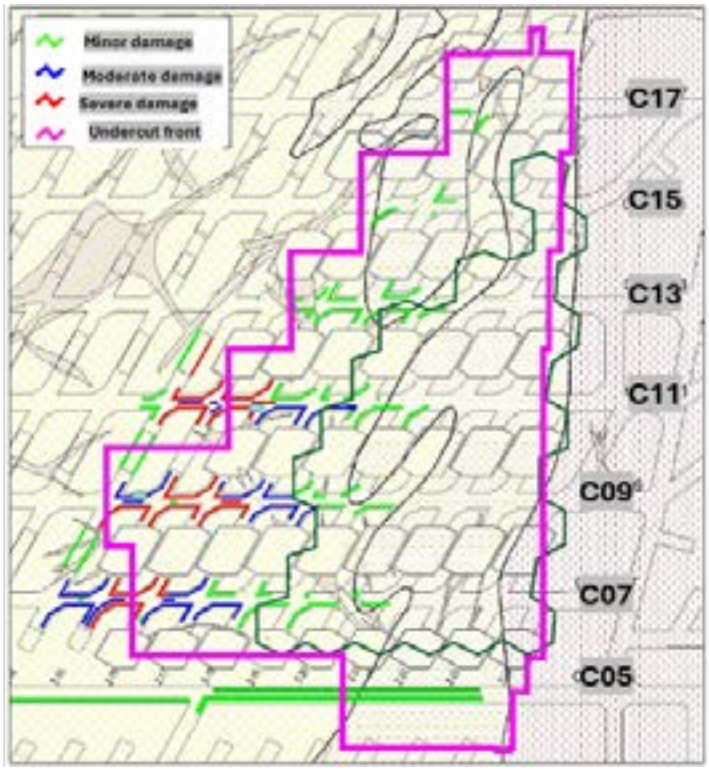


Figure 1. Damage map as of May 2022, production level

RESTART AND GROWTH STRATEGY

Given the unrepaired damage in N02 and the eastern location of the crusher system, N02 cannot restart until access streets (07, 09, and 11) are restored, with works scheduled for completion by February 2023. Meanwhile, N03's condition allows for immediate continuation of mining activities.

To decouple the two fronts and reduce the risk of repeat collapse, Calle 15 was designated as a healthy rock pillar. Restarting N03 will proceed from East to West, incorporating four drawpoint streets while maintaining this separation. This approach reduces the affected width and isolates deformation zones, enhancing overall sector stability.

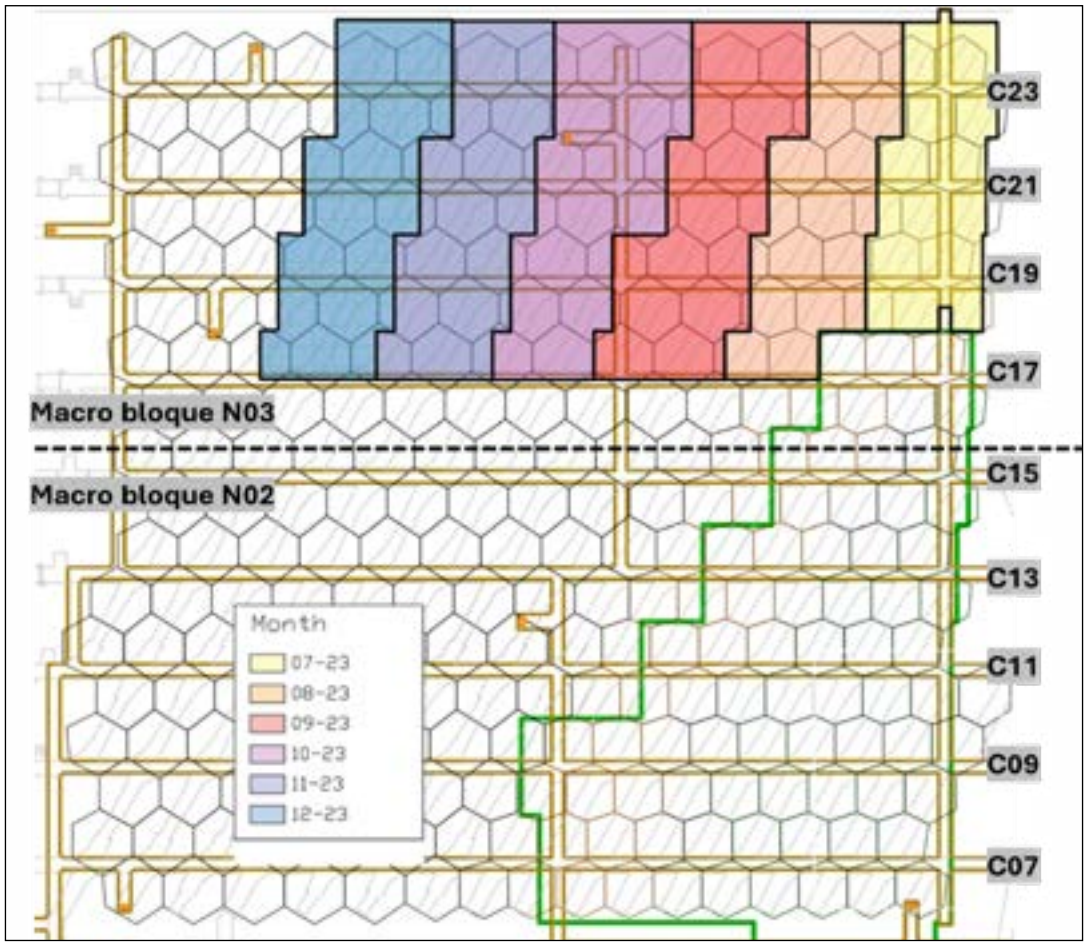


Figure 2. Restart and growth strategy for N03, including separation pillar

NUMERICAL MODELING OF MACROSEQUENCE OPTIONS

A 3D linear-elastic numerical model was developed using FLAC3D to analyze stress evolution and the protective function of the Calle 15 pillar. The model domain covered an approximate volume of 400 m × 400 m × 300 m, with the upper boundary at elevation 1841 masl. Boundary conditions included fixed displacements at the base, constrained lateral surfaces, and a stress-free top surface. The in-situ stress regime was applied using a principal stress field: maximum horizontal stress (σ_1) of 25 MPa oriented NE–SW, intermediate horizontal stress (σ_2) of 15 MPa, and vertical stress (σ_3) of 10 MPa, based on site monitoring data.

The entire volume was modeled as QIS, selected as the representative unit due to its predominance in the area and consistent geomechanical response. Averaged GSI values between 40 and 55 were incorporated following the Hoek–Brown criterion (Hoek, Carter & Diederichs, 2013). Production areas were represented as stress-relieved voids, simulating drawbells and undercut levels. Two scenarios were simulated with 64 m and 100 m horizontal offset between N02 and N03 production fronts.

Model results confirmed that the Calle 15 pillar effectively decouples macroblocks. Factor of Safety (FS) analysis showed FS ≤ 1.0 in collapse zones, matching field observations. Additional stress concentration and potential failure zones were noted at the southern extent of N03 and the central remnant of N02. Nonetheless, with proper fortification and pillar protection, both macroblock growth paths were deemed feasible.

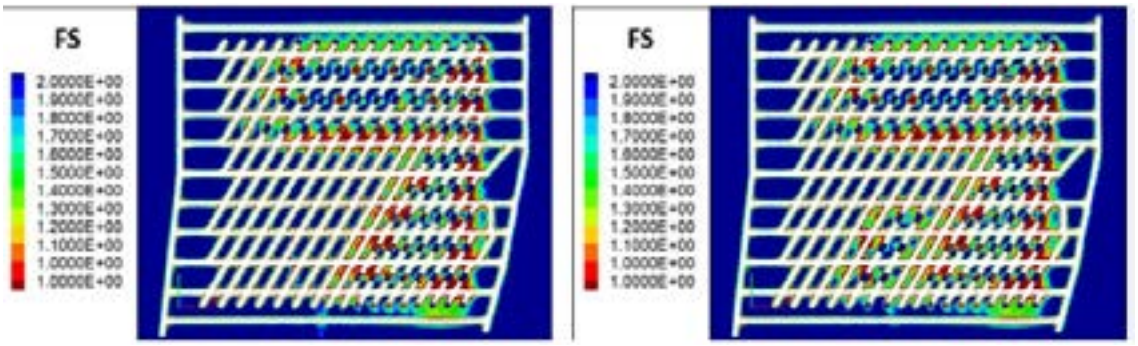


Figure 3. Factor of Safety comparison between macrosequence stages

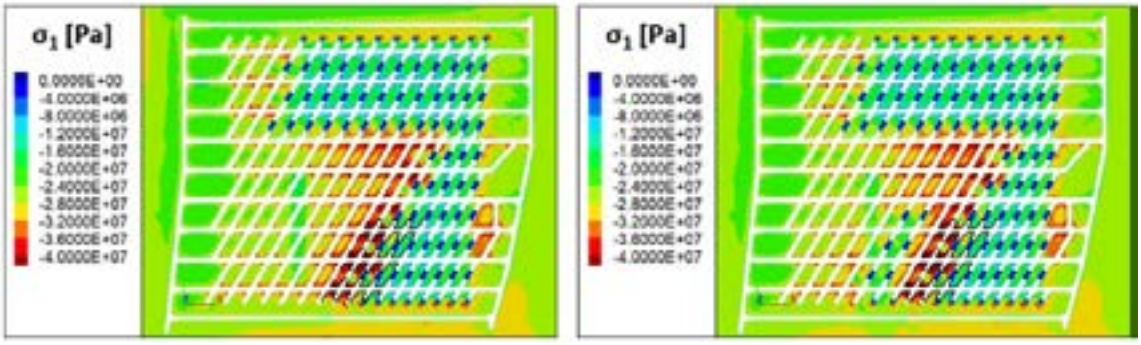


Figure 4. Major principal stress comparison between macrosequence stages

CONCLUSIONS

-Damage in N02 prevents expansion until drifts 07–13 are repaired or alternative material handling routes are established.

- Halted mining in N03 caused stress buildup and degradation, supporting the urgency of resuming operations.

-The Calle 15 pillar is essential to minimize interaction between N02 and N03 fronts.

-Restart of N03 will proceed over four drawpoint streets, while N02 resumes only after structural repairs.

-Numerical modeling supports the restart strategy and confirms the viability of separate macrosequence fronts.

-This integrated approach balances operational continuity with geotechnical stability, enabling phased development while mitigating future damage propagation.

REFERENCES

Jakubec, J., and Laubscher, D.H., 2000. Cave mining handbook. *International Caving Study*. Internal Publication.

Preece, J., Trueman, R., and Chitombo, G., 2018. Guidelines for application of the synthetic rock mass approach to caving operations. *MassMin 2018 Proceedings*, pp. 245–256.

Beck, D., Sandy, M.P., and Van As, A., 2020. Practical learnings in cave propagation and recovery. *Proceedings of the 54th US Rock Mechanics/Geomechanics Symposium*, ARMA 20–1234.

Pierce, M., 2010. A model for gravity flow of fragmented rock in block caving mines. *Proceedings of the Second International Symposium on Block and Sublevel Caving*, Perth, Australia, pp. 309–318.

Castro, R., Tapia, F., and Vargas, G., 2017. Application of numerical modeling in caving mines: learning from El Teniente mine. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 9(6), pp. 1097–1105.

Hoek, E., Carter, T. G., & Diederichs, M. S. (2013). Quantification of the geological strength index chart. In 47th US Rock Mechanics/Geomechanics Symposium. ARMA.

MADENCİLİKTE JEOTEKNİK İZLEME SİSTEMLERİNİN ÖNEMİ

THE IMPORTANCE OF GEOTECHNICAL MONITORING SYSTEMS IN MINING

E. Özkan[1]* D. Ünver[1]*

[1]Kapeks, Ankara, Türkiye
* *Sorumlu Yazar: engin.ozkan@kapeks.com.tr*

ÖZET

Jeoteknik izleme sistemleri, madencilik faaliyetlerinde iş güvenliği, operasyonel süreklilik ve çevresel koruma açısından kritik rol oynamaktadır. Bu çalışmada, radar, GNSS, Lidar, TDR, Inklinometre, ShapeArray ve InSAR gibi modern izleme ekipmanlarının teknik özellikleri, kullanım alanları ve InSAR sisteminin sahada çalışma örneği üzerinden değerlendirmesi yapılmıştır. Erken uyarı sistemleri sayesinde geçmişte yaşanmış bazı kaya düşmesi ve şev kayması olaylarında, personel ve ekipmanın ciddi zararlardan korunduğu örneklerle gösterilmiştir. Uydu ve sensör tabanlı izleme araçlarına ek olarak, bu bildiri; yer altındaki kaya kütlelerinde meydana gelen mikro ölçekli titreşimleri izleyerek çatlak oluşumu ve ilerlemesine dair erken uyarı sağlayan mikrosismik izleme sistemlerinin önemini de ortaya koymaktadır. Makale, bu sistemlerin madencilikte risk azaltma stratejilerindeki önemini anlatmayı hedeflemektedir.

Anahtar Sözcükler: Jeoteknik izleme, erken uyarı, şev stabilitesi, risk yönetimi, güvenlik

ABSTRACT

Geotechnical monitoring systems play a critical role in mining operations in terms of occupational safety, operational continuity, and environmental protection. This study evaluates the technical features and application areas of modern monitoring technologies such as radar, LiDAR, TDR, inclinometers, ShapeArray, and InSAR, with a particular focus on a field case study involving InSAR. Through early warning systems, past rockfall and slope failure events have demonstrated how personnel and equipment can be protected from serious damage. In addition to satellite-and sensor-based monitoring tools, this paper also highlights the critical role of microseismic monitoring systems, which detect micro-scale acoustic signals generated by stress changes within rock masses, often before any visible surface deformation occurs, providing early warning of potential fracture development. The paper aims to highlight the importance of these systems as part of risk reduction strategies in mining.

Keywords: Geotechnical monitoring, early warning, slope stability, risk management, safety

GİRİŞ

Madencilik sektöründe sürdürülebilir, güvenli ve verimli üretim, yalnızca operasyonel mükemmeliyetle değil, aynı zamanda zemin davranışlarının etkin biçimde izlenmesiyle mümkündür. Şev kaymaları, pasa yığını çökmeleri ve ani kaya düşmeleri gibi jeoteknik kaynaklı riskler, geçmişte birçok ciddi kaza ve üretim kaybına

neden olmuştur. Bu risklerin azaltılmasında jeoteknik izleme ekipmanlarının rolü kritik hale gelmiştir. Özellikle son on yılda gelişen radar sistemleri, GNSS tabanlı deformasyon takip cihazları, Lidar sensörleri ve uydu bazlı InSAR teknolojileri sayesinde, saha bazlı deformasyonların erken aşamada tespiti ve önleyici müdahaleler mümkün olmuştur. Literatürde Hoek ve Bray (1981) ile Read ve Stacey (2009) gibi araştırmacılar, açık ocak işletmelerinde şev stabilitesinin güvenilir bir şekilde analiz edilebilmesi için sürekli izleme sistemlerinin kullanılmasını önermektedir. Bu bağlamda, izleme sistemlerinin seçimi, yerleştirilmesi ve verilerin yorumlanması kadar, ilgili ekiplerin bu sistemlere olan erişimi ve farkındalığı da başarıyı doğrudan etkilemektedir. Bu çalışmada, modern jeoteknik izleme teknolojileri detaylı olarak incelenerek; madencilikte meydana gelen çeşitli duraysızlık sorunlarının nasıl önlendiği açıklanmakta ve risk yönetimi çerçevesinde bu sistemlerin katkısı tartışılmaktadır.

TEKNOLOJİLER VE YÖNTEMLER

Jeoteknik izleme sistemleri, yüzey ve yer altı deformasyonlarını izlemeye yönelik çok çeşitli teknolojileri kapsar. Bu bölümde, madencilikte yaygın olarak kullanılan sistemlerin teknik özellikleri, kullanım amaçları ve sağladığı avantajlar özetlenmiştir. Farklı jeoteknik sistemler yalnızca ölçüm prensipleri bakımından değil, aynı zamanda saha koşullarına göre sundukları avantajlar ve sınırlamalar açısından da çeşitlilik gösterir. Bu sistemlerin birlikte veya birbirini tamamlayacak şekilde kullanılabilmesi, entegre bir izleme stratejisinin etkinliği açısından kritik öneme sahiptir.

Jeoteknik İzleme Sistemleri

Radar Sistemleri

Slope Stability Radar (SSR) ve yer tabanlı InSAR sistemleri, şevlerde milimetre altı hassasiyette yüzey hareketlerini sürekli olarak izleyebilir. Gerçek zamanlı veri sağlamaları, hava koşullarından bağımsız çalışmaları ve geniş alan kapsama yetenekleri ile özellikle aktif ocak yüzeylerinin kontrolünde tercih edilmektedir. Radar sistemleri, özellikle açık ocaklarda ani deformasyonların erken tespiti için kullanılır. Gerçek zamanlı veri sağlar, geniş alanı kapsar ve hava koşullarından etkilenmez. Buna karşın, sadece yüzey hareketlerini algılayabilir ve yatırım maliyeti yüksektir.

GNSS Tabanlı Sistemler

GNSS (Global Navigation Satellite System) alıcıları, belirli sabit noktalardaki yer değiştirmeleri yüksek doğrulukla izleyebilir. Gerçek zamanlı konum verisi sağlayabilen bu sistemler, total station ölçümleri ile hibrit olarak da kullanılabilmektedir. GNSS sistemleri, belirli sabit noktalarda milimetrik deformasyonları takip eder. Uydudan aldığı veriler sayesinde otomatik ve sürekli ölçüm yapılmasını sağlar.



Şekil 1. a,b) Gerçek Açıklıklı Şev Stabilite Radarları c) GNSS sistemi

Total Station ve Prizma Sistemler

Total station cihazları, yerleştirilmiş prizmalardan aldığı sinyallerle yüksek doğrulukta 3B konum değişimlerini ölçebilir. Özellikle şev üstü ve taban noktalarında kritik hareketlerin tespiti için kullanılır.

Lidar

Lidar sistemleri, yüzeyin lazer darbeleriyle taranarak 3 boyutlu modelini oluşturur.Deformasyon tespiti çatlak ve boşluk analizlerinde yüksek çözünürlükte veri sağlar. Drone ile entegre kullanım sayesinde erişimlesi zor alanların izlenmesini kolaylaştırır.

Deformasyon tespiti, çatlak ve boşluk analizlerinde yüksek çözünürlükle veri sağlar. Drone ile entegre kullanım, erişilmesi zor alanların izlenmesini kolaylaştırır. Lidar teknolojisi, yüzeydeki deformasyonların detaylı bir şekilde üç boyutlu olarak izlenmesi konusunda öne çıkar. Drone ile entegre çalışabilir, ancak sis, toz gibi çevresel faktörlerden etkilenir.

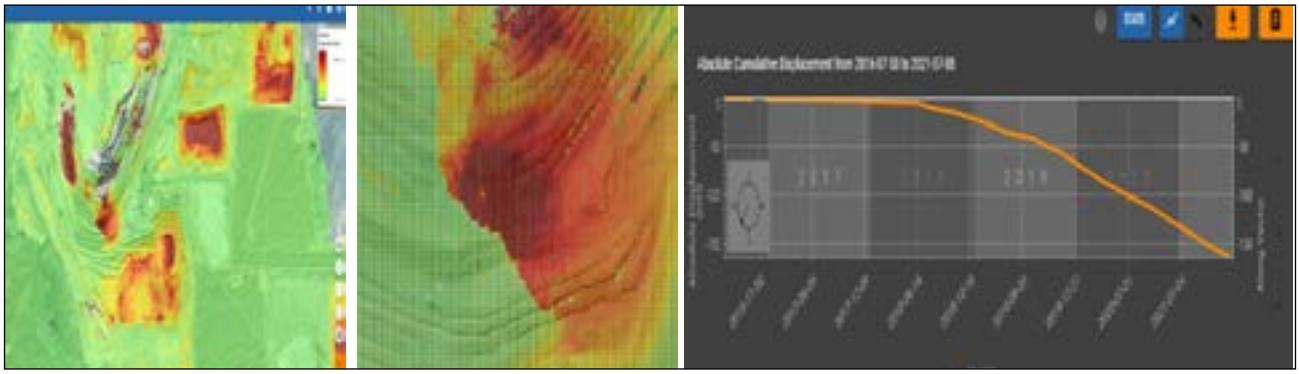


Şekil 2. a,b) Prizma ve Total Station Sistemleri c) Lidar

InSAR Teknolojisi

Uydu tabanlı InSAR (Interferometrik Sentetik Açıklıklı Radar) sistemleri, geçmişe dönük analizler ve geniş alan deformasyon takibi için idealdir. Sentinel-1 gibi açık kaynak verilerle düşük maliyetli veri üretimi mümkündür.

InSAR sistemleri, Sentinel-1 gibi uydularla geriye dönük deformasyon analizleri yapılmasına olanak tanır. Geniş alanı kapsar ve saha erişimi gerektirmez. Ancak gerçek zamanlı veri akışı sınırlıdır.



Şekil 3. InSAR ile elde edilen deformasyon verilerinin zamansal ve mekansal analiz çıktı örnekleri

TDR (Time Domain Reflectometry)

TDR sistemleri, yer altına gömülü kablolar üzerinden elektrik sinyalleri göndererek deformasyonun yerini ve zamanını belirler. Pasa sahaları ve dolgu alanlarında ani oturma veya kayma risklerinin izlenmesinde tercih edilir. TDR, yer altı deformasyonlarının tespiti için gömülü sensörler kullanır. Özellikle pasa sahaları ve dolgu barajlarda ani kaymaların yerinin belirlenmesinde tercih edilir.

Inklinometre ve ShapeArray Sistemleri

Bu sistemler, yer altındaki yatay hareketlerin derinlik profili boyunca izlenmesini sağlar. ShapeArray sistemleri 3 eksenli ölçüm yaparak daha detaylı deformasyon analizi imkânı sunar.

ShapeArray sistemleri, klasik inklinometrelere göre üç eksenli ve sürekli deformasyon takibi sağlayarak kritik yatay hareketleri detaylı olarak ortaya koyar.



Şekil 4. a) İki eksenli deformasyon profili sunan inklinometre ve ölçüm sonuçları,
b) Sürekli deformasyon izleme imkânı sağlayan ShapeArray sistemi

Diğer Jeoteknik Sensörler

Piezometre, zemin içindeki su basıncını ölçerek kayma riskinin öngörülmesini sağlar. Yüksek su basıncı, zemin stabilitesini zayıflattığı için, baraj dolgusu, şev arkası drenaj ve pasa gövdelerinde kritik rol oynar.

Crackmeter, çatlakların açılma veya kapanma yönündeki hareketini ölçer. Şev üstü çatlakları, galeri duvarları veya yamaç çatlaklarının davranışını zaman içinde takip etmeye yarar. Uzun süreli gözlemler için idealdir.

Ekstansometre, yer altında iki veya daha fazla nokta arasındaki mesafe değişimini ölçerek deformasyonun derinliğe göre nasıl geliştiğini belirler. Galeri tavanı veya zemin oturmalarını izlemek için çok noktalı tipleri sıkça kullanılır.

Tiltmetre, bir yapının veya yüzeyin eğimindeki küçük değişiklikleri ölçer. Şev stabilitesinin zamanla bozulmasını, galeri tavanlarının kaymasını veya bina temellerindeki oturma dengesizliğini tespit edebilir.

Mikrosismik Sistemler

Mikrosismik izleme sistemleri, yer altındaki kaya kütlelerinde oluşan gerilme değişimleri sonucu meydana gelen mikro ölçekli kırılmaları tespit etmek amacıyla kullanılan, yüksek hassasiyetli jeofizik yöntemlerdir.

Bu sistemler sayesinde, henüz yüzeyde gözlemlenebilir deformasyonlar ortaya çıkmadan önce, derinlerdeki stres birikimi ve kırılma süreçleri hakkında bilgi elde edilebilir.

Ölçümler genellikle yer altına ya da galeri duvarlarına yerleştirilen jeofon veya ivmeölçer (geophone/accelerometer) sensörleri aracılığıyla yapılır. Bu sensörler, kaya içinde oluşan mikrosismik olaylara ait elastik dalgaları kaydederek, olayın zamanı, konumu, yönelimi ve büyüklüğü gibi parametreleri belirlemeye olanak tanır. Toplanan veriler, yüzeydeki veri toplama birimlerine iletilir ve özel yazılımlar aracılığıyla analiz edilerek riskli bölgelerin belirlenmesine katkı sağlar.

Mikrosismik sistemler, özellikle zayıf zonların belirlenmesi, galeri tasarımı, destek sistemlerinin optimizasyonu ve ani çökme risklerinin takibi açısından kritik rol oynar. Diğer jeoteknik izleme yöntemleriyle entegre biçimde kullanıldığında, daha bütüncül ve derinlemesine bir risk yönetimi yaklaşımı sunar.

Yeni Nesil Uygulamalar, Entegrasyon ve Veri Analizi

Günümüz jeoteknik izleme uygulamalarında, yalnızca veri toplamak değil, bu verileri anlamlı şekilde analiz etmek de sistem başarısı açısından belirleyici unsurlardan biridir. Yeni nesil sistemlerde, milyonlarca veri noktası içinden kritik bilgiyi süzerek anlamlı bir risk değerlendirmesi yapabilmek, güçlü analiz altyapılarını gerektirir.

Veri Toplama ve Ön İşleme

Jeoteknik izleme sistemlerinden gelen veriler farklı türlerde olabilir: radar verisi (hız, ivme), GNSS koordinatları, piezometre basınç değerleri, tilt açıları, vb. Bu veriler, zaman serisi hâlinde yüksek frekansta toplandığından, ilk adımda veri temizleme (noise filtreleme), zaman eşitleme (timestamp senkronizasyonu), boşlukları tamamlama veya interpolasyon ve birleşik sensör veri yapılarının oluşturulması gibi işlemler uygulanır.Bu süreçte kullanılan yazılımlar genellikle Python, MATLAB veya özel madencilik yazılımlarıdır (örn. Groundprobe MIQE, Navstar GeoExplorer).

Veri Görselleştirme ve Alarm Eşiklerinin Tanımlanması

Veri görselleştirme, anlık müdahale ve uzun vadeli eğilimleri anlamada kritik rol oynar. Radar veya Lidar kaynaklı ısı haritaları, deformasyonun mekansal dağılımını görselleştirir. Yaygın araçlar arasında zaman serisi grafikler, deformasyon ısı haritaları, kritik eğilim çizgileri ve 3D topoğrafik animasyonlar yer alır. Alarm eşikleri geçmiş verilere göre dinamik olarak belirlenebilir; örneğin, sadece hız yerine hızın değişimi (ivme) de alarm tetikleyebilir.

İleri Düzey Veri Analizi ve Yapay Zekâ Kullanımı

Modern veri analitiği, yalnızca ölçüm verilerini sunmakla kalmaz, aynı zamanda tahminler de üretir. Bu amaçla zaman serisi tahmin modelleri, sınıflandırma ve kümeleme algoritmaları, yapay sinir ağları ve anomali tespiti gibi yapay zekâ yöntemleri kullanılır. Örneğin, bir radarın deformasyon hızı verisi geçmiş verilere göre analiz edilerek eğilimler belirlenebilir ve bu sayede alarm seviyelerine ulaşmadan önce proaktif önlemler alınabilir.

Merkezi Kontrol Platformları ve Karar Destek Sistemleri

Veri analizi çıktıları, bulut tabanlı veya yerel sunucular üzerinden karar destek sistemlerine aktarılır. Bu sistemler alarm üretimini otomatikleştirir, saha ekiplerine bildirim gönderir, üst yönetim için karar şemaları oluşturur ve raporlamayı hızlandırır. İzleme sistemlerinin tam entegrasyonu sayesinde veri → analiz → karar döngüsü dakikalar içinde tamamlanabilir.

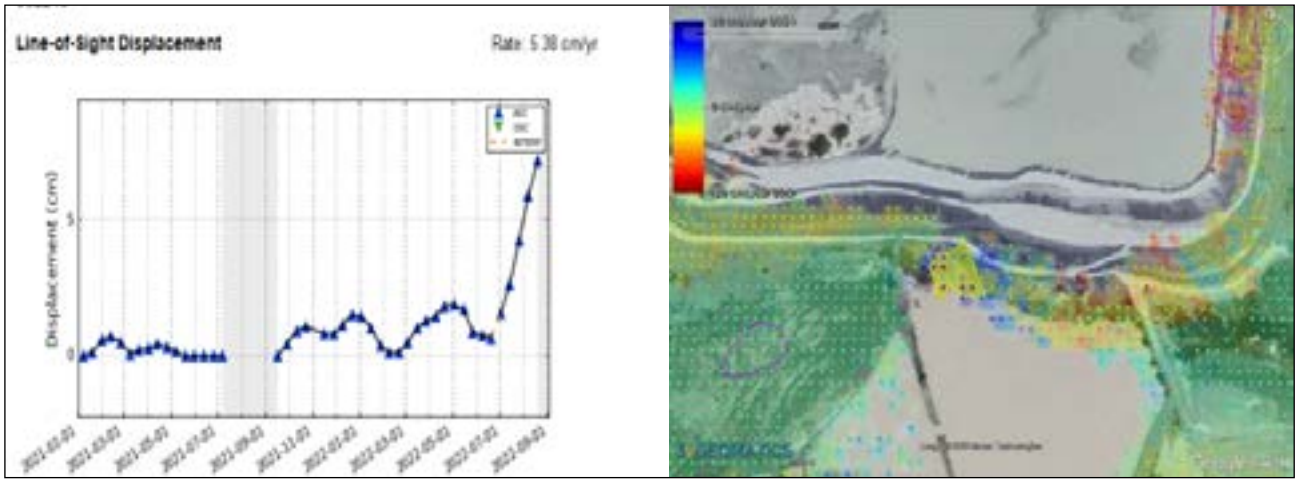
Örnek Saha Çalışması- Jagersfontein Atık Barajı Çökmesi (Güney Afrika)

2022 yılında Güney Afrika'daki Jagersfontein atık barajının çökmesi, InSAR teknolojisinin olası erken uyarı kapasitesini gösteren çarpıcı bir örnektir. Bu felakette 3 kişi hayatını kaybetmiş, onlarca kişi yaralanmıştır. Olaydan yaklaşık 4,5 ay önceki dönemi kapsayan geriye dönük uydu verisi analizlerinde, Sentinel-1A uydusundan alınan radar görüntülerinden barajın batı kesiminde belirgin deformasyonların oluştuğu tespit edilmiştir. Ancak sahada aktif bir izleme sistemi bulunmadığından bu sinyaller dikkate alınamamış ve erken uyarı sistemi devreye girmemiştir.



Şekil 5. Jagersfontein barajının kaymadan önceki ve sonraki uydu görüntüsü

Zaman serisi analizleri, deformasyonun uzun süreli, periyodik olarak tekrarlandığını ve çökmeden yaklaşık 2.5 ay önce hızlanmaya başladığını göstermiştir.



Şekil 6. Ocak 2021 – Eylül 2022 dönemine ait InSAR zaman serisi ve harita temelli deplasman verileri. Grafik, batı yamaçta yaklaşık 5,4 cm/yıllık deformasyon hızını gösterirken; renkli harita, mekansal deformasyon dağılımını ortaya koymaktadır.

Bu örnek, gürültülü sinyallere rağmen InSAR verilerinin kritik erken uyarılar sağlayabileceğini ortaya koymaktadır.

Ekonomik ve Kurumsal Değerlendirme

Jeoteknik izleme sistemleri, ilk yatırım maliyeti yüksek gibi görünse de, kısa sürede kendini amorti eden çözümler sunar. Orica Geosolutions'un 2022 verilerine göre, radar tabanlı sistemler şev izlemelerinde %40'a kadar iş kazası azalması sağlamış ve bu durum üretim sürekliliğine doğrudan katkı sunmuştur. White (2007), büyük bir şev kaymasının maliyetini 1–5 milyon USD olarak belirtirken, kritik bölgelerde sistemlerin geri dönüş süresi 1–2 yıl arasında değişmektedir. Deloitte 2024 raporuna göre, sektöre yapılan yatırım 1,2 milyar USD'ye ulaşmış ve yıllık %8 büyüme göstermektedir.

Çevresel ve Sürdürülebilirlik Etkileri

Jeoteknik izleme, çevresel risklerin erken tespiti açısından kritik **öneme** sahiptir. Piezometreler ile su seviyesi ve buna bağlı oluşan basıncın stabiliteye etkisi takip edilirken, diğer izleme sistemleri ile ani oturma ve kaymalar erken tespit edilerek çevresel zaralar engellenebilir. Elde edilen izleme ve ölçüm sonuçları, ÇED raporları, ISO 14001 gibi **çevre** standartlarına uyumda ve sürdürülebilirlik raporlarında kullanılmaktadır.

Yasal Düzenlemeler ve Standartlar

Birçok ülkede jeoteknik izleme sistemleri artık tavsiye değil, yasal zorunluluktur. Türkiye'de pasa yığınları ve dik açık ocaklarda deformasyon izleme zorunludur. Uluslararası düzeyde ICMM ve ISO 14001 standartları sürekli izlemeyi ve raporlamayı zorunlu kılar. Bu veriler ruhsat, denetim ve finansman süreçlerinde temel dayanak halindedir.

Eğitim, İnsan Faktörü ve Organizasyon

Sistemlerin başarısı, yalnızca teknolojiye değil, eğitilmiş insan kaynağına bağlıdır. Orica verilerine göre eğitimli personelin alarm değerlendirme başarısı %90'ın üzerindedir. Tatbikatlar ve simülasyonlar, sistemlerin işleyişini test ederken, ekiplerin hazırlığını artırır. Veri merkezileştirme ise karar alma süreçlerinde kurumsal verimliliği artırır.

SONUÇ VE ÖNERİLER

Jeoteknik izleme sistemlerinin başarısı, yalnızca kullanılan teknolojinin kalitesine değil, aynı zamanda bu sistemleri yöneten ekiplerin bilgi ve organizasyon düzeyine bağlıdır. Donanım ve yazılım altyapısı ne kadar güçlü olursa olsun, verilerin yorumlanması, alarm değerlendirmesi ve karar alma süreçleri insan faktörüne dayanır. Bu nedenle ekiplerin düzenli eğitimi, tatbikatlarla desteklenmesi ve teknolojik gelişmeleri yakından takip etmesi büyük önem taşır. Otomatik sistemlere ek olarak, sahada yapılan gözlemler, sensör kontrolleri ve manuel denetimler, çok katmanlı bir risk değerlendirmesi için gereklidir. Radar, GNSS, Lidar ve InSAR sistemlerinin entegre kullanımı hem yüzey hem de derinlik temelli izleme yapılmasını sağlar. Bunlara ek olarak, yer altındaki gerilme birikimi, çatlak oluşumu ve kırılma süreçlerine ait sismik titreşimleri gerçek zamanlı olarak algılayabilen mikrosismik izleme sistemleri, yüzeyde henüz gözle görülür deformasyonlar ortaya çıkmadan önce uyarı sağlayarak izleme sürecine önemli bir katkı sunmaktadır. Bu sistemler, özellikle derin kazı, baraj ve tünel uygulamalarında riskleri önceden belirlemek için güçlü bir araç sunmaktadır. Ancak bu teknolojilerin verimli kullanımı, yalnızca cihazların kurulumu ile sınırlı değildir; ekiplerin analiz ve iletişim becerileri, alarm eşiklerinin doğru tanımlanması ve veri yönetiminin etkinliği en az donanım kadar kritiktir. Sonuç olarak, jeoteknik izleme sistemleri, yalnızca teknik bir yatırım olmanın ötesinde, madencilik sektöründe kurumsal risk yönetiminin vazgeçilmez bir parçası olup; mühendisliğin temel prensiplerinden ‹ölçmezsen yönetemezsin' ilkesi doğrultusunda, bu tür ölçme ve izleme yöntemlerinin kullanımı büyük önem taşımaktadır.

KAYNAKLAR

Deloitte. (2024). Deloitte Mining Report 2024. Deloitte Insights.

Ferretti, A., Prati, C., & Rocca, F. (2001). Permanent scatterers in SAR interferometry. IEEE Transactions on Geoscience and Remote Sensing, 39(1), 8–20.

Hoek, E., & Bray, J. (1981). Rock slope engineering (3rd ed.). Institution of Mining and Metallurgy.

Orica Geosolutions. (2022–2024). Saha raporları. Orica Kurumsal Yayınları.

Read, J., & Stacey, P. (2009). Guidelines for open pit slope design. CSIRO Publishing.

Savage, W. Z. (1993). Slope stability analysis. In Hustrulid, W. A., & McCarter, M. K. (Eds.), Ground control in mining (pp. 97–120). SME.

White, J. (2007). Risk-based approaches to ground monitoring. Mining Technology Journal, 116(3), 153–162.

Kaypak, B., & Uyar Aldaş, G. G. (2022). Mikrosismik İzleme Yöntemleri. *MT Bilimsel – Yer Altı Kaynakları Dergisi*, Ankara Üniversitesi Jeofizik Müh. Bölümü.

POTENTIAL IMPACTS OF FREEZE–THAW CYCLES ON THE STABILITY OF ROCKFILL DAMS

DONMA-ÇÖZÜLME DÖNGÜLERİNİN KAYA DOLGU BARAJLARIN DURAYLILIĞI ÜZERİNDEKİ POTANSİYEL ETKİLERİ

A.C. Köseömür [1], *, A.G. Yardımcı [1]

[1]*Middle East Technical University, Mining Engineering Department*
*(*Corresponding Author: aceyda@metu.edu.tr)*

ÖZ

Donma–çözülme (DÇ) döngüleri, soğuk iklim koşullarının hüküm sürdüğü bölgelerde kaya dayanımını ve buna bağlı olarak kaya dolgu barajlarının şev duraylılığını bozma potansiyeline sahip en kritik etmenlerden biridir. Bu çalışmada, DÇ döngülerinin tabakalı kireçtaşı ve ayrışmış bazaltın mekanik özellikleri ile tane boyutu dağılımı (TBD) üzerindeki etkilerini değerlendirmek amacıyla kapsamlı bir deneysel program yürütülmüştür. Tek eksenli basınç dayanımı (TEBD), gözeneklilik, Los Angeles aşındırma, slake dayanıklılık indeksi (SDI) ve büyük ölçekli basma deneylerinden elde edilen veriler, DÇ döngülerinin mikro yapısal bütünlük üzerindeki etkilerini nicel olarak ortaya koymuştur. Bulgular, tabakalı kireçtaşının belirgin bir dayanım kaybı, gözeneklilik artışı ve tane kırılması yaşadığını, bu nedenle ayrışmış bazalta kıyasla DÇ döngülerine karşı daha yüksek duyarlılık gösterdiğini ortaya koymuştur. Bu sonuçlar, kaya dolgu ve atık barajlarının tasarım parametrelerinde ve malzeme seçiminde DÇ kaynaklı bozulmaların mutlaka dikkate alınması gerektiğini vurgulamaktadır.

Anahtar Kelimeler: Donma–çözülme döngüleri, kaya dolgu barajları, ayrışma, mekanik deneyler

ABSTRACT

Freeze–thaw (FT) cycles are one of the most critical factors that have the potential to disturb the rock strength and, accordingly, the embankment stability of rockfill dams in regions with cold climatic conditions. A comprehensive experimental program was conducted to evaluate the effects of mechanical property changes and particle size distribution (PSD) alterations of plicated limestone and weathered basalt under FT cycles. Data from uniaxial compressive strength (UCS), porosity, Los Angeles abrasion, slake durability (SDI), and large-scale uniaxial loading tests quantitatively revealed the effects of FT cycles on the microstructural integrity. The findings indicate that plicated limestone exhibits a significant strength loss, porosity increase, and particle breakage, demonstrating higher susceptibility to FT compared to weathered basalt. These results emphasize the necessity of incorporating FT-related deterioration into material selection and design parameters for rockfill and tailing dams.

Keywords: Freeze–thaw cycles, rockfill dams, weathering, mechanical testing

INTRODUCTION

Coarse rock fragments constitute the majority of the body in man-made embankments for civil constructions and retention structures. This material surrounds an impermeable core (typically clay or silt) in mine tailing dams or hydropower dams (Chen & Zhang, 2022). High shear strength, internal drainage capability, and deformation resistance of rockfills enable the construction of steep and tall dams (Wegmann & Gudmundsson, 2012; Li et al., 2023). Despite alternative construction materials (such as concrete) offering better stiffness, rock fill dams are more favorable in terms of their elastic response to consolidation.

For long-term stability of rockfill dams, material selection is crucial. The particle size distribution of the rockfill may change due to the dead weight of the rock particles on upper elevations. Therefore, embankment height may be considered a critical parameter. In this respect, dense and durable rocks such as basalt, granite, and quartzite are preferred, whereas rocks prone to degradation, such as shale or weathered rocks, have a limited use due to their vulnerability, especially under freeze–thaw (FT) cycles (Fourie, 2011; ICOLD, 2016).

Globally, numerous rockfill dams have been constructed for a variety of purposes, including hydroelectric power generation, agricultural irrigation, and water impoundment. Table 1 presents the height and location of some significant rockfill dams. The results indicate that embankment stability is assured, even at significant heights and across diverse climatic regions, provided that the rockfill consists of suitable materials.

Table 1. Some significant rockfill dams around the world

No	Name	Country	Height (m)
1	Alberto Lleras Dam	Colombia	247
2	Mica Dam	Canada	240
3	Keban Dam	Türkiye	210
4	Itaipu Dam	Brazil	196
5	Altinkaya Dam	Türkiye	195
6	Kárahnjúkar Dam	Iceland	193
7	New Melones Dam	USA	190
8	Upper Gotvand Dam	Iran	180
9	Takase Dam	Japan	176
10	Hasan Uğurlu Dam	Türkiye	175

Besides water retention, rockfill dams are becoming more popular in mine tailings storage facilities (TSFs). The shear strength, permeability, and the ability to accommodate differential settlements meet the mechanical requirements for conserving mineral processing by-products (Davies et al., 2002; Blight, 2010; ICOLD, 2011). Rockfill conforms to the expanding nature of tailing dams, which requires staged construction in the long term. However, the performance of such dams in cold climates remains a key concern due to FT-related degradation (Rico et al., 2008; Morgenstern et al., 2016; Rodríguez et al., 2019).

FT cycles are known to have an influence on the dam integrity in cold and high-altitude regions. Freezing and expansion of pore water induce internal stresses in the rock, which leads to crack propagation, microstructural degradation, and loss of material strength (Pigeon & Pleau, 1995; Andersland & Ladanyi, 2004). Repeated FT exposure can result in up to 60% loss in uniaxial compressive strength, increased porosity, and particle breakdown (Liu et al., 2021; Geng et al., 2022; Xu et al., 2023).

Results from field applications are consistent with both theoretical predictions and laboratory observations. Table 2 summarizes case studies of FT-related damage in rockfill dams. At the Suorva Dam in Sweden, frost penetration led to increased permeability of the moraine core. Similarly, China's Lianghekou Dam experienced deformation during thawing phases, while Canada's Parry Sound Dam required emergency measures after FT-induced cracking. These examples underline the need for mitigation strategies such as winter insulation, seasonal construction adjustments, and long-term monitoring (Jantzer, 2005; Guo et al., 2021).

Table 2. Selected rockfill dam failures related to freeze–thaw effects

Dam Name	Country	Observed Issue
Suorva Dam	Sweden	Increased permeability in the moraine core
Lianghekou Dam	China	Embankment deformation during thaw
Parry Sound Dam	Canada	Freeze-thaw-induced cracking and embankment damage

Beyond strength loss, FT cycles significantly alter the particle size distribution (PSD) of the rockfill. Freezing leads to frost wedging in larger particles, generating fines and causing a downward shift in PSD curves (Tan et al., 2022; Wang et al., 2023). Laboratory studies show a 10–30% increase in fines content (<2 mm) after repeated FT exposure. This does not only reduce the shear strength and drainage capacity but also increases the risk of internal erosion and differential settlement (Qin et al., 2020; Zhou et al., 2021). As a result, FT-related PSD changes must be accounted for in material specifications, especially in critical zones such as the transition and upstream shell.

In this study, the effects of freeze–thaw (FT) cycles on the mechanical performance and particle size distribution of Plicated Limestone (PL) and Weathered Basalt (WB) are systematically investigated. The rock samples were obtained from a rock fill dam located in Eastern Türkiye. For both PL and WB, samples were collected from the embankment body, which has been in service for over 40 years. These samples were further categorized based on their location within the embankment as upstream and downstream materials. In addition to these field-aged samples, undisturbed block samples of PL and WB were extracted directly from the quarry to represent the intact and unaltered condition of the rock materials. Through uniaxial compressive strength, static deformability, porosity, and particle size distribution tests conducted before and after FT exposure, this study aims to reveal the degradation of physical and mechanical properties and assess their effects on the long-term dam stability under cyclic freeze–thaw conditions.

METHODOLOGY

This study employs an experimental approach to investigate the effects of freeze–thaw (FT) cycles on the mechanical properties and particle size distribution of two different rockfill materials. Plicated limestone is a layered sedimentary rock prone to anisotropic cracking, and weathered basalt is an igneous rock with higher strength but increased porosity and susceptibility to FT-induced degradation (Hoek & Bray, 1981; Dearman, 1991; ICOLD, 2016). The study flowchart is presented in Figure 1.

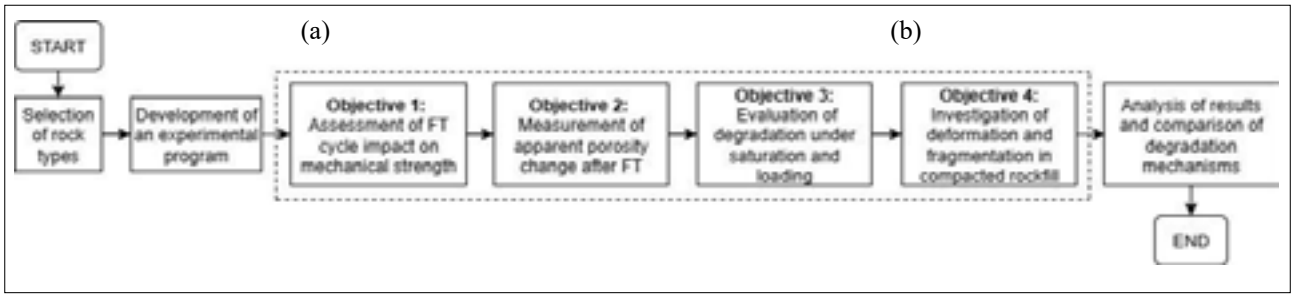


Figure 1. Research methodology flowchart In summary, the research program has four steps:

1. Assessing mechanical integrity: Uniaxial compressive strength (UCS) tests were performed on core samples before and after FT cycling to determine the strength loss.

2. Evaluating porosity changes: Porosity measurements were conducted to determine internal structural changes such as void formation and microcracking.

3. Examining material degradation: Los Angeles abrasion and Slake Durability (SDI) tests were used to quantify impact load resistance and moisture-driven disintegration.

4. Investigating deformation and fragmentation: Large-scale uniaxial loading tests on compacted rockfill were conducted to assess consolidation and change of particle size distribution under static load.

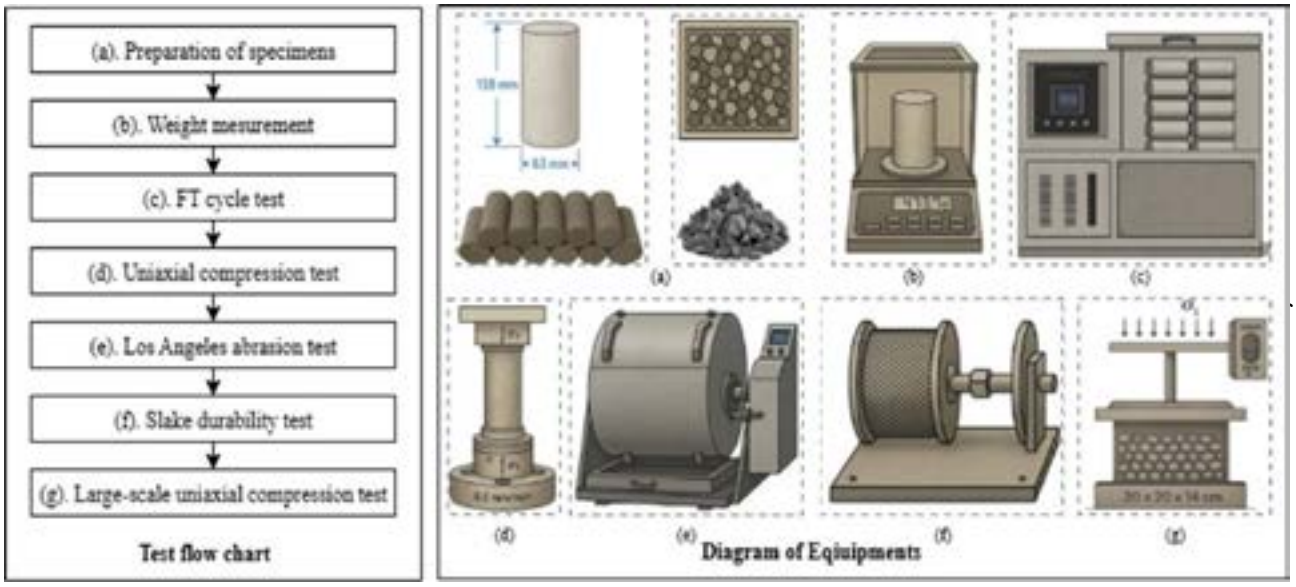


Figure 2. Test flow chart and equipment diagram

UCS Test on Core Samples Exposed to Freezing and Thawing

Cylindrical core specimens (63 mm × 138 mm) were prepared and weighed before freeze–thaw (FT) exposure. The FT cycles were applied under controlled laboratory conditions, with two periods performed in 14 days, involving temperature variations between −20 °C and +50 °C. Before exposure, all specimens were fully saturated. At the end of each exposure period, visual inspections were conducted, and porosity and bulk density were calculated based on dry and saturated unit weights. UCS tests were then carried out using a servo-controlled stiff load frame at a constant displacement rate of 0.002 mm/s. During loading, axial stress, axial strain, and failure modes were recorded to assess the mechanical degradation caused by FT exposure. Reference samples not subjected to FT conditioning were tested for comparison.

Effect of Saturation and Impact Loading on the Abrasion of Rock Samples

The degradation of particle integrity by saturation and impact loading was assessed through Los Angeles Abrasion (ASTM C131) and Slake Durability (ISRM) tests. The Los Angeles Abrasion test was performed on 5000 g of graded aggregate under both dry and fully saturated conditions, with material losses measured after 100 and 500 revolutions. The Slake Durability test was carried out on 10 oven-dried rock lumps (40–60 g), which were subjected to two cycles of rotation in a water-filled drum. Durability indices (Id_1 and Id_2) were calculated from mass losses after each cycle, providing a classification of the rock's resistance to moisture-driven degradation.

Large-Scale Uniaxial Loading Test on Rockfill Material

A large-scale uniaxial loading test set-up with box dimensions of 20 × 20 × 14 cm was used to simulate the embankment loads. The test box was filled with rockfill material prepared from graded mixtures of plicated limestone and weathered basalt. The specimens were compacted in two layers to achieve target dry densities of 2.25 t/m³ for basalt and 2.00 t/m³ for limestone. Incremental loading was applied in six stages (250–1250 kPa), and in the final stage, the specimens were saturated and maintained under 1250 kPa for at least 7 days. Particle Size Distribution (PSD) analyses were performed before and after testing to evaluate fragmentation, compaction, and gradation changes caused by loading and moisture effects.

RESULTS AND DISCUSSION

The experimental results were analyzed to evaluate the sensitivity of the rockfill samples to freeze–thaw (FT) cycles. The physical and mechanical test results revealed consistent and interrelated trends for both weathered basalt (WB) and plicated limestone (PL). However, the mode of degradation differed between the two. The uniaxial compressive strength (UCS) of WB showed a more significant reduction, decreasing from 102.7 MPa to 84.2 MPa (approximately 18%), while PL exhibited a comparatively lower UCS reduction from 89.7 MPa to 79.7 MPa (around 11%). In contrast, the reduction in elastic modulus indicated the opposite trend: PL samples softened markedly after FT exposure (mean E decreasing from 64,769 MPa to 42,070 MPa), whereas WB retained relatively higher stiffness despite its greater UCS loss. This divergence suggests that WB primarily loses peak compressive strength under FT cycling, while PL undergoes more severe stiffness degradation due to its anisotropic structure, making it more susceptible to long-term deformation. These observations confirm that repeated FT cycling promotes the disintegration of rock fragments through different mechanisms in the two materials, as illustrated in Figure 3.

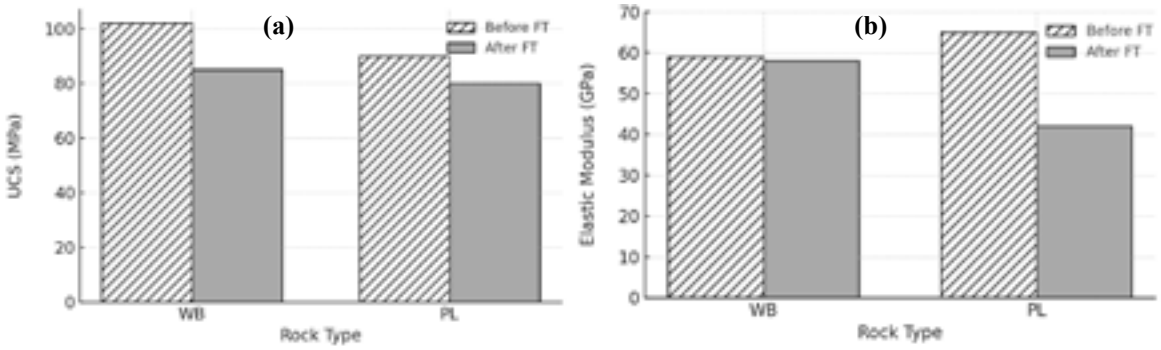


Figure 3. UCS (a) and Elastic modulus (b) before and after FT cycles

The Los Angeles abrasion results corroborated the mechanical tests by demonstrating that FT-exposed samples experienced greater mass loss between 100 and 500 revolutions, reflecting a reduced resistance to impact loading. PL downstream samples showed a 30.8% increase in fines generation compared to 23.5% for non-FT block samples, while WB exhibited a smaller but noticeable difference. This correlation indicates that FT-induced microcracks contribute to the material's susceptibility to surface degradation and that abrasion testing effectively captures the extent of weathering-induced weakening as illustrated in Figure 4.

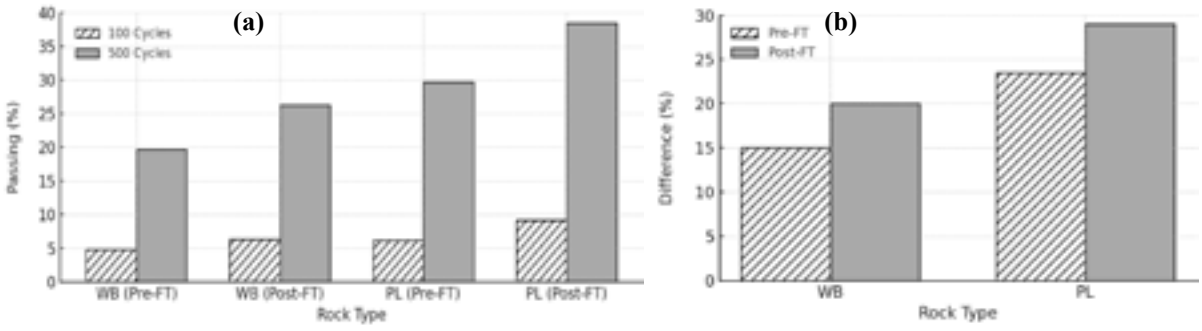


Figure 4. Los Angeles abrasion results (a) and abrasion difference (b)

The apparent porosity measurements support this interpretation, particularly for PL samples, which exhibited significantly higher porosity values (up to 21%) compared to block samples (approximately 9%). This suggests that FT cycles facilitate void formation and crack interconnection in structurally weaker rocks, further reducing mechanical strength. In contrast, WB maintained low porosity (<2%) across all sample types, implying that its strength losses primarily stem from internal fracture development rather than pore growth, as shown in Figure 5.

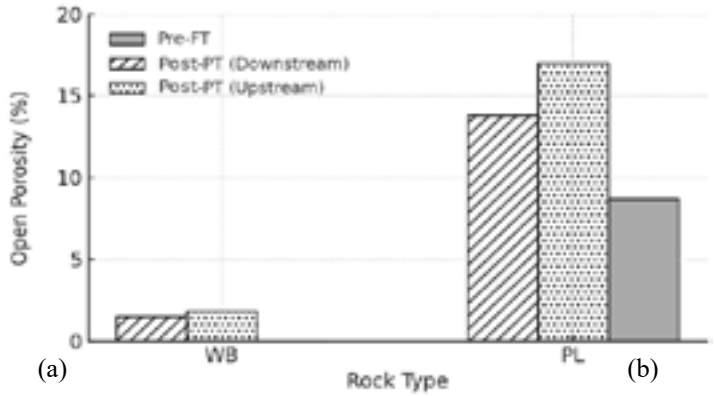


Figure 5. Apparent porosity by rock type and sample origin

PL samples exhibited exceptionally high slake durability values (Id_2 > 98%) despite their increased porosity and lower mechanical strength. This contradiction suggests that slake durability is predominantly controlled by mineralogical integrity rather than void structure. Therefore, the degradation of PL under FT conditions is primarily attributed to mechanical microfracturing rather than chemical or mineralogical instability. Finally, comparing the Los Angeles Abrasion and Slake Durability test results, it was concluded that impact loading has more influence on the comminution of rock fragments than saturation.

The large-scale uniaxial loading tests on graded material confirmed the mechanical fragmentation patterns identified in the basic rock mechanics tests on core samples. PL specimens showed a greater degree of particle size reduction, particularly within the 2.36–0.6 mm fraction, as indicated by increased cumulative passing percentages after loading. This behavior reflects the dominance of structural weaknesses in PL, which promote more extensive fragmentation following FT-induced damage. Conversely, WB maintained a relatively stable particle size distribution, which is consistent with the compression tests, as illustrated in Figure 6.

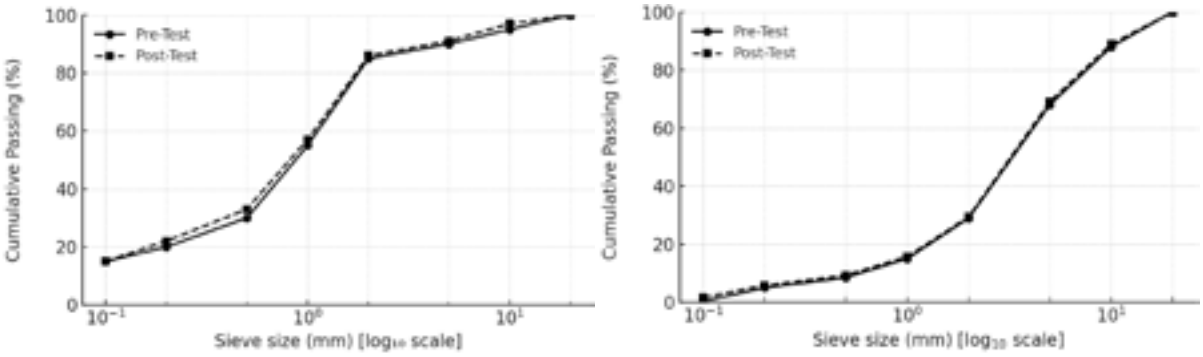


Figure 6. Particle size distribution for plicated limestone (a) and weathered basalt (b)

Consequently, these findings demonstrate that the degradation mechanisms induced by FT cycles are more severe in plicated limestone due to its layered structure, which increases its tendency to mechanical damage, increased porosity, reduced stiffness, and increased fragmentation. Weathered basalt retains a greater degree of mechanical integrity due to its more homogeneous structure and lower susceptibility to the formation of crack networks. These comparative trends for each parameter are summarized in Table 3.

Table 3. Comparison of PL and WB after freeze–thaw exposure

Parameter	PL (Plicated Limestone)	WB (Weathered Basalt)
UCS & E	Significant reduction	Moderate reduction
LA Abrasion	Significant amount of abrasion	Moderate amount of abrasion
Apparent Porosity	High (8–21%), FT-sensitive	Low (<2%), stable
Slake Durability	Exceptionally high, unaffected	Exceptionally high, unaffected
Fragmentation	Extensive, mid-size fractions	Limited, cohesive breakage

Under UCS loading, plicated limestone (PL) has significantly lower cumulative passing percentages than weathered basalt (WB). This reflects PL's greater tendency toward particle breakage under sustained compressive stress. Meanwhile, WB has a comparatively coarser PSD. According to the Los Angeles abrasion results, impact loading, such as seismic shaking, intensifies this PSD coarsening, observed mostly in PL but with a measurable effect in WB as well. By contrast, slake durability remains uniformly high for both the upstream and downstream samples of each rock type, indicating that moisture-driven disintegration plays a lesser role. Together, these observations imply that the combined loss of strength, accelerated abrasion, and fragmentation under static and dynamic loads can induce embankment deformation and must be explicitly addressed in rockfill dam design and stability evaluations.

CONCLUSION

This study presents an experimental investigation of the effects of freeze–thaw (FT) cycles on the mechanical integrity, durability, and structural behavior of rockfill materials through laboratory-scale mechanical testing, physical property characterization, and large-scale uniaxial loading tests. The results reveal that repeated FT exposure leads to significant reductions in uniaxial compressive strength (UCS) and elastic modulus (E), with WB showing a more significant loss in UCS while PL exhibits a smaller UCS reduction but a much greater stiffness degradation. This indicates that WB primarily loses peak strength, whereas PL is more vulnerable to long-term deformation because of its anisotropic structure.

These mechanical degradations were strongly supported by increased fine generation in Los Angeles abrasion tests, particularly in downstream (FT-exposed) samples, highlighting a consistent relationship between freeze–thaw damage and abrasion susceptibility. Apparent porosity measurements further demonstrated that PL samples are much more vulnerable to FT-related deterioration compared to WB. Despite its high porosity and mechanical weakening, PL retained exceptional slake durability, indicating that its degradation is mainly governed by microstructural cracking rather than mineralogical instability. Large-scale uniaxial loading tests confirmed these findings by showing that PL undergoes more extensive particle size fragmentation, while WB maintained more cohesive breakage patterns.

From an engineering perspective, these findings emphasize that FT-induced degradation mechanisms are highly material-dependent and must be incorporated into design considerations for rockfill and tailings dams located in cold or seasonally variable climates. Based on the comparative results, WB can be considered more reliable for long-term stability in cold regions due to its lower porosity increase and higher resistance to fragmentation, while PL may only be suitable under less severe FT conditions or where additional protective measures are adopted. Such measures may include pre-treatment of rockfill materials, blending with stronger aggregates, or incorporating insulation and drainage systems into the dam design to mitigate FT-related damage.

Finally, this study highlights the necessity of adopting a multi-parameter testing framework that accounts for strength, elasticity, porosity, abrasion resistance, slake durability, and fragmentation characteristics to com-

prehensively evaluate long-term material performance under environmental loading. Future work could extend these findings by conducting full-scale field simulations, assessing long-term monitoring data from existing dams, and investigating novel stabilization techniques to further reduce FT-induced risks.

REFERENCES

Andersland, O. B., & Ladanyi, B. (2004). *Frozen ground engineering* (2nd ed.). John Wiley & Sons.

Blight, G. E. (2010). *Geotechnical engineering for mine waste storage facilities*. CRC Press.

Chen, S. H., & Zhang, L. M. (2022). Rockfill dams. In *Hydraulic Structures* (pp. 313–358). Springer. https://doi.org/10.1007/978-3-662-47331-3_10

Davies, M. P., Martin, T. E., & McRoberts, E. C. (2002). Static liquefaction of tailings—fundamentals and case histories. In *Tailings and Mine Waste* (Vol. 2, pp. 79–88).

Fourie, A. (2011). Predicting the future behaviour of tailings facilities. *Proceedings of the International Seminar on Paste and Thickened Tailings*, 1, 39–52.

Geng, Y., Li, Z., & Zhou, J. (2022). Mechanical behavior of weathered sandstone under freeze–thaw cycles. *Cold Regions Science and Technology, 196*, 103506.

Guo, Q., Zhang, L., Zhang, Y., & Lin, P. (2021). Countermeasures for freeze–thaw damage during winter construction of the Lianghekou Dam. *Journal of Performance of Constructed Facilities, 35*(4), 04021031.

ICOLD. (2011). *Bulletin 144: Tailings dams—risk of dangerous occurrences*. International Commission on Large Dams.

ICOLD. (2016). *Rockfill dams design and construction guidelines*. International Commission on Large Dams.

Jantzer, I. (2005). Cold region dam engineering and the Suorva Dam experience. *Swedish Hydropower Conference Proceedings, 1*, 110–115.

Li, Y., Wang, J., & Zhang, H. (2023). Drainage performance of rockfill materials in dam engineering. *Engineering Geology, 311*, 107033.

Liu, H., Zhang, Q., & Wang, Y. (2021). Mechanical properties of rockfill under freeze-thaw conditions. *Geomechanics and Engineering, 24*(3), 257–266.

Pigeon, M., & Pleau, R. (1995). *Durability of concrete in cold climates*. CRC Press.

Qin, C., Wang, Y., & Zhang, Z. (2020). Effects of freeze–thaw cycles on particle size and shear strength of rockfill. *Materials, 13*(24), 5671.

Rico, M., Benito, G., Salgueiro, A. R., Díez-Herrero, A., & Pereira, H. G. (2008). Reported tailings dam failures: A review of the European incidents. *Journal of Hazardous Materials, 152*(2), 846–852.

Rodríguez, L. A., González, C., & Moreno, J. (2019). Internal erosion and drainage design of rockfill dams. *Geotechnical Engineering Journal, 50*(2), 91–102.

Tan, Y., Zhang, R., & Huang, Z. (2022). Particle breakage and permeability of rockfill under FT cycles. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, 14*(6), 1241–1250.

Wang, T., Liu, J., & Zhang, Z. (2023). Influence of freeze–thaw weathering on PSD of dam rockfill. *Cold Regions Science and Technology, 211*, 103696.

Wegmann, E., & Gudmundsson, G. (2012). Construction and performance of high-altitude rockfill dams. *Proceedings of the 25th ICOLD Congress, 1*(2), 189–196.

Xu, W., Yang, Y., & Wu, Q. (2023). Degradation of mechanical properties of rockfill aggregates in FT environments. *International Journal of Geomechanics, 23*(1), 04022237.

Zhou, X., Zhang, Y., & Li, J. (2021). Evolution of strength parameters in rockfill under freeze-thaw conditions. *Cold Regions Science and Technology, 185*, 103253.

İZMİR KINIK BÖLGESİNDEKİ BULUNAN AÇIK OCAK PASA SAHASI STABİLİTESİNİN DEĞERLENDİRİLMESİ

EVALUATION OF THE STABILITY OF AN OPEN-PIT WASTE DUMP IN THE KINIK REGION, IZMIR

*A. Öztürk Kahraman[1], *, A. H. Deliormanlı[1]*

[1] Dokuz Eylül Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü
*(*Sorumlu yazar: ozturkaylin89@gmail.com)*

ÖZ

Günümüzde açık ocak madenciliği, cevherin yüzeye yakınlığının azalması ve değişen tenör değerleri nedeniyle giderek daha derin seviyelere ulaşmaktadır. Bu durum, pasa sahalarının genişlemesine ve yükselmesine neden olmakta, madencilik faaliyetleri ve çevresel etkileri açısından ciddi riskler oluşturan stabilite sorunlarını beraberinde getirmektedir. Buna karşın mevcut literatürde pasa sahalarının yapısal bütünlüğü ve stabilite analizleri üzerine yapılan araştırmaların sınırlı olduğu gözlemlenmiştir. Maden pasa sahaları, çalışma ömrü boyunca aktif bir sistem olduğundan, tasarım ve işletme süreçlerinde meydana gelen stabilite sorunları karmaşıktır ve bu durum stabilite analiz süreçlerini zorlaştırmaktadır. Son yıllarda pasa sahalarındaki şev stabilite problemleri çevresel zararlara, ekonomik kayıplara, operasyonel aksaklıklara ve hatta can kayıplarına neden olmuştur. Bu çalışmada, İzmir Kınık'ta bulunan örnek bir açık ocak pasa sahasının stabilite açısından değerlendirilmesi ve olası heyelan risklerinin önlenmesi amaçlanmıştır. Pasa saha verileri LiDAR teknolojisi kullanılarak nokta bulutu şeklinde elde edilmiş ve bu veriler analizlerde temel veri seti olarak kullanılmıştır. Stabilite analizleri Limit Denge ve Sonlu Elemanlar Yöntemleri ile gerçekleştirilmiş ve sonuçları karşılaştırılmıştır. Her iki yöntemde de benzer güvenlik faktörlerinin elde edildiği ve birbirleriyle uyumlu sonuçlar verdiği gözlenmiştir. Çalışma, LiDAR ölçümleri ile oluşturulan hassas pasa modeli üzerinden iki farklı yöntemle gerçekleştirilen stabilite analizlerinin önemini vurgulamaktadır. Bu kapsamda, risklerin önceden belirlenmesi ve daha güvenli tasarımların yapılması amaçlanmıştır.

Anahtar Kelimeler: Şev stabilitesi, nokta bulutu, sonlu elemanlar yöntemi, limit denge yöntemleri, pasa stabilitesi

ABSTRACT

Open-pit mining is extending to greater-depths as ore is found deeper and grades vary, leading to larger, taller waste dumps that introduce stability problems and pose serious operational and environmental risks. However, research on waste dump structural integrity and stability remains limited. Because waste dumps stay active throughout their operational life, stability issues during design and operation are complex and complicate analysis. Recently, slope stability problems in waste dumps have caused environmental damage, economic-losses, operational-disruptions, and even loss-of life. In this study, it is aimed to evaluate the stability of a sample open-pit waste dump located in Kınık, Izmir and to prevent possible landslide risks. Waste dump data were obtained as a point-cloud using LiDAR technology, and these data were used as the primary dataset in-the analyses. Stability analyses were carried out using the Limit Equilibrium and Finite Element Methods, and the

results were compared. It was observed that both methods yielded similar safety factors and obtained consistent results with each other. The-study emphasizes the importance of stability analyses conducted using two different methods on an accurate waste dump model created through LiDAR measurements. In this context, it is aimed to identify risks in advance and to ensure safer designs.

Keywords: Slope stability, point cloud, finite element method, limit equilibrium methods, waste dump stability

GİRİŞ

Açık ocak madenciliğinin gerek cevherin yüzeye yakınlığına gerekse işlenebilir tenör değerlerindeki değişime bağlı olarak derinleşmesi sonucunda ortaya çıkan en büyük sorunlardan biri pasa döküm sahalarının stabilitesidir. Başlangıçta vadi boyunca bir set oluşturarak küçük ölçekli bir atık yığını halinde bulunan atık sahaları, güçlendirilmiş büyük ölçekli bir pasa sahasına dönüşmektedir. Pasa sahasındaki şev stabilitesindeki deformasyon, üretimin aksamasına, iş makinelerinin zarar görmesine ve hatta can kayıplarına yol açabilecek ciddi sonuçlar doğurmaktadır (Cho & Song, 2014). Pasa depolama alanlarına duyulan ihtiyacın giderek artması ve yerleşimlerin veya maden işletmelerinin çevresinde bu amaçla kullanılabilecek alanların kısıtlı olması, bu tür şevlerin duraylılığının sağlanmasının ne kadar önemli olduğunu göstermektedir (Ulusay, 2007). Bu büyük hacimli yığınların güvenli açı ve yüksekliklerde tutulması madencilik sektörü için önemli bir mühendislik problemidir. Bu nedenle, pasa döküm sahalarının stabilite analizleri açık ocak madenciliği için hayati bir öneme sahiptir (Chand, K., & Koner, R. (2023)). Tüm işletme ömürleri boyunca aktif olan pasa sahalarının boyutları devamlı olarak artmakta, yüksek ve dik şevler oluşturan yapılara dönüşmektedir (Blight, 2009). Büyük, yapay, konsolide olmayan bir birikim gövdesi olduğundan, heyelan ve moloz akıntıları gibi jeolojik tehlikeleri kolayca yaratabilirler (Wang vd., 2019). Literatürde özellikle maden pasa yığınlarının şev stabilitesi konusunda çalışmalar sınırlı olmasına karşın, bu tür yığınlardaki kayma olayları oldukça ciddi sonuçlar doğurmaktadır. Örneğin, Çin'in Shenzhen kentinde 2015 yılında *Hongao* pasa döküm sahasında meydana gelen heyelan ~2,5 milyon m³ malzemenin kaymasına yol açmış ve 77 kişinin hayatını kaybetmesine neden olmuştur (Bao vd., 2019). Ülkemizde Afşin-Elbistan Kışlaköy kömür sahasında 2020'de ~4 milyon m³'lük bir iç döküm heyelanı gerçekleşmiş ve madencilik operasyonlarının aksamasına neden olmuştur. Bunlar ve bunlara benzer yaşanan felaketler, pasa sahalarındaki heyelan potansiyelinin göz ardı edilemeyecek kadar önemli olduğunu göstermektedir.

Maden pasa sahalarının stabilitesinin değerlendirilmesi, yapısal olarak örselenmiş malzemelerden oluşuyor olması sebebiyle doğal arazi şevlerinden daha da karmaşıktır. Pasa yığınları; kayaç parçaları, toprak, kil ve benzeri heterojen ve gevşek malzemelerden oluşmaktadır ve tabanda zayıf zemin birimlerine oturuyor olabilirler. Pasa malzemesinin boşluklu yapısı ve malzeme özelliklerinin belirsizliği, şev duraylılığı hakkında tahmin yürütmeyi güçleştirebilmektedir. Pasa malzemesinin gevşek yapısal özellikleri, boşluk suyu basıncındaki artış ve süreksizlikler, zemin davranışı sergileyen kırıklı kayaçların etkisiyle, kısa sürede ve ani gelişebilen, geniş çaplı dairesel kaymalara yol açabilirler (Delibalta, 2012; Kliche, 1999; Hoek vd., 1991). Dolayısıyla, pasa sahalarında uzun vadeli stabiliteyi sağlamak ve izlemek için gelişmiş yöntemlere ihtiyaç vardır. Bu çalışmanın amacı, İzmir ili Kınık bölgesinde bulunan bir açık ocak madeninin pasa döküm sahasının stabilitesini değerlendirmek ve olası heyelan risklerini belirleyerek önleyici tedbirlerin alınmasını sağlamaktır. Bu kapsamda, sahada yüksek çözünürlüklü arazi modeli elde etmek için LiDAR tabanlı yersel lazer tarama teknolojisi kullanılmış, elde edilen nokta bulutu verileri analizlere temel teşkil etmiştir. LiDAR ile oluşturulan hassas üç boyutlu model üzerinde hem geleneksel Limit Denge Yöntemleri (LDY) hem de Sonlu Elemanlar Yöntemi (SEY) uygulanarak şev duraylılığı analiz edilmiş, sonuçlar karşılaştırmalı olarak incelenmiştir.

YÖNTEM VE METOT

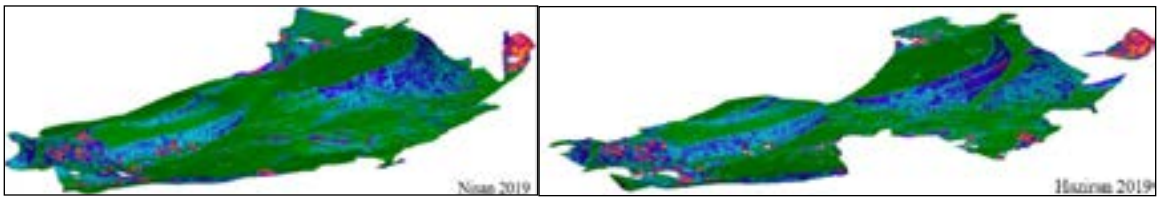
İnceleme yapılan pasa döküm sahası, İzmir ilinin Kınık ilçesinde yer alan bir açık ocak işletmesine aittir. Saha, güneybatıda volkanik bir tepe ve doğuda sedimanter bir tepe arasında konumlanmıştır. Zemin profilinin büyük bir kısmı yüzeyde blok, kil ve kum boyutlu heterojen yamaç molozlarından oluşmaktadır. Bunun altında

~7.5–18 m derinliğe kadar sarımsı kahverengi kil tabakası ve daha derinlerde gri-yeşil kiltaşı birimleri bulunmaktadır. Bu jeolojik yapı, pasa yığınının zeminle etkileşimini ve olası kayma yüzeylerini etkileyecek niteliktedir. Sahanın topoğrafyası ve pasa yığınının gerçek şekli, arazide yapılan LiDAR taramalarıyla detaylı şekilde haritalanmıştır. Çalışmada, milimetre düzeyinde hassasiyete sahip yersel lazer tarama sistemi kullanılarak pasa sahasının nokta bulutu verilerini elde etmek için yersel tabanlı Leica ScanStation II model LiDAR cihazı kullanılmıştır. Lazer tarayıcı, elektromanyetik lazer ışınları gönderip geri alarak arazi yüzeyinin milyonlarca noktadan oluşan 3B koordinat verisini toplamaktadır. Bu yöntem, taranan bölgenin gerçek geometrisinin yüksek doğrulukta ve ayrıntılı bir dijital modelinin oluşturulmasına olanak sağlamaktadır. Karmaşık ve ulaşılması zor yüzeylerin dahi üç boyutlu verileri doğrudan elde edilebilmektedir.



Şekil 1. Heyelan izlem yönteminde kullanılan TLS tarama sistemi ve pasa sahası görüntüsü

Kınık pasa sahasında Şekil 1'de Nisan 2019 ve Haziran 2019 tarihlerinde iki ayrı ölçüm gerçekleştirilmiş, toplam 11 farklı istasyondan alınan taramalar birleştirilerek geniş bir nokta bulutu verileri elde edilmiştir. Elde edilen ham veride, bölge dışındaki gürültü noktaları temizlenmiş ve GNSS ölçümleriyle jeodezik koordinatlara entegre edilerek nokta bulutu gerçek dünya koordinat sistemine oturtulmuştur.

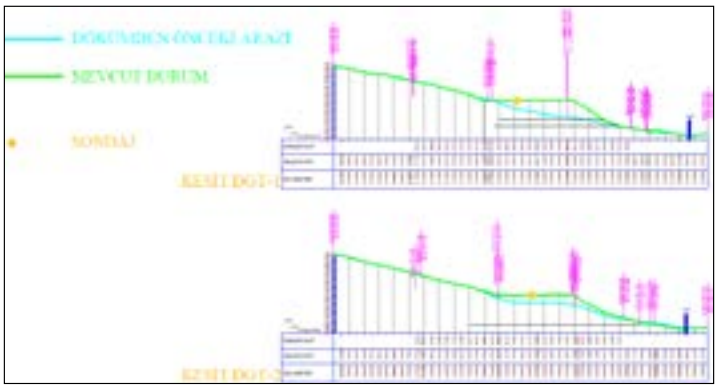


Şekil 1. Nisan ve Haziran 2019 ölçümleri sonucu nokta bulutu verileri kullanılarak oluşturulan saha yüzeyleri

Sonuçta Şekil 2'deki pasa yığınının ve çevresinin ayrıntılı bir üç boyutlu modeli elde edilmiştir. Bu model üzerinden Şekil 3'te görülen, bölgenin karakteristiğini yüksek oranda temsil eden iki adet kesit çıkarılmıştır. Kesitlerin belirlenmesinde sahanın topografik özellikleri ve mevcut zemin araştırma (sondaj) verileri dikkate alınmıştır. DGT-1 ve DGT-2 olarak adlandırılan bu kesitler, pasa yığınının farklı konumlarındaki taban zemin özelliklerini ve yığın geometrisini yansıtmaktadır.



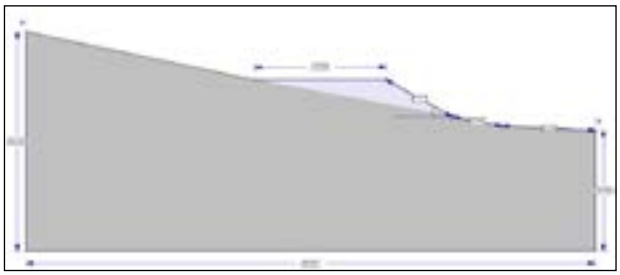
Şekil 2. Yapılan ölçümlerden elde edilen nokta bulutu verileri karşılaştırılarak oluşturulan saha yüzeyi



Şekil 3. İzmir-Kınık pasa sahasının topoğrafik haritadan çizilen DGT-1 DGT-2 en-kesit görüntüleri

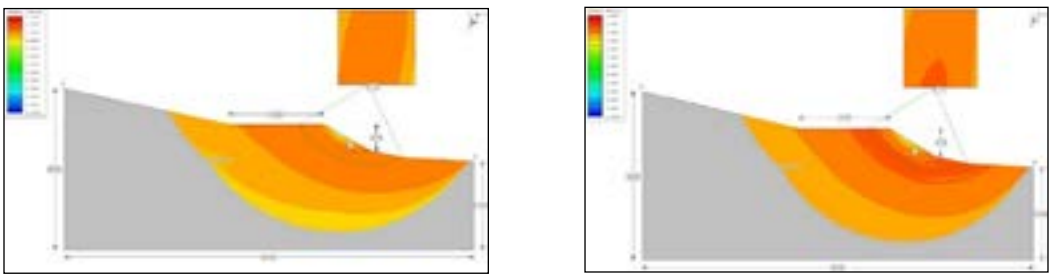
Limit Denge Yöntemleri

Pasa sahasının şev duraylılığı önce iki boyutlu limit denge yöntemleriyle analiz edilmiştir. Elde edilen DGT-1 ve DGT-2 kesitleri (Şekil 4 ve Şekil 8) üzerinden Rocscience Slide v.2 programı kullanılarak, olası kayma yüzeyleri belirlenmiştir. Program, tanımlanan parametrelerle farklı kayma dairelerini deneyerek en kritik kayma yüzeyini tespit etmektedir. Dairesel türde kaymaların muhtemel olduğu varsayımıyla, Basitleştirilmiş Bishop ve Basitleştirilmiş Janbu yöntemleri seçilmiştir. Bu klasik yöntemler, şevin güvenlik faktörünü hesaplamak için dilim metoduna dayalı denge denklemlerini kullanmaktadır ve bu iki yaklaşımın benzer veya farklı emniyet katsayıları verip vermediği değerlendirilmiştir. Analizlerde, pasa malzemesi ve yerinde zemin malzemesinin mühendislik parametreleri saha ve laboratuvar deneylerinden elde edilen değerlere göre tanımlanmıştır. Analiz sırasında depremsellik faktörü Ky=0,15 ile çalışmalara devam edilmiştir. DGT-1 için yerinde zemin malzemesi birim hacim ağırlığı21,5 kN/m^3, kohezyon 42,17 kPa ve içsel sürtünme açısı 7,37º iken pasa malzemesi için birim hacim ağırlığı 21,79 kN/m^3, kohezyon 34,32 kPa ve içsel sürtünme açısı 19,14º olarak sisteme yüklenmiştir.



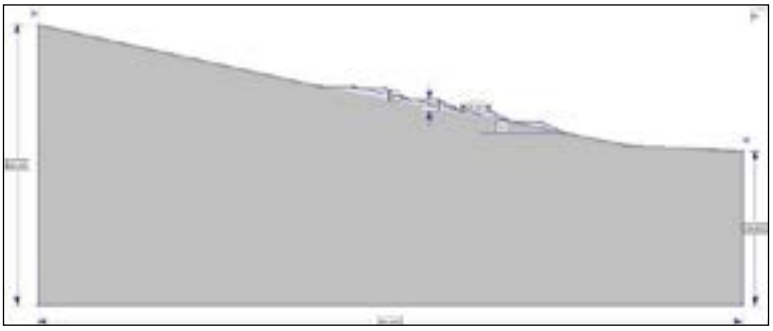
Şekil 4. DGT-1 en-kesitli mevcut pasa sahası görüntüsü

DGT-1 pasa sahasının mevcut durumu için yapılan limit denge yöntemi ile stabilite analizi sonucunda sahanın güvenlik faktörleri Bishop ve Janbu metotları için (Şekil 5) sırayla 0,766 ve 0.701 olarak tespit edilmiştir. Yapılmış olan literatür çalışmaları güvenlik faktörünün (GF) 1'den küçük olması durumunda şevin duraysız olacağını göstermektedir (Duncan vd., 2014).



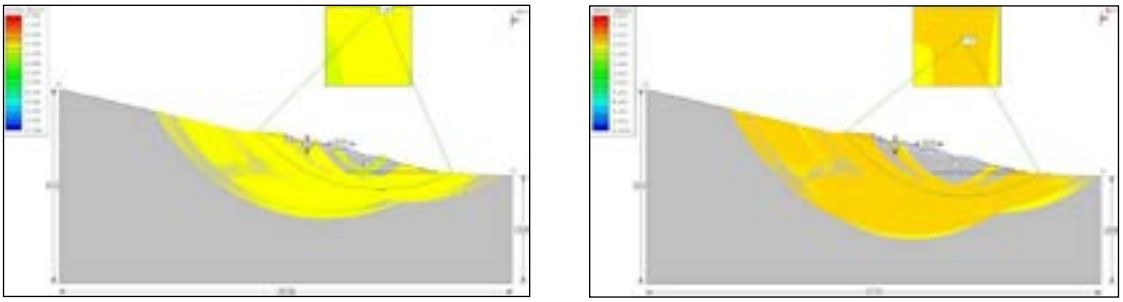
Şekil 5. DGT-1 en-kesitli pasa sahasında yapılan şev analizleri (a) Bishop GF: 0,766; b) Janbu GF: 0,701)

Sahanın stabilite açısından duraysız olduğu gözlemlenmiştir ve güvenli saha için tasarım aşamasında basamak genişliği 20 m, basamak yüksekliği 8 m, basamak açısı 25º ve genel şev açısı 12º (Şekil 6) değerleri tercih edilmiştir.



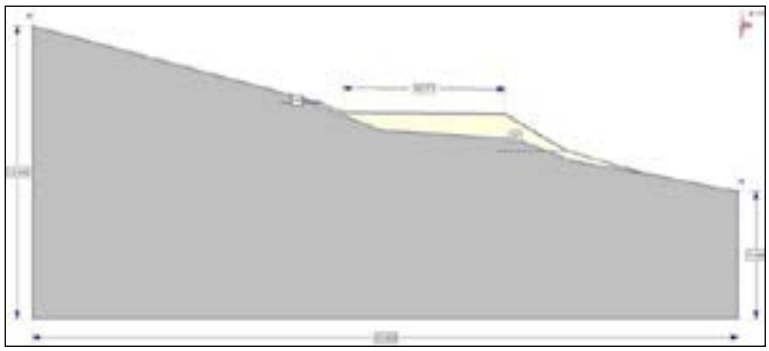
Şekil 6. Şev tasarımına yönelik ön çalışmalar ile belirlenmiş şev geometrisi (DGT-1)

Tasarım sonrasında sahanın duraylılık tespiti için hesaplanan güvenlik faktörü Bishop ve Janbu limit denge yöntemleri için (Şekil 7) sırasıyla 1,500 ve 1,382 olarak elde edilmiştir. Kliche 1999, bir çalışmasında 'Bir şevin direnen kuvvetlerinin itici kuvvetlerden daha büyük olduğu durumlarda, güvenlik faktörü (GF) birden büyüktür ve şev duraylıdır.' ifadesini kullanmıştır (Kliche, 1999). GF> 1,3 tasarım sonrası sahanın limit denge yöntemine göre stabilitesinin yeterli olduğunu göstermiştir.



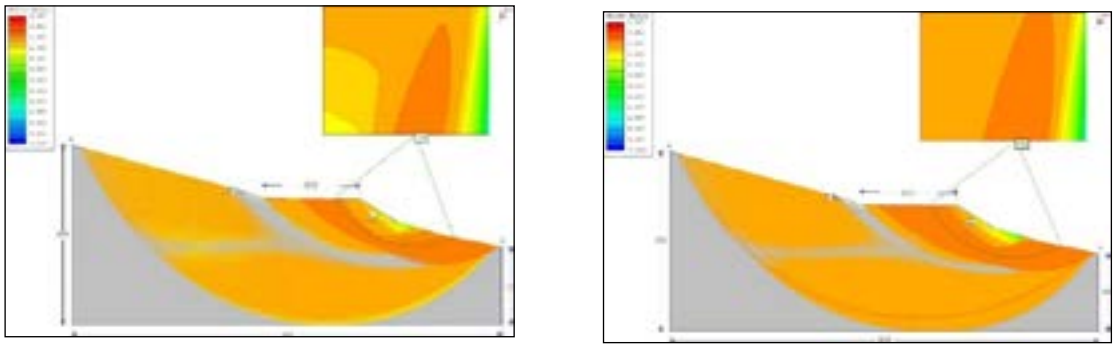
Şekil 7. DGT-1 Şev tasarımına yönelik limit denge yöntemi ile şev analizi sonuçları
(a) Bishop GF: 1,50; b) Janbu GF: 1,382)

Sahanın analizinde kullanılacak ikinci en-kesit olan DGT-2 için yerinde zemin malzemesi birim hacim ağırlığı 21,25 kN/m^3, kohezyon 9,56 kPa ve içsel sürtünme açısı 39,22º iken pasa malzemesi için birim hacim ağırlığı 21,5 kN/m^3, kohezyon 3 kPa ve içsel sürtünme açısı 41,24º olarak sisteme girilmiştir.



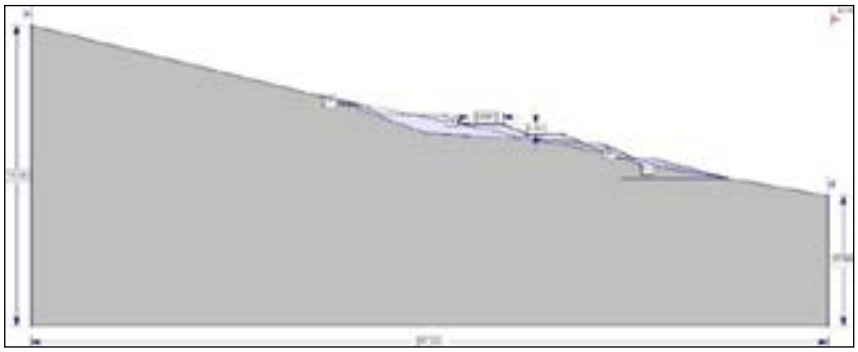
Şekil 8. Mevcut pasa yığını kesit görüntüsü (DGT-2)

Analiz ve hesaplamalar sonrasında mevcut sahanın güvenlik faktörü değerleri Bishop ve Janbu için sırasıyla 0,923 ve 0,842 hesaplanmış ve GF<1 hesaplanarak kritik yüzeyler tespit edilmiştir. Şekil 9'da şevin mevcut durumda duraysız olduğu ve önemli bir heyelan riski taşıdığı görülmektedir.



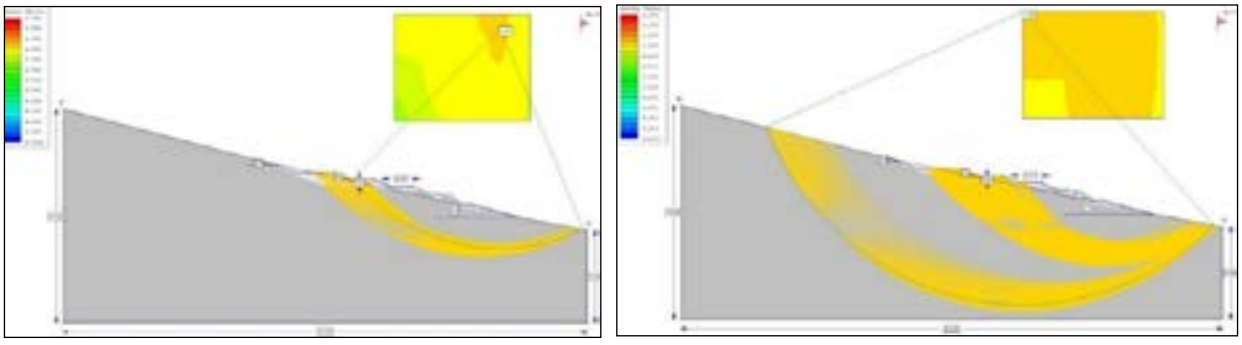
Şekil 9. DGT-2 en-kesitli pasa sahasında yapılan şev analizleri (a) Bishop GF: 0,923; b) Janbu: GF: 0,842)

Şekil 10'da şev duraylılığı için yeniden tasarlanan en-kesitin basamak genişliği 20 m, basamak yüksekliği 5-5,5 m, basamak açısı 23º ve genel şev açısı 11º olarak tercih edilmiştir.



Şekil 10. Şev tasarımına yönelik ön çalışmalar ile belirlenmiş şev geometrisi (DGT-2)

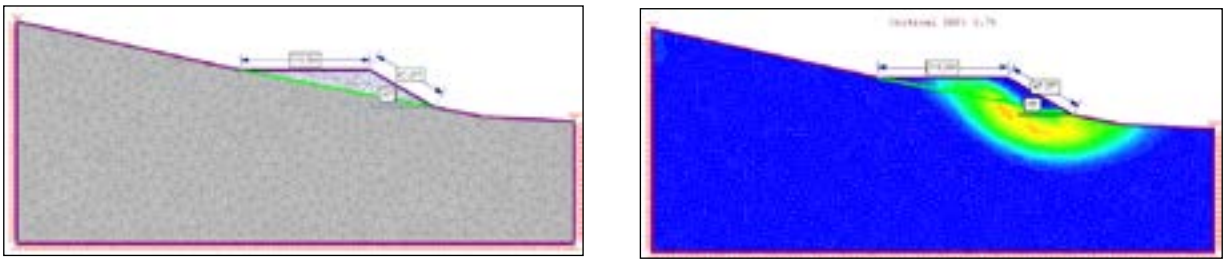
Tasarım sonrasında hem Bishop hem de Janbu yöntemleri şevin güvenli tarafta olduğunu göstermiştir (Şekil 11). Bishop metoduna göre hesaplanan güvenlik faktörü 1,485; Janbu metoduna göre ise 1,360 olarak hesaplanmıştır. GF>1 değerleri sahanın tasarım sonrası durumunun stabil olduğu sonucunu göstermiştir.



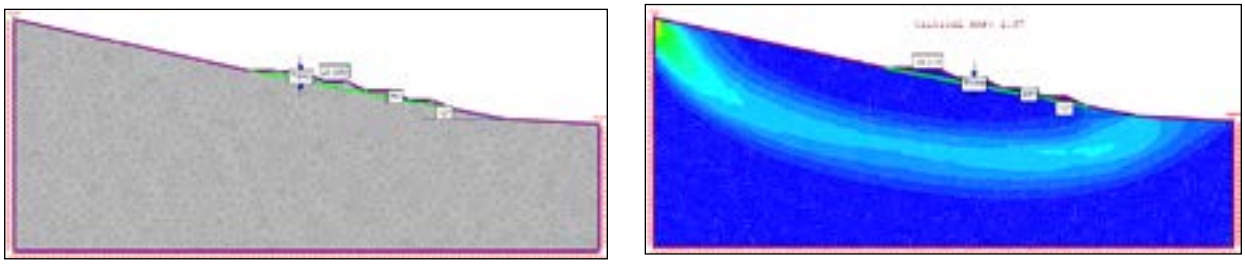
Şekil 11. DGT-2 şev tasarımına yönelik limit denge yöntemi ile şev analizi sonuçları
(a) Bishop GF: 1,485; b) Janbu GF: 1,360)

Sonlu Elemanlar Yöntemi

Şev stabilitesinin sonlu elemanlar yöntemi ile değerlendirilmesi için Rocscience Phase2 (v.8) yazılımı kullanılmıştır. Bu program, sonlu elemanlar yöntemi ile gerilme-şekil değiştirme analizleri yaparak şevin malzeme dayanımı aşıldığında meydana gelecek deformasyonu simüle edebilmektedir. Analizde gerilme azaltma tekniği (SRF) uygulanmıştır. Bu teknikte program, tanımlanan malzeme dayanım parametrelerini (c ve φ) kademeli olarak düşürmekte ve şev yenilene kadar adım adım zeminin zayıflatılmasıyla güvenlik faktörünü elde etmektedir (Dawson vd., 2000; Griffiths & Lane, 1999). Şevin göçmeye başladığı anda uygulanan gerilim azaltma katsayısı, güvenlik faktörü olarak alınır. Önemli bir avantaj olarak, sonlu elemanlar analizinde önceden bir kayma yüzeyi varsayımı gerekli değildir. Olası zayıflık bölgeleri ve kayma yüzeyleri, modellenen malzemenin gerilme-şekil değiştirme davranışı sonucunda doğal olarak oluşur (You vd., 2017). Bu, özellikle heterojen yapıya sahip pasa yığınlarında yenilme mekanizmasının daha gerçekçi belirlenmesini olanak tanır. Phase2 analizlerinde Slide programında kullanılan kesit geometrileri ve aynı malzeme parametreleri kullanılarak doğrudan karşılaştırılabilir sonuçlar elde edilmesi amaçlanmıştır. Sonlu elemanlar yöntemi ile gerçekleşen analizler de limit denge yöntemine benzer bir stabilite tablosu ortaya koymuştur. DGT-1 en-kesiti için mevcut pasa sahasının güvenlik faktörü 0,75 (Şekil 12) olarak hesaplanmış, tasarım sonrasında değerin 1,37'ye yükseldiği (Şekil 13) ve sahanın güvenli bir yapıya sahip olduğu sonucuna varılmıştır.

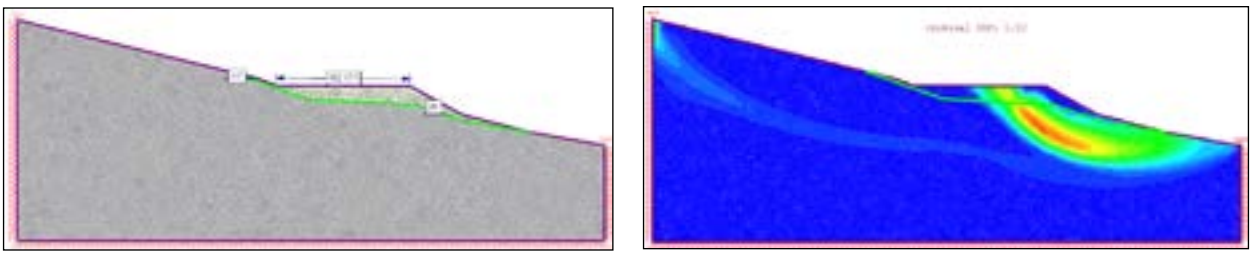


Şekil 12. DGT-1 mevcut pasa sahası en-kesit görüntüsü ve tasarım öncesi şev stabilite analizi, Kritik SRF: 0,75

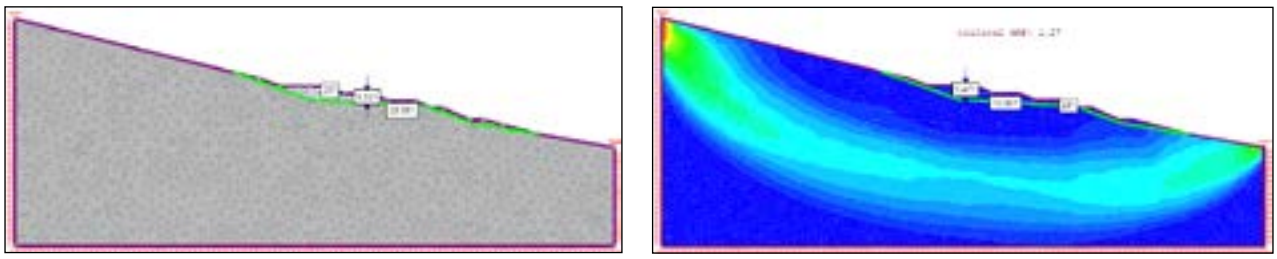


Şekil 13. DGT-1 tasarım sonrası Kritik SRF hesaplaması yapılan en-kesit ve hesaplanan en büyük SRF:1,7 koşulundaki sahanın davranışı, Kritik SRF:1,37

DGT-2 en kesiti için gerçekleştirilen sonu elemanlar yöntemi ile stabilite çalışması sonucunda mevcut pasa sahası güvenlik faktörü 0,92 (Şekil 14) olarak hesaplanmıştır. GF<1 değerinin şev stabilitesinin kayma yönünde davranış sergilediği göz önünde bulundurularak limit denge yöntemindeki tasarım parametreleri ile yeni bir analiz gerçekleştirilmiştir. Genel şev ve basamak şev açısının düşürülmesi, sahanın yeniden tasarlanması gibi önlemlerle iyileştirilmiş sahada yeni güvenlik faktörü parametresi 1,27 (Şekil 15) olarak hesaplanmıştır.



Şekil 14. DGT-2 mevcut pasa sahası en-kesit görüntüsü ve tasarım öncesi şev stabilite analizi, Kritik SRF: 0,92



Şekil 15. DGT-2 tasarım sonrası kritik SRF hesaplaması yapılan en-kesit, hesaplanan en büyük SRF:1,75 koşulundaki sahanın davranışı, Kritik SRF:1,27

Limit denge analizleri, söz konusu durumda birden fazla olası kayma yüzeyi olabileceğini göstermiş olsa da sonlu elemanlar yöntemi bu yüzeylerden en zayıfını kritik kayma yüzeyi olarak ortaya koymuştur. Çalışmanın sonunda her iki yöntemle de benzer güvenlik faktörleri hesaplanmıştır.

SONUÇ VE DEĞERLENDİRME

Bu çalışmada, İzmir ilinin Kınık bölgesindeki bir açık ocak pasa döküm sahasının stabilitesi hem geleneksel limit denge analizleri hem de sonlu elemanlar tabanlı sayısal analizlerle kapsamlı biçimde değerlendirilmiştir. LiDAR teknolojisi kullanılarak elde edilen yüksek çözünürlüklü şev modeli sayesinde gerçeğe çok yakın kesitler üzerinde analizler gerçekleştirilmiştir. Elde edilen veriler limit denge yöntemleri ile sonlu elemanlar yönteminin pasa şev stabilitesinin değerlendirilmesinde genel olarak tutarlı sonuçlar verdiğini göstermektedir. İki yöntemden elde edilen güvenlik katsayıları arasındaki fark genellikle %5–10'u geçmemiştir. Bu uyum, tasarımcılara analiz yöntemi seçiminde esneklik sağlamaktadır. Limit denge yöntemleri hızlı ön değerlendirme ve kayma yüzeyleri arasında en kritik olanı bulma konusunda pratik bir araçtır. Buna karşılık sonlu elemanlar yöntemi tabanlı analiz, şevin potansiyel göçme mekanizmasını ve gerilme dağılımını daha ayrıntılı bir şekilde ortaya koyarak mühendislik yargısını destekleyici zengin bir çıktı sunmaktadır. Bu çalışmada her iki yaklaşımın da benzer güvenlik faktörleri üretmesi, kullanılan parametrelerin ve model varsayımlarının tutarlılığını da teyit etmektedir. Başka bir deyişle, LiDAR ile elde edilen gerçekçi geometri ve doğru malzeme parametreleri kullanıldığında klasik denge hesapları da gelişmiş sayısal modeller de güvenilir ve birbiriyle uyumlu sonuçlar vermektedir. Bu durum, şev tasarımının güvenliğini değerlendirmek için birden fazla yöntem kullanılmasının değerini göstermektedir.

Analiz sonuçlarına göre, Kınık pasa sahasının mevcut durumda bazı şev kısımlarının yenilmeye çok yakın olduğunu gösterdiği için öncelikle şev açılarının düşürülmesi ve sahanın basamaklandırılarak yeniden tasarlanması önerilmektedir. Stabil olmayan bölgeleri stabilize etmek için önerilen önlemler arasında içsel parametrelerin yükseltilmesi için farklı tane boyutundaki pasa malzemesinin harman sahasında harmanlanıp sahaya birlikte dökülmesi, şev eğiminin yeniden şekillendirilmesi, platformun sıkıştırılması, drenaj sisteminin iyileştirilmesi ve varsa bölgedeki çatlakların doldurulması yer almalıdır. Pasa depolama alanlarının kısıtlılığı ve depolama alanlarına duyulan ihtiyacın giderek artması konusunda dikkat edilmesi gereken bir diğer husus, sahaların basamaklandırılması kısmında depolama kapasitesinin düşeceği olmalıdır. Kapasite düşmesi hesaplanmalı, tasarımlar optimum düzeyde yapılmalı ve gerekli görülmesi durumda topuk eklenmesi yapılmalıdır. Yürütülen literatür çalışmaları sonucunda elde edilen veriler pasa şevlerin duraylılığının sağlanmasının ne denli önemli olduğuna işaret etmektedir. Pasa sahası olarak belirlenecek bölgenin formasyonu ve jeolojik yapısı incelenmeli ve kesinlikle sahanın heyelan geçmişi göz önünde bulundurulmalıdır. Sahanın yük taşıma kapasitesinin değişeceği ve uzun ömürlü bir pasa sahası olacağı düşünülürse yapılacak hesaplamalarda gelecek yüke göre dayanımın hesaplanması asla gözden kaçırılmamalıdır. Gelişen teknoloji ile madencilik sektöründe de aktif halde kullanılmaya başlanan lazer tarama sistemleri aracılığıyla kayma riski taşıyan sahalarda, gerçek zamanlı ve hassas ölçümler sonucunda elde edilen nokta bulutu verileri yardımıyla yapılan incelemelerin üç boyutlu ve gerçeğe en yakın zayıflık düzlemlerini tespit etmesinin önemi çalışma kapsamında gözlemlenmiştir. Pasa şev stabilitesi için proaktif önlemlerin arasında; şev hareketinin tespit edilmesinde

LiDAR gibi bölgeyi 3 boyutlu tarama özelliğine sahip, kritik kayma yüzeylerinin daha iyi tanımlanmasına, şevdeki potansiyel deformasyonların yakından takip edilmesine ve gerçek zamanlı veriler doğrultusunda güvenlik faktörlerinin daha güvenilir tahmin edilmesine olanak sunan hassas ölçüm cihazları, radar şev izleme sistemleri ve sensörlerin kullanılması önerilmektedir.

İleriye dönük olarak, benzer çalışmaların farklı sahalarda da yapılarak pasa şev stabilitesi konusunda literatürdeki boşlukların doldurulması gerektiği açıktır. Elde edilen bilgiler ışığında; maden pasa sahalarının tasarımında daha güvenli şevler ve tasarımlar belirlenebilecek, böylece çevresel riskler en aza indirilirken ekonomik kayıpların ve can kayıplarının önüne geçilebilecektir.

KAYNAKLAR

Bao, Y., Han, X., Chen, J., Zhang, W., Zhan, J., Sun, X., & Chen, M. (2019). Numerical assessment of failure potential of a large mine waste dump in Panzhihua City, China. Engineering Geology, 253, 171-183.

Blight, G. E. (2009). *Geotechnical engineering for mine waste storage facilities*. CRC Press.

Chand, K., & Koner, R. (2023, October). Mine Waste Dump Stability Monitoring Using the Combination of Drone Technology and 3D Numerical Modelling. In *International Conference on Environmental Geotechnology, Recycled Waste Materials and Sustainable Engineering* (pp. 85-94). Singapore: Springer Nature Singapore.

Cho, Y.C., & Song, Y.S. (2014). Deformation measurements and a stability analysis of the slope at a coal mine waste dump. *Ecological Engineering*, *68*, 189-199.

Dawson, E., Motamed, F., Nesarajah, S., & Roth, W. (2000). Geotechnical stability analysis by strength reduction. In *Slope Stability 2000* (pp. 99-113).

Delibalta, M. S. (2012). Kömür Açik İşletmelerinde Pasa Şev Stabiltesinin Hipoplastik Model ile Tespiti. *Niğde Ömer Halisdemir Üniversitesi Mühendislik Bilimleri Dergisi*, *1*(2), 50-59.

Duncan, J. M., Wright, S. G., & Brandon, T. L. (2014). *Soil strength and slope stability*. John Wiley & Sons.

Griffiths, D., & Lane, P. (1999). Slope stability analysis by finite elements. *Geotechnique*, *49*(3), 387-403.

Hoek, E., Bray, J. W., Paşamehmetoğlu, A. G., Özgenoğlu, A., & Karpuz, C. (1991). *Kaya şev stabilitesi*. TMMOB Maden Mühendisleri Odası.

Kliche, C. A. (1999). Rock slope stability.

Ulusay, R., & Sönmez, H. (2007). Kaya kütlelerinin mühendislik özellikleri.

Wang, Y.-k., Sun, S.-w., Liu, L. (2019). Mechanism, stability and remediation of a large scale external waste dump in China. *Geotechnical and Geological Engineering, 37*(6), 5147-5166.

You, G., Mandalawi, M. A., Soliman, A., Dowling, K., & Dahlhaus, P. (2017). Finite element analysis of rock slope stability using shear strength reduction method. International Congress and Exhibition" Sustainable Civil Infrastructures: İnovatife Infrastructure Geotechnology"



KIRMA, ÖĞÜTME VE SINIFLANDIRMA
CRUSHING, COMMINUTION AND CLASSIFICATION

COMPARISON OF DIFFERENT SELECTION FUNCTIONS IN POPULATION BALANCE MODELING FOR BATCH GRINDING

D. Çağlayan *, Z. Demirtaş, E. T. Tuzcu

MPES Engineering
Mpes Müh. Ar. Gel. Bilg. Yaz. Müş. Dan. San. Ve Tic.Ltd.Şti.
(dogacan.caglayan@mpes.com.tr , zafer.demirtas@mpes.com.tr , tugcan.tuzcu@mpes.com.tr)
Elmar Towers C Blok 3028. Cad. No: 8C Kat: 19 Daire: 200
Konutkent Mah. 06810 Çankaya/Ankara, Türkiye

ABSTRACT

Population Balance Models (PBMs) are widely used to simulate milling processes and describe the results of grinding mechanisms. The prediction capability of the models is directly related to the selection function which defines the breakage rate of particles. In this study, the parameters of the three different breakage rate functions were optimized to arrive at the estimation capability of each model using the batch PBM. Both dry and wet batch grinding data sets are used. The selection functions of concern are nonlinear functions for dry and wet grinding, respectively (Bilgili et al., 2006; Bilgili & Scarlett, 2005), and classical power-law function. The particle size distributions at specific time intervals were simulated using a set of experimentally determined breakage distribution functions alongside the stated breakage rate functions. The performance of each selection function was evaluated by optimizing model parameters via an objective function that minimizes the difference between experimental and model prediction. The results showed that the non-linear models estimated the experimental data with the same breakage distribution function for a stated time interval better than the classical power-law function which was used as a starting point for non-linear predictions.

Keywords: grinding; population balance model; nonlinear PBM; selection function.

INTRODUCTION

Population Balance Models (PBMs) provide a well-established framework for simulating particle size evolution in comminution systems, particularly grinding operations. Classical linear time-invariant (LTINV) PBMs, initially developed by Austin (1971) and Herbst & Fuerstenau (1980), assume that breakage follows first-order kinetics, governed by two key functions: the selection function *S*i, which defines the rate at which particles are selected for breakage, and the breakage distribution function *bij*, which describes the size distribution of resulting fragments. Although linear PBMs have shown good performance in modeling dry and dilute systems, several studies have reported significant deviations from first-order kinetics during wet batch grinding. Notably, time-dependent acceleration or deceleration of breakage rates and the influence of accumulated fines have been observed (Rajamani & Guo, 1992; Verma & Rajamani, 1995). These findings highlight the limitations of linear models and underscore the need for nonlinear approaches that can account for the evolving particle environment (Fuerstenau & Abouzeid, 1991; Rajamani & Herbst, 1984). To address these nonlinear effects, several researchers have proposed model extensions. Bilgili et al. (2006) developed a general nonlinear PBM (NLPBM) incorporating size-dependent breakage rates through multiparticle interaction terms. This was

later adapted to wet grinding by Bilgili & Scarlett (2005) using an exponential weighting function to capture environment-sensitive dynamics. Experimental validations by Bhattacharyya, Tuzcu, and Rajamani (2016) further demonstrated that fines accumulation can significantly alter coarse particle breakage behavior. In this study, we evaluate the performance of three different breakage rate models in predicting the outcomes of dry and wet batch grinding experiments. The first model is a classical linear power-law function, while the second and third are nonlinear functions proposed by Bilgili et al. (2006) for dry grinding and Bilgili & Scarlett (2005) for wet grinding. For each time interval, the parameters of all models were optimized against experimental data. The results show that nonlinear models provide improved estimation accuracy across both dry and wet conditions when compared to the linear model.

MODEL FORMULATION

The population balance model (PBM) describes the time evolution of the particle size distribution during grinding by accounting for the rate of particle breakage and the distribution of fragments produced. The general form of the time-continuous, size-discrete batch PBM can be written as:

$$\frac{dM_i(t)}{dt} = -S_i(t) \cdot M_i(t) + \sum_{j=1}^{i-1} b_{ij} \cdot S_j(t) \cdot M_j(t) \qquad N \geq i \geq j \geq 1 \qquad (1)$$

Where $M_i(t)$ is the mass fraction of particles in size class *i* at the time *t, Si (t)* is the breakage rate (selection function) for size class *i*, and *bij* is the breakage distribution function representing the mass fraction of fragments from class *j* that fall into class *i*.

To capture the nonlinear behavior observed in grinding a generalized formulation known as the nonlinear population balance model (NLPBM) introduces a population-dependent scaling function *Fi*, modifying the breakage rate as follows:

$$\frac{dM_i(t)}{dt} = -k_i F_i \left[\sum_{q=i}^{N} P_{iq}.M_q(t)\right] M_i(t) + \sum_{j=1}^{i-1} b_{ij} k_j \; F_j \left[\sum_{q=j}^{N} P_{jq}.M_q(t)\right] M_j(t) \qquad (2)$$

$$N \geq i \geq j \geq 1 \; with \; M_i(0) = M_{ini}$$

Here, k_i is a size-dependent base breakage rate, and F_i is a nonlinear function of the evolving particle size distribution. When $F_i=1$, the model reduces to the classical linear PBM.

The breakage distribution function *bij* was held constant across models, while the form of the breakage rate functions was varied. Three different breakage rate formulations were tested, described as follows:

Model 1 – Linear Power-Law Breakage Rate Model

The classical linear model assumes first-order kinetics with breakage rates defined by a power-law function:

$$k_i = k_m \left(\frac{x_i}{x_m}\right)^{\gamma} \qquad (3)$$

Where k_i is the breakage rate of the size class *i*, x_i is the mean size of the class, x_m is the largest size class, k_m is a scaling constant, and γ is the breakage exponent. This formulation serves as the baseline linear model and was applied to both dry and wet systems. Parameters k_m were calculated using the experimental datasets and γ were optimized for each time interval.

Model 2 – Nonlinear Model (Dry)

To account for multi-particle interactions in dry grinding, a nonlinear model based on the framework of Bilgili et al. (2006) was used. The breakage rate is modulated by a nonlinear population-dependent function:

$$F_i = \left[1 + \psi \sum_{q=i}^{N} P_{iq}.M_q\right]^{-1} \qquad P_{iq} = \left(1 - \frac{x_q}{x_i}\right)^{\mu} \tag{4}$$

Here, Ψ is a nonlinearity parameter, μ controls the shape of the weighting function P_{iq}, and M_q is the normalized mass fraction of size class q. The effective breakage rate becomes $k_i \cdot F_i$.

Model 3 – Nonlinear Model (Wet)

For wet grinding conditions, where environment-sensitive effects such as slurry concentration and fines accumulation are significant, the exponential nonlinear model proposed by Bilgili and Scarlett (2005) was used:

In this formulation, m_q is the mass fraction of particles in size class q, x_q and x_i are the characteristic particle sizes of classes q and i, respectively, λ is a nonlinearity parameter that controls whether the population effect results in breakage acceleration ($\lambda > 0$) or deceleration ($\lambda < 0$), α, is a scaling constant that determines the size ratio sensitivity and β shapes the steepness of the weighting function. The effective breakage rate becomes $k_i \cdot F_i$.

METHODOLOGY

This study consists of a series of steps involving data selection, model formulation, parameter estimation, and performance evaluation. The datasets used, and the applied procedure are outlined below and summarized schematically in Figure 1.

1. Two separate datasets—dry and wet batch grinding—were used to test different breakage rate models. Each dataset has 12 particle size fractions between 1680 μm and 37 μm with a sieve ratio of 2. Datasets and corresponding breakage distribution matrix were taken from the Ph.D. thesis of Siddique (1977). In the dry grinding dataset, particle size distributions were collected at time intervals of 1, 2, and 4 minutes. The tests were conducted with a ball-filling ratio of 50% and a rotational speed of 60% of the critical speed. In the wet grinding dataset, distributions were collected at 1, 2, 4, and 6 minutes, with a solid concentration of 60% by weight, a ball-filling ratio of 50%, and a rotational speed of 60% of the critical speed.

2. Using the classical linear power-law model (Model 1), optimal breakage rate parameters were found by fitting the model on corresponding experimental size distributions. A custom-built 4th-order Runge-Kutta numerical integration solver for simulating the evolution of size distributions was utilized. For the dry dataset, the model was optimized for three-time intervals (0-1, 1-2, and 2-4 minutes), and for the wet dataset, four-time intervals (0-1, 1-2, 2-4, and 4-6 minutes) were examined. In this phase, base breakage rate constants (k_m) were calculated from experiments and had values of 0.590 for the dry and 0.621 for the wet system. Then for every time interval, the breakage exponent γ was optimized by minimizing the standard deviation between calculated and experimental size distributions.

3. To evaluate the nonlinear models, the dry model (Model 2) and the wet model (Model 3) were initialized using the optimal parameter values previously obtained from the linear power-law model (Model 1). For the dry nonlinear model (Model 2), the optimization process was carried out using the dry dataset. The base breakage rate constant (km=0.590) and the corresponding optimal γ values from Model 1 were used as initial

conditions. The parameter μ was fixed at 6, and for each time interval, the parameter Ψ was optimized to minimize the standard deviation between the model prediction and the experimental size distribution. For the wet nonlinear model (Model 3), the optimization began from the wet dataset using the previously identified base breakage rate constant (km=0.621) and optimal γ values from Model 1. The parameter α was fixed at 0.2 during optimization. For each time interval, the parameter ʎ was optimized to achieve the best fit in terms of minimum standard deviation.

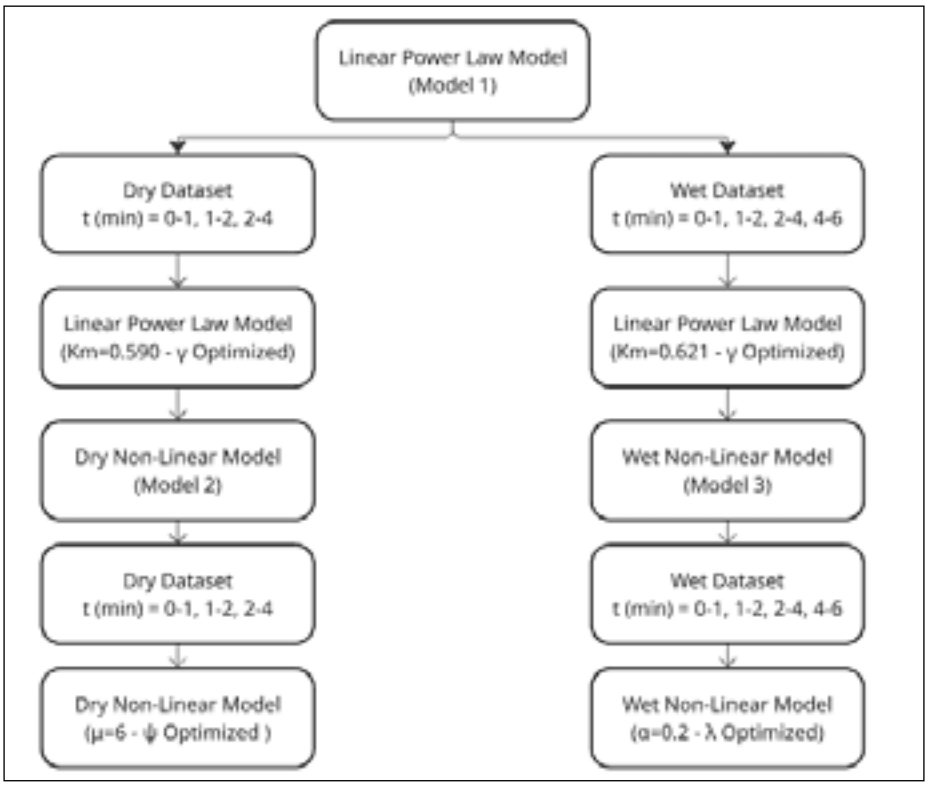


Figure 1. Optimization Procedure

RESULTS and DISCUSSION

The goodness of fit of the linear power-law model (Model 1) to both the wet and the dry batch grinding data sets was examined. For each interval, the model was first started using an initial estimate of the breakage exponent γ, then re-executed using the optimum value of γ to minimize the standard deviation between experimental and model-simulated particle size distributions. Figure 2 and Figure 3 show the comparison between the experimental results and model predictions for the dry and wet cases, respectively. For both figures, the simulation results using the initial and the optimized γ values are presented along with the experimental data. The curves for the optimized cases show clearly better fitting to the experimental results. A summary of the optimized γ values and the corresponding standard deviations is provided in Table 1 for the dry dataset and Table 2 for the wet dataset. Across all intervals, the optimization process resulted in a reduction in STD values.

Table 1. Model 1 - Dry data, STD values of execution with initial parameters and execution with optimized parameters.

STD	Model 1 Initial Parameters (Dry)			Model 1 Optimized Parameters (Dry)		
Time		γ	STD		γ	STD
0-1	0.59	0.30	0.0242	0.59	1.25	0.0188
1-2	0.59	0.30	0.0243	0.59	0.60	0.0214
2-4	0.59	0.30	0.0578	0.59	0.85	0.0191

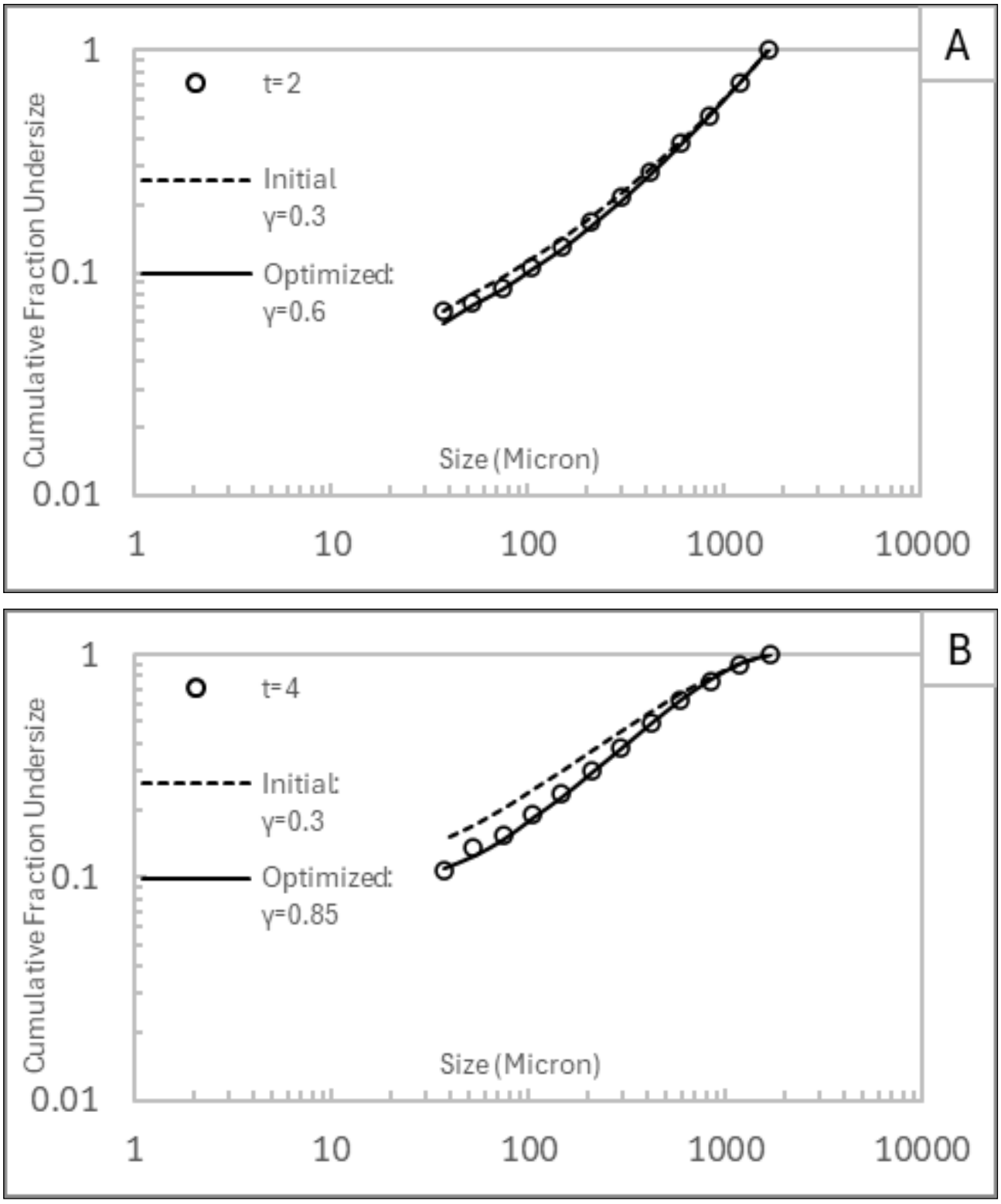


Figure 2. a) Model 1 Dry Data t=1-2, = 0.59 γ=0.30 - γ=0.60, b) Model 1 Dry Data t=2-4, = 0.59 γ=0.30 - γ=0.85

Table 2. Model 1 - Wet data, STD values of execution with initial parameters and execution with optimized parameters.

STD	Model 1 Initial Parameters (Wet)			Model 1 Optimized Parameters (Wet)		
Time		γ	STD		γ	STD
0-1	0.621	0.55	0.0259	0.621	1.05	0.0241
1-2	0.621	0.55	0.0167	0.621	0.85	0.0118
2-4	0.621	0.55	0.0297	0.621	0.85	0.0170
4-6	0.621	0.55	0.0274	0.621	0.70	0.0206

To evaluate the influences on breakage kinetics under dry grinding conditions, the dry NLPBM (Model 2) was applied. The simulations were initialized using the optimized breakage exponent γ and base rate k_m = 0.59 obtained from Model 1. The nonlinearity parameter μ was held constant at 6 for all time intervals, while parameter ψ was optimized to minimize the standard deviation between the model predictions and experimental data. In all instances, there is an improvement in the model performance to describe the particle size distribution evolution in comparison to model 1. Table 3 summarizes the optimized ψ values along with their corresponding STDs. The results show a consistent reduction in standard deviation compared to Model 1, confirming that the nonlinear term improves model outcome by accounting for the cumulative effect of fine particles on breakage behavior.

To assess the influences of breakage kinetics in wet grinding conditions, the wet NLPBM (Model 3) was utilized. Simulations began with optimized base rate k_m = 0.621 and optimized breakage exponent γ obtained from Model 1. Nonlinearity parameter α was set to 0.2 for all time intervals with parameter ʎ being optimized to reduce standard deviation between model prediction and experiment. With respect to Model 1, it can be observed that Model 3 shows improvements in simulating complex behavior in wet grinding systems, in which typically slurry concentration of suspension, accumulation of fines, and inter-particle interactions cause non-linear dynamics of breakages. The model successfully captures acceleration and deceleration of breakage rate with time. The optimized Ψ values with their corresponding STDs are tabulated in Table 4. In all time intervals considered, nonlinear models give smaller standard deviations than that of the first-order linear power-law model, in support of adding environment-sensitive effects to improve prediction for wet batch milling.

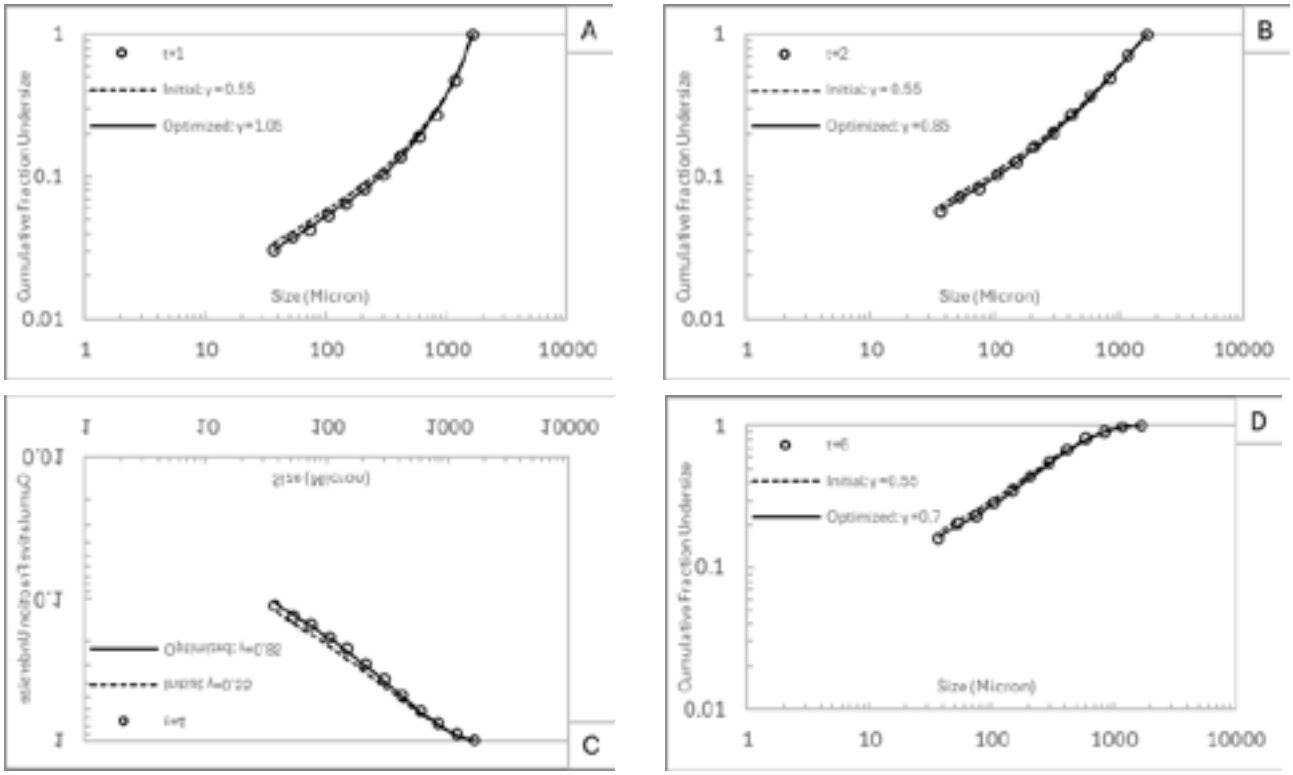


Figure 3. a) Model 1 Wet Data t=0-1, = 0.621 γ=0.550 - γ=1.05, b) Model 1 Wet Data t=1-2, = 0.621 γ=0.550 - γ=0.850, c) Model 1 Wet Data t=2-4, = 0.621 γ=0.550 - γ=0.850, d) Model 1 Wet Data t=4-6, = 0.621 γ=0.550 - γ=0.700

Table 3. Dry Data – Model 1 optimized STD values & Model 2 optimized STD values.

STD	Model 1 Optimized Parameters			Model 2 Optimized Parameters		
Time		γ	STD	ψ	μ	STD
0-1	0.59	1.25	0.01882	0.20	6	0.01867
1-2	0.59	0.60	0.02140	0.55	6	0.01776
2-4	0.59	0.85	0.01911	0.35	6	0.01698

Table 4. Wet Data – Model 1 optimized STD values & Model 3 optimized STD values.

STD	Model 1 Optimized Parameters			Model 3 Optimized Parameters		
Time		γ	STD	k_m	γ	STD
0-1	0.621	1.05	0.02413	1.10	0.2	0.01520
1-2	0.621	0.85	0.01181	0.05	0.2	0.01173
2-4	0.621	0.85	0.01698	0.10	0.2	0.01642
4-6	0.621	0.70	0.02057	0.25	0.2	0.01926

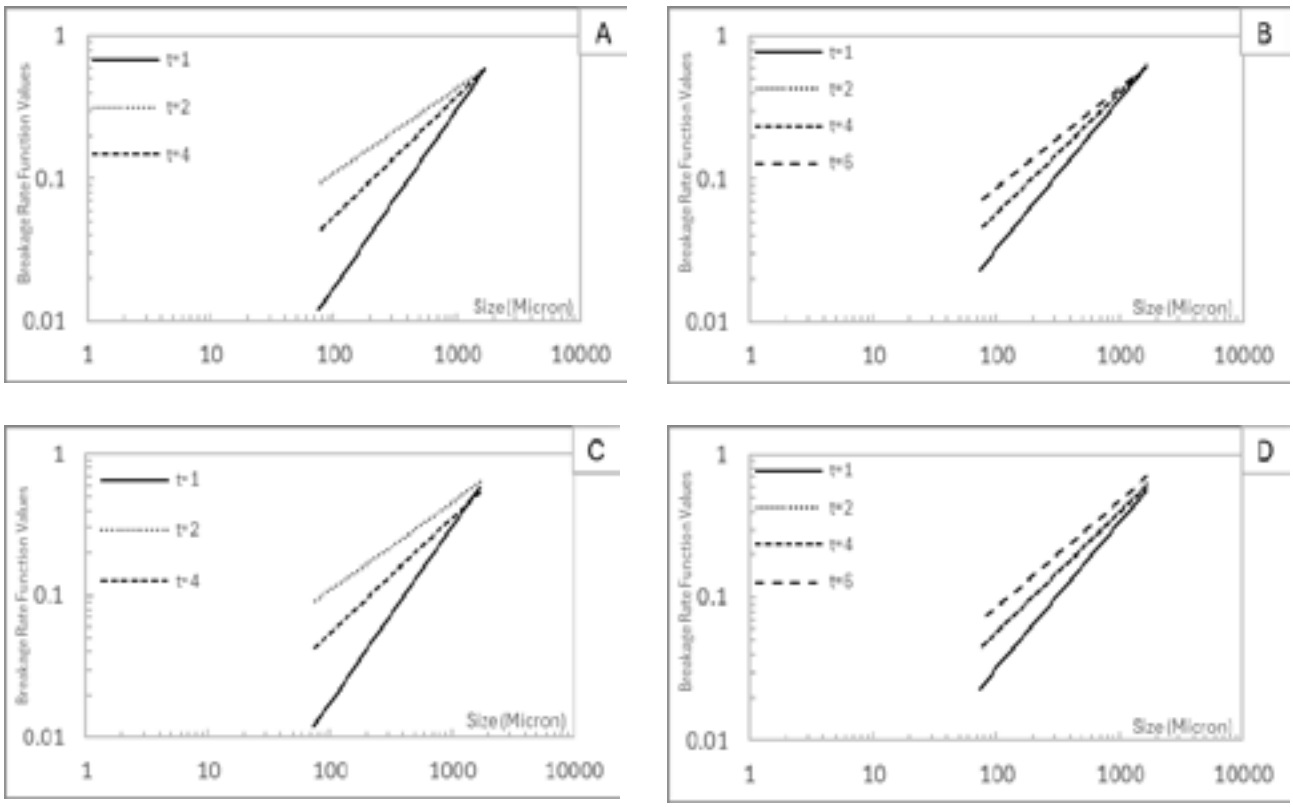


Figure 4. a) Model 1 Dry Data Optimized Breakage Rate Values, b) Model 1 Wet Data Optimized Breakage Rate Values c) Model 2 Optimized Breakage Rate Values, d) Model 3 Optimized Breakage Rate Values.

CONCLUSION

This study demonstrated that nonlinear breakage rate functions have the potential to enhance population balance model simulations of batch grinding processes. The classical linear power-law model provided a sensible first approximation but failed to capture the nonlinear effect. Dry and wet NLPBM formulations with population-dependent terms exhibited lower standard deviations in all time intervals than those of the linear model. These improvements indicate that it would be preferable to account for the environmental effects of particles like fines generation and interaction among slurries to achieve a realistic description of breakage kinetics. Collectively, findings confirm that nonlinear PBMs offer a more flexible and descriptive framework for simulating particle size evolution in (batch) milling systems.

REFERENCES

Bhattacharyya, D., Tuzcu, E. T., & Rajamani, R. K. (2016). Experimental study on non-linear behaviour of breakage rates due to fines generation in wet batch milling. *Powder Technology, 301*, 1036–1042.

Bilgili, E., & Scarlett, B. (2005). Population balance modeling of non-linear effects in milling processes. *Powder Technology, 153*(1), 59–71.

Bilgili, E., Yepes, J., & Scarlett, B. (2006). Formulation of a non-linear framework for population balance modeling of batch grinding: Beyond first-order kinetics. *Chemical Engineering Science, 61*(1), 33–44.

Herbst, J. A., & Fuerstenau, D. W. (1980). Scale-up procedures for continuous grinding mill design using population balance models. *International Journal of Mineral Processing, 7*, 1–31.

Rajamani, R. K., & Guo, D. (1992). Acceleration and deceleration of breakage rates in wet ball mills. *International Journal of Mineral Processing, 34*, 103–118.

Rajamani, R. K., & Herbst, J. A. (1984). Simultaneous estimation of selection and breakage functions from batch and continuous data. *Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, Section C: Mineral Processing and Extractive Metallurgy*, *93*(2), C42–C50.

Siddique, M. (1977). *A kinetic approach to ball mill scale-up for dry and wet systems* (master's thesis). Department of Metallurgical Engineering, University of Utah.

Tuzcu, E. T., & Rajamani, R. K. (2008). Nonlinear population balance model for non-first order grinding process: Wet batch grinding – Analysis of nonlinear breakage rates in a batch ball mill. In *Proceedings of the International Mineral Processing Symposium (IMPS)*.

Verma, R., & Rajamani, R. K. (1995). Environment-dependent breakage rates in ball milling. *Powder Technology, 84*, 127–137.

ANALYSIS OF DEAD ZONE IN TUMBLING MILLS

S. H. Zehra[1,*], Z. Demirtaş[1], N.Govender[2], E. T. Tuzcu[1]

MPES Engineering[1]

University of Johannesburg/RCPE[2]

Mpes Müh. Ar. Gel. Bilg. Yaz. Müş. Dan. San. Ve Tic.Ltd.Şti.

([1] seerat.h.zehra@gmail.com , [2] zafer.demirtas@mpes.com.tr , [3] govender.nicolin@gmail.com, tugcan.tuzcu@mpes.com.tr , [4])*

Elmar Towers C Blok 3028. Cad. No: 8C Kat: 19 Daire: 200 Konutkent Mah. 06810 Çankaya/Ankara, Türkiye

ABSTRACT

This research aims to optimize tumbling mill operations by reducing the volume of the dead zone in the mill. The dead zone in grinding is the part of the charge that winds up stationery, resulting in no particle interactions, impacts, or abrasion, creating a kidney-shaped dead zone region. The investigation of the dead zone has been very limited so far. In this study, Blaze-DEMGPU software and ParaView were employed for modeling and post-processing, respectively. Mill size and shape, charge size distribution, feed tonnage, and the slurry content can be altered to determine optimal milling conditions. Furthermore, the speed of the mill can be adjusted to minimize the dead zone while monitoring the power consumption, leading to accurate predictions and feasibility analyses of the operations. This study focuses on the variation of mill operational variables for the minimization of the dead zone and utmost grinding efficiency. The outcomes of the numerical experiments were subjected to the linear regression. The results showed a negative correlation between mill RPM and the volume (mass) of the dead zone. Also, the study suggested that lowering mill diameter/lifter height and increasing mill diameter/lifter width ratios can reduce the dead zone volume.

Keywords: Charge Motion, Kidney Shape, Dead Zone, Tumbling Mill, DEM modeling

LITERATURE

Ball mills are frequently used in grinding resulting in relatively finer products. Grinding efficiency is dependent on parameters such as ball size, feed rate, mill speed (if adjustable during the operation), feed water rate etc. Efficient grinding operation is a function of the ratio of energy transmitted to the particles / energy available at the pinion. However, due to the nature of the process some of the energy can't be utilized effectively. One of the less mentioned, however very important phenomena is energy occupied at the kidney of the mill. The energy here is absorbed by the charge which barely moves to create enough grinding. There is a lack of quantitative data about grinding rate in the kidney zone. One of the aims of the griding operation is to minimize the volume of charge in the kidney zone to increase the efficiency of the grinding.[1][2]. To observe this phenomenon DEM simulations are mature and proven way for decades, especially for ball mills. GPU solver DEM software BlazeDEM by Nicolin Govender ([3][4]) was the main tool in the study. The software predicts the distribution of the mill provided energy between particles and mill body. The solver calculates the energy dissipation as shear (abrasion) and impact. BlazeDEM also tracks each DEM particle and accumulates

energy on each single particle over time. High degree polyhedral, with up to 32 vertices, can be computed without significant quality degradation. The parallel computational efficiency of Blaze-DEMGPU can allow the simulation of more representative grinding operations with greater number of polyhedral shaped particles. [2][1]Post DEM simulations, to visualize and analyze the large datasets, ParaView opensource visualization software was used. It can render a lot of particles efficiently, can animate time dependent data, use color grading to particles with highlight their properties such as velocity, can create continuum representations and can handle hybrid datasets. It is scalable, flexible, interactive, and extendable to file formats such as VTK.

METHODOLOGY

Numerical Experiments

To run the Blaze-DEMGPU, the mill conditions are defined according to the UI shown in figure 1.a below. The mil speed is defined in rotations per minute. The outside and inside diameter and length of the mill are defined, along with the charge fill %. The geometry of the lifters; their height, width, left and right angles and the number of lifters(rows) are inputted. Next, the media (charge) properties are defined as shown in figure 1.b. The particles can either be steel balls or ore particles. Ore particles are defined as big rock particles for SAG and slurry for ball mills, respectively.

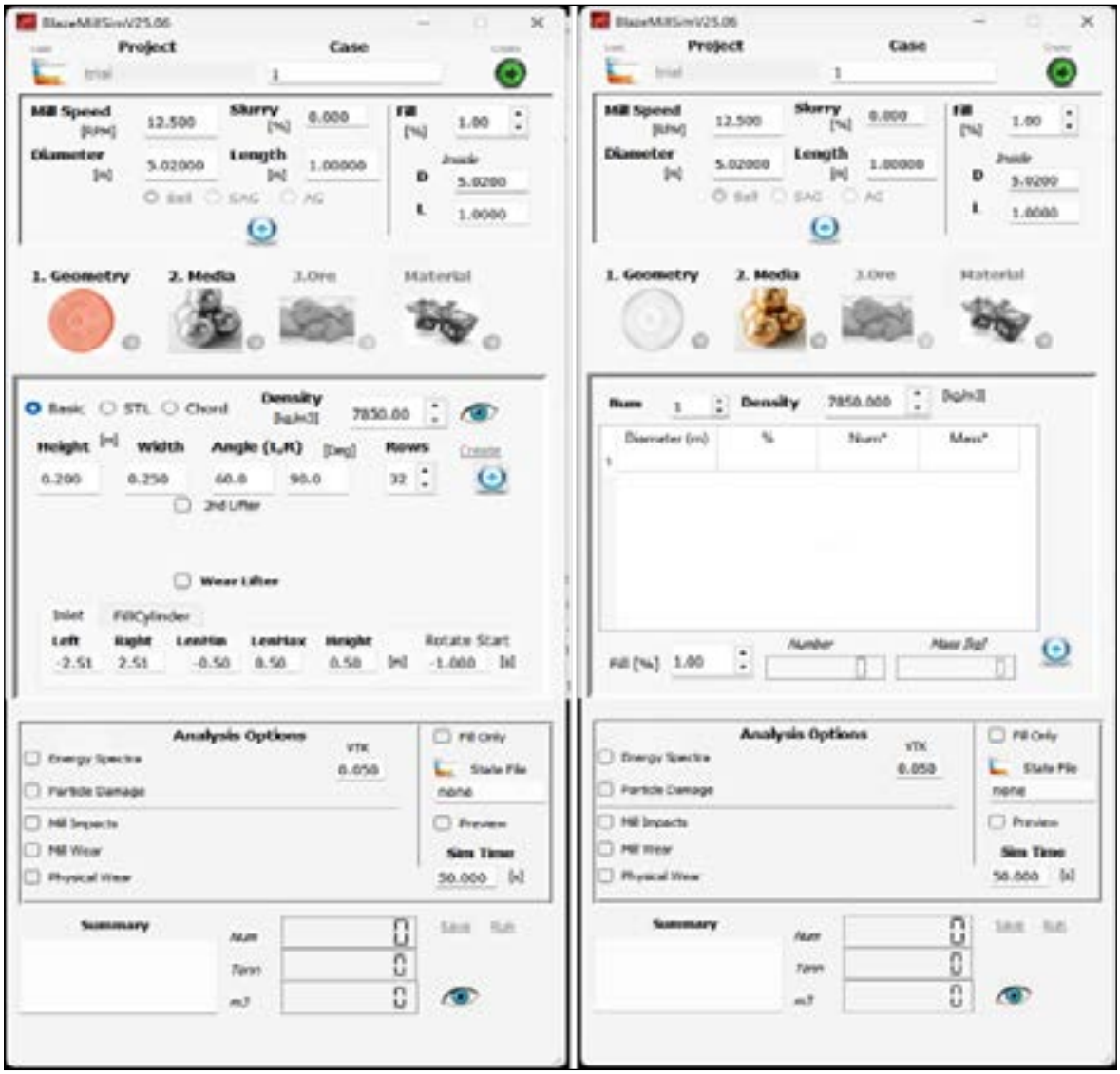


Figure 1. a) Blaze Mill Simulation User Interface, b) Blaze Media Properties Definition

The step wise methodology used to perform the dead zone analysis is shown in figure 2. The mill and charge parameters are defined and input in Blaze-DEMGPU software, that produces charge motion data. The data obtained for the mill and the particle and visualized through ParaView, where the outlining conditions for the dead zone are set, the percentage dead zone calculated, and its data exported.

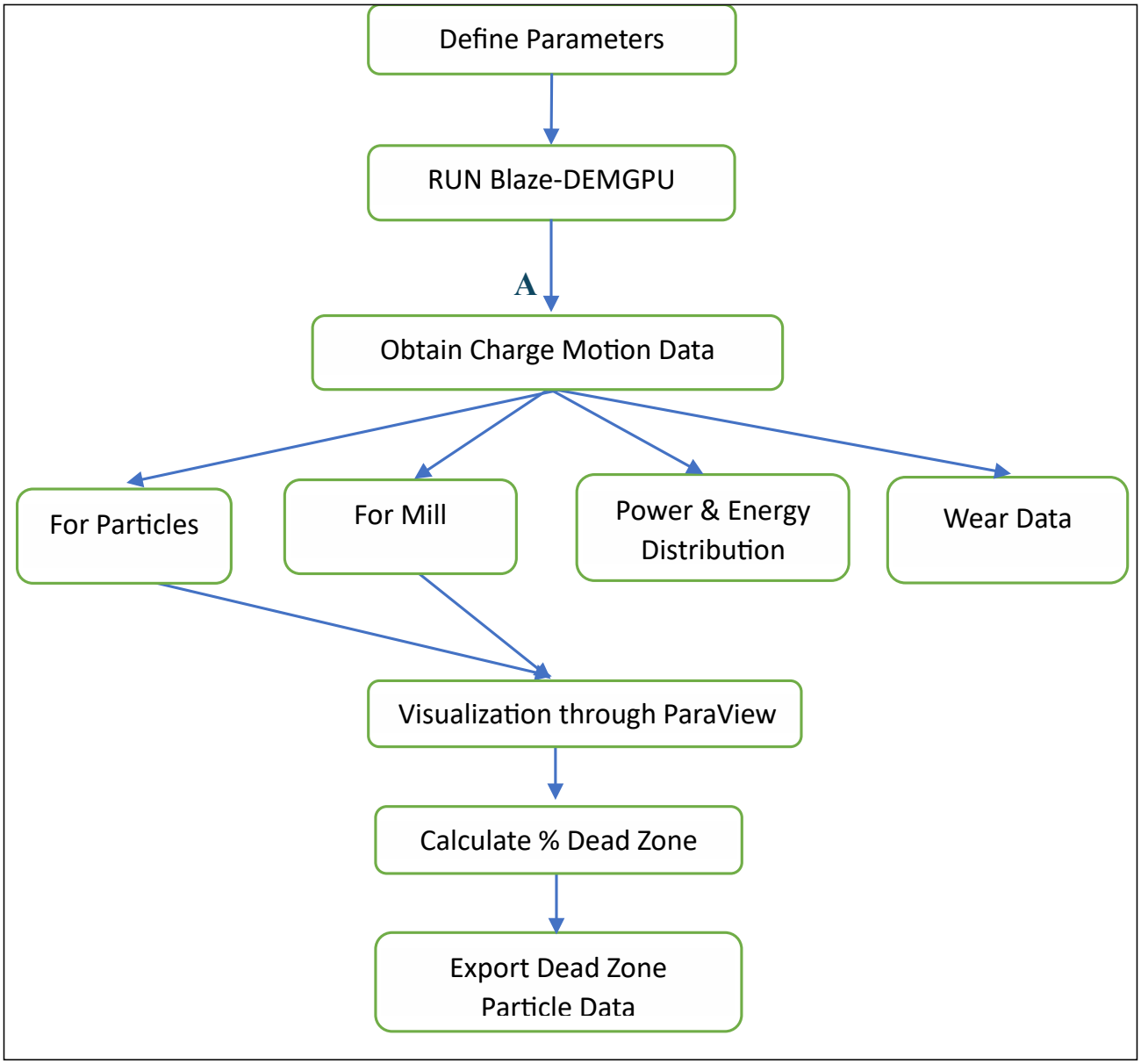


Figure 2. Steps for dead zone analysis

DEM MODELING

Defining Parameters

The parameters are set for the mill, balls and rocks as presented in table 1.

Table 1. Material Parameters for DEM analysis

Parameter	Mill	Balls	Rocks
Mat (Material Preset)	Steel	SteelWet	OreWet
COR (Coefficient of restitution)	0.500	0.400	0.350
Fric (Friction coefficient)	0.300	0.150	0.200
YM (Young's modulus)	1E11 Pa	2E9 Pa	2E9 Pa
RRes (Radius resolution)	0.050	0.005	0.100
Coh (Cohesion)	0.000	0.000	0.000

Numerical tests to evaluate the dead zone weight percentage for varying mill speeds, fill amounts, number of lifters and mill size were done in cases 1-2, 4-6, 6-9 and 10-12 respectively.

Visualization using ParaView

The mill and particles data are imported into ParaView. The visual representation of velocity magnitude distribution is shown in figure 3. The dead zone can be seen as kidney shaped in the left image as blue zone. It is the dark blue region that experiences the lowest velocity and thus, grinding.

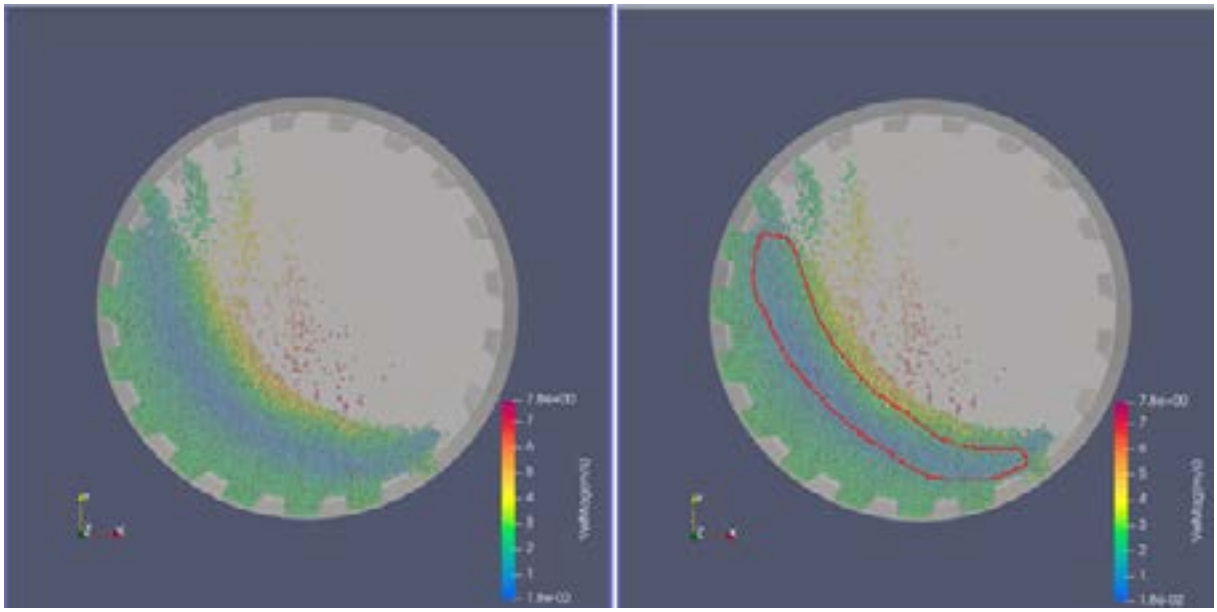


Figure 3. 3D visualization of mill design and particles velocity magnitude distribution.

ANALYSIS

Dead Zone Calculations

The dead zone analysis was done to evaluate the effect of mill speed, fill percentage, the number of lifters and the size of the mill on the weight percentage dead zone as compared to the mill charge mass. This was achieved by calculating the percentage of particles having dead zone velocity compared to the overall number of particles. For the smaller mill (case 1-9), the dead zone maximum velocity magnitude is 0.768 m/s and 1.024 m/s. On the other hand, for the larger mill (case 10-12), the dead zone maximum velocity magnitude is taken as 1.5 m/s and 2 m/s. The dead zone percentage values are presented in Table 2.

Table 2. Weight Percentage of Dead Zone (DZ) for cases 1-12.

Case	Nc	RPM	Fill	D/H	D/W	# Lifter Rows	Total (kW/ Tonne)	Weight % DZ (velocity <0.768m/s)	Weight % DZ (velocity <1.024/s)
case 1	0.6	23	20%	31.3	31.3	16	6.86	32%	49%
case 2	0.7	26	20%	31.3	31.3	16	6.87	33%	50%
case 3	0.8	30	20%	31.3	31.3	16	8.92	21%	33%
case 4	0.7	26	25%	31.3	31.3	16	7.93	27%	42%
case 5	0.7	26	30%	31.3	31.3	16	7.87	27%	42%
case 6	0.7	26	35%	31.3	31.3	16	7.88	26%	40%
case 7	0.7	26	30%	31.3	31.3	18	8.05	28%	42%
case 8	0.7	26	30%	31.3	31.3	20	8.03	26%	41%
case 9	0.7	26	30%	31.3	31.3	22	8.01	27%	42%
Case	Nc	RPM	Fill	D/H	D/W	# Lifter Rows	Total (kW/ Tonne)	Weight % DZ (velocity <0.768m/s)	Weight % DZ (velocity <1.024/s)
case 10	0.6	12	30%	23.9	19.1	20	10.11	29%	45%
case 11	0.7	14	30%	23.9	19.1	20	12.33	24%	38%
case 12	0.8	15	30%	23.9	19.1	20	14.19	21%	35%

- Nc: Critical Speed
- D/H: mill diameter / lifter height
- D/W: mill diameter / lifter width

For cases 1-3, the percentage of dead zone was simulated and calculated at mill speeds of 0.60 0.70 and 0.80 critical velocities. As can be seen in figure 4, at 0.7 critical speed (26RPM), the volume of dead zone is the greatest. For both thresholds of maximum dead zone velocity (v< 0.768m/s and v< 1.024 m/s), mill velocity 0.8 critical velocity produces the lowest weight percent dead zone. The dead zone percentage increases as the mill speed increases up to 26 RPM after which is declines.

Next, the dead zone weight percentage was evaluated against the charge fill percent. The calculations were made for 20%, 25%, 30% and 35% Fill (case 2, case 4-6). As can be seen in figure 5, the tread line shows an inversely proportionate relationship between weight percentage dead zone and fill percent. As expected, the dead zone is greater when the threshold of dead zone velocity is increased to 1.024m/s.

The effect of the number of lifters with dead zone volume is also evaluated (figure 6). The effect is not very prominent when the number of lifters is changed from 16 to 22 periodically. The least amount of dead zone is observed at 20 lifters. Similar relationship is seen for lifter values at dead zone velocity < 1.024 m/s.

Lastly, the effect of mill speed on the dead zone was evaluated for a bigger mill of 4.78 diameter by 6m length. As can be seen in figure 7, The weight percentage dead zone decreases as the mill speed increases up to 0.8 critical speed. In comparison to the smaller mill, with 1.25m diameter and 1m length, the weight percentage dead zone decreased for the larger mill. This shows a negative correlation between the dead zone weight percentage and the size of the mill.

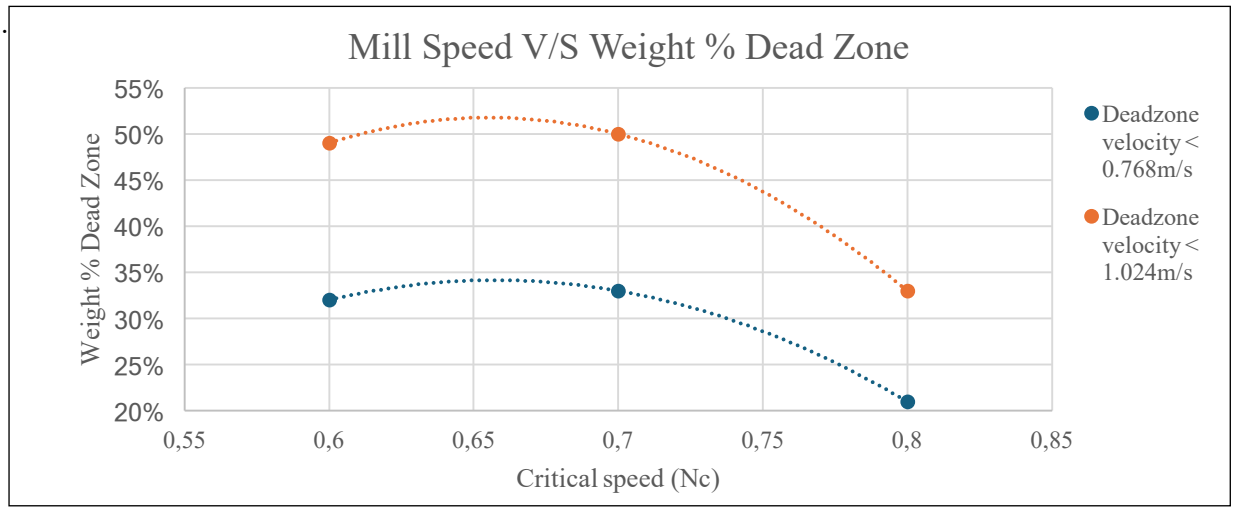


Figure 4. Mill Speed v/s Weight % Dead zone for small mill (Diameter= 1.25m, length=1m)

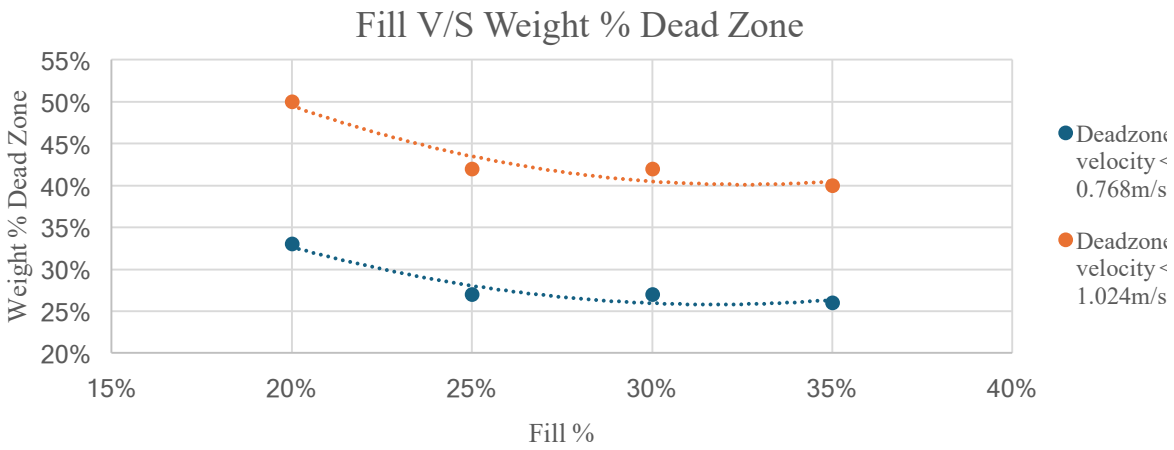


Figure 5. Fill % v/s Weight % Dead zone for small mill (Diameter= 1.25m, length=1m)

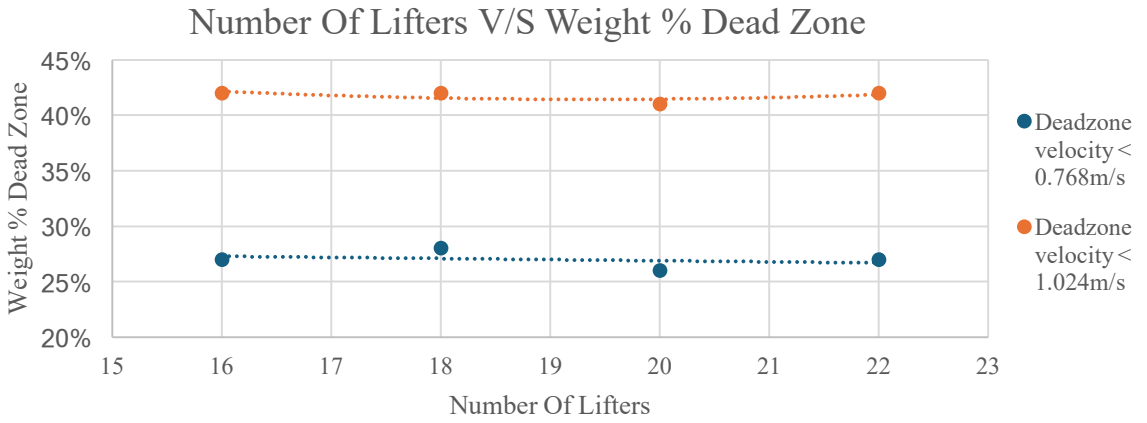


Figure 6. Number Of Lifters v/s Weight % Dead zone for small mill (Diameter= 1.25m, length=1m)

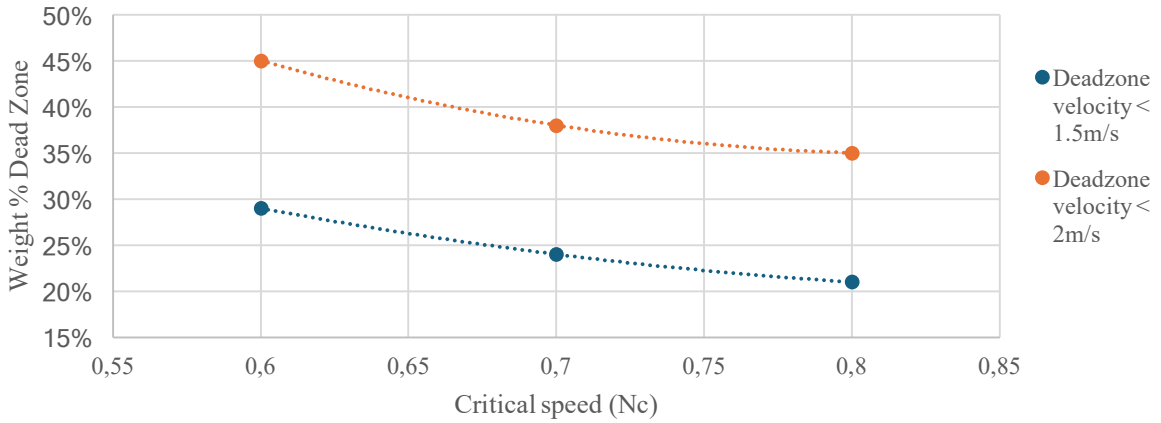


Figure 7. Mill speed v/s weight % dead zone for large mill (diameter= 4.78m, length=6m)

Regression Model

A regression model was used to predict a numerical output of dead zone percentage. This can assist optimizing the mill operations. The parameters for regression modelling of each case is shown in table 3 below.

Table 3. Cases and parameters for regression modelling

Case	Nc	Fill	D/H	D/W	# Rows	Total(kW/Tonne)	Dead zone
case 1	0.6	20%	31.3	31.3	16	6.86	32%
case 2	0.7	20%	31.3	31.3	16	6.87	33%
case 3	0.8	20%	31.3	31.3	16	8.92	21%
case 4	0.7	25%	31.3	31.3	16	7.93	27%
case 5	0.7	30%	31.3	31.3	16	7.87	27%
case 6	0.7	35%	31.3	31.3	16	7.88	26%
case 7	0.7	30%	31.3	31.3	18	8.05	28%
case 8	0.7	30%	31.3	31.3	20	8.03	26%
case 9	0.7	30%	31.3	31.3	22	8.01	27%
case 10	0.6	30%	23.9	19.1	20	10.11	29%
case 11	0.7	30%	23.9	19.1	20	12.33	24%
case 12	0.8	30%	23.9	19.1	20	14.19	21%

- $R^2 = 0.778$ → The model explains 77.8% of the variation in *Dead zone*.

- Adjusted $R^2 = 0.694$ → Remains strong after accounting for number of predictors.
- F-statistic = 9.319, p = 0.00547 → The model is statistically significant.
- Since power is a function of fill % and RPM, those are excluded from the model.

The significant predictors and the non-significant predictor are tabulated in table 4 and 5 respectively with their interpretations and comments. It is deduced that a wider system (lower D/W) and greater energy input reduces the dead zone, whereas a taller system (higher D/H) increases the dead zone and the number of rows produces negligible effect.

Table 4. Significant Predictors ($p < 0.05$)

Variable	Coefficient	p-value	Direction	Interpretation
D/H	+6.12	0.000	Positive	A taller system (higher D/H) increases dead zone.
D/W	–4.53	0.001	Negative	A wider system (lower D/W) decreases dead zone.
Total(kW/Tonne)	–2.91	0.001	Negative	Higher energy input per tonne significantly reduces dead zone.

Table 5. Non-significant Predictor

Variable	**Coefficient**	**p-value**	**Comment**
# Rows	–0.0096	0.977	No significant effect on Dead zone

CONCLUSION

This paper investigates the formation of kidney shaped dead zone in tumbling mills using DEM simulations via the Blaze-DEMGPU system. Parameters such as mill speed, fill percentage, number of lifters and mill size were varied and their effect on the dead zone evaluated. It was observed that increasing the mill speed above 70% of critical speed reduced the volume of the dead zone. Similarly, increasing the charge fill percentages over 20% showed a decrease in the dead zone. The number of lifters, between 16 to 22, shows minimal effect. Furthermore, scaling up the size of the mill also reduced the dead zone. A regression model was developed that suggested that optimizing geometry (lowering D/H and increasing D/W) and increasing energy input can reduce the dead zone volume. The dead zone has +0.34 correlation with D/H and 0.68 correlation with Total(kW/Tonne).

REFERENCES

[1] David. (2016, March 14). Peripheral discharge ball mills -theory and practice. 911Metallurgist. https://www.911metallurgist.com/blog/peripheral-discharge-ball-mills/

[2] Sawley, M., Biddiscombe, J., & Favre, J. (2007). Advanced visualization of large datasets for Discrete Element Method simulations. https://citeseerx.ist.psu.edu/document?repid=rep1&type=pdf&doi=34a62ace8d27eebc5fec043d72ab130aebaf512e

[3] Govender, N., Wilke, D. N., Kok, S., & de Villiers, E. (2014). Blaze-DEM: GPU based discrete element simulation framework for industrial scale applications. In Proceedings of the 2014 International Conference on High Performance Computing & Simulation (HPCS).

[4] Govender, N., Wilke, D., Pizette, P., & Khinast, J. (2017). BlazeDEM3D-GPU: A large scale DEM simulation code for GPUs. EPJ Web of Conferences, 140, 06025. https://doi.org/10.1051/epjconf/201714006025[5] Moys, M. H., van Nierop, M. A., van Tonder, J. C., & Glover, G. (2000). Validation of the discrete element method (DEM) by comparing predicted load behaviour of a grinding mill with measured data. In Developments in Mineral Processing (pp. C3-39-C3-44). Elsevier.

THE RO-STAR– MAJOR ADVANCEMENTS IN GRINDING CHAMBER DESIGN TO REDUCE ENERGY CONSUMPTION

E. Güngör[1*], M. Battersby[1], Dr R. Imhof[1], S. Flatman[1], M. Gerke [1], Z. Temeltaş [2]

1. Maelgwyn Mineral Services Ltd, Ty Maelgwyn, 1A Gower Street, Cathays, Cardiff, CF24 4PA, UK. Email: egungor@maelgwyn.com
2. ERSEL Heavy Machinery Inc., TOSB Organize Sanayi Bolgesi 1, Cayirova, Kocaeli, Turkey

ABSTRACT

The increasing requirement for ultra-fine grinding in mineral processing has significantly raised energy consumption in comminution circuits. The Ro-Star vertical stirred mill was developed to address these challenges by introducing a novel grinding chamber design that reduces inactive grinding zones and improves energy efficiency. This paper presents the design principles of the. Ro-Star mill, outlines laboratory- and pilot-scale testing methodologies, and discusses results from prototype and pilot trials. Comparative testing has shown that the Ro-Star consumes approximately 10–21% less energy than conventional fine grinding mills while achieving consistent product sizes below P_{80} 20µm. The findings demonstrate the potential of the Ro-Star as a competitive ultra-fine grinding technology, with implications for large-scale industrial applications.

Keywords: Fine grinding, stirred milling, energy efficiency, mineral processing, mineral liberation

INTRODUCTION

The mining sector faces mounting pressure to curb its energy usage, reduce greenhouse gas emissions, and enhance the sustainability of its mineral-processing operations. Innovations in comminution (i.e. grinding and crushing) technologies will be essential to navigating these challenges. On the other hand comminution remains the largest consumer of energy in mineral processing, often accounting for more than 50% of total site power usage (Jankovic, 2003). As ore grades decline and deposits become increasingly complex, demand for fine and ultra-fine grinding has intensified to achieve mineral liberation at smaller particle sizes (Palaniandy et al., 2015). Traditional semi-autogenous (SAG) and ball mill circuits remain prevalent but are frequently operated beyond their design capacity, leading to high energy costs and limited adaptability (Ballantyne, 2025).

Stirred mills offer greater energy efficiency than conventional ball mills when grinding below 100µm (Jankovic, 2003), and they have become the preferred option for ultra-fine applications. However, many designs retain inefficiencies within the grinding chamber, particularly inactive zones near the shaft where media consume energy without contributing to size reduction (Can & Altun, 2023). Recent reviews have highlighted the need for novel chamber geometries and optimised energy transfer (Altun et al., 2023).

The Ro-Star mill introduces a novel chamber design that eliminates these inactive areas, optimises media utilisation, and enables operation at lower tip speeds (3–5 m/s). This paper details the design features, pilot-scale testing procedures, and comparative performance results of the Ro-Star.

NOVEL DESIGN FEATURES

The Ro-Star mill is a vertically oriented, bottom-fed, high-intensity stirred mill. Its distinguishing feature is a rotor–stator disc arrangement mounted on a sleeve surrounding the central shaft, effectively relocating the active grinding zone toward the shell. This design reduces speed gradients across the chamber, ensuring more uniform media–particle interactions. The result is efficient energy transfer and reduced wear compared to traditional tall, narrow stirred mills.

Figure 1 provides a schematic comparison between a conventional vertical stirred mill—where rotor discs are mounted directly onto the shaft (Figure 1b)—and the Ro-Star design, in which the rotor discs are fixed to a sleeve that surrounds the shaft (Figure 1a). As illustrated, the traditional design features a significant volume near the shaft where minimal grinding occurs, along with a considerable distance between the shaft and the mill shell. In contrast, the Ro-Star configuration reduces this gap by positioning the sleeve closer to the shell, effectively concentrating the grinding action within a narrower space. This enables more efficient energy transfer into the grinding process, even at lower tip speeds.

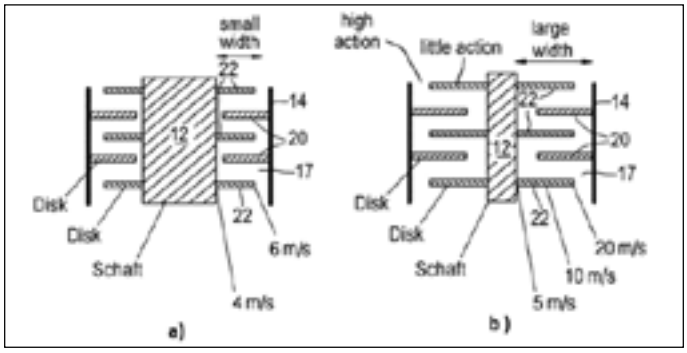


Figure 1. Schematic comparison of conventional vertical mill vs. Ro-Star chamber design

The mill's lower, wider profile (aspect ratio 0.6–1.2) facilitates easier maintenance via hinged shell access. It is specifically designed to operate with high-density ceramic beads (up to 6.3 g/cm³), with bead sizes down to 0.5mm. These design features enable consistent fine grinding while minimising energy and media consumption.

The Ro-Star mill features a distinctive Rotor-Stator design, illustrated in Figure 2. Each disc is equipped with blades, which are either wedge-shaped or include triangular protrusions with the apex directed toward the centre of the mill. These blades contain one or more openings, making up 40% to 100% of the blade's total size. As the rotor and stator discs rotate, their blades interact to form openings in the annular channel, enabling coarse particles to pass through efficiently. The wedge-shaped blades create a plough-like action, and the alternating narrowing and widening of the gaps between rotor and stator blades compress coarse particles, subjecting them to intense stress that enhances grinding efficiency. This effect is achieved at much lower tip speeds compared to those required by conventional horizontal and vertical fine grinding mills.

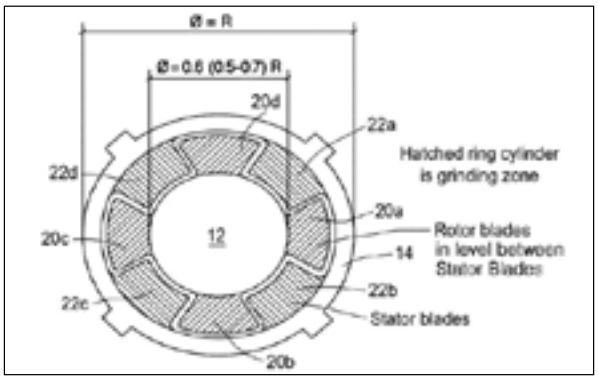


Figure 2. Illustration of rotor–stator disc configuration showing wedge-shaped blades

MATERIALS AND METHODS

Signature Plot Tests – Magnetite

The signature plot testwork was carried out on magnetite concentrate. The test involved five consecutive milling passes through a 12L Ro-Star unit in a closed-loop configuration. The grinding media used was 4mm ceramic beads with a density of 3.7t/m³, at 70% filling. Samples were collected after each pass and analysed by laser diffraction. Specific Grinding Energy (SGE) was calculated in kWhr/t. The test parameters are summarized in Table 1:

Table 1. Parameters for magnetite signature plot test

Parameter	Unit	Value
Feed Material	-	Magnetite Concentrate
Mill Gross Volume	L	18
Grinding Chamber Volume	L	13.6
Disc Diameter	mm	192
Planned Speed	rpm	300
Planned Tip Speed	m/s	3.01
Media Type	-	ZTX370 Ceramic
Media Size	mm	4 (mono)
Media Density	t/m³	3.7
Media Fill Level	%	70
Charge Volume	L	9.52
Media Mass	kg	22.19
Feed Solids Density	kg/L	5.2
Feed Solids by Mass	wt%	30
Slurry Density Target	kg/L	1.32
Active Slurry Volume	L	12
Residence Time	min	4.8



Figure 3. Lab-scale 12-lt Ro-Star test setup

Pilot Plant Testwork

Pilot testing was conducted using 25L pilot-scale Ro-Star units. Pyrite concentrate and final tails of a gold bearing sulphide ore flotation circuit used as feed material. 50lt sample fed to the conditioning tank. After waiting 5 to 10 minutes for the slurry to mix well, the solid content was checked by Marcy scale. Once the mill was full and slurry started to overflow, samples were taken. The grinding media was AlO_3 beads, 3–4 mm diameter, density 3.7 g/cm³, at ~70% fill. Operating parameters varied between tests: tip speeds 3.5–4 m/s, slurry densities 40–47 wt%. Sampling was conducted at 3–10 minute intervals. Particle distribution measured by Malvern Sizer. Tests were repeated at different sites (industrial sites in Turkey) to confirm reproducibility.

Table 2. Typical parameters for pilot-scale tests

Parameter	Unit	Range/Value
Mill Volumes	L	25
Feed Solids (wt%)	%	40–47
Feed Solids SG	kg/L	3.0 – 4.2 (ore-dependent)
Media Type	-	AlO_3 beads
Media Size	mm	3–4
Media Density	t/m³	3.7
Media Fill	%	~70
Tip Speed	m/s	3.5 – 4
Residence Time	min	3–10



Figure 4. Pilot-scale 25 lt Ro-Star unit during site tests

RESULTS

Signature Plot Results – Magnetite

The results from the signature plot tests for the magnetite concentrate are summarized in Table 3:

Table 3. Particle size distribution and SGE results (Magnetite)

Pass	P_{80} (µm)	P_{50} (µm)	SGE (kWhr/t)
Feed	195.9	68.3	0
1	35.4	16.1	12.14
2	25.8	11.1	24.49
3	19.4	9.1	42.6
4	15.1	7.3	54.19
5	13	6.4	67.99

The Ro-Star achieved a final P_{80} of ~13 µm with an SGE of 68 kWhr/t. When benchmarked against a competitor stirred mill, the Ro-Star required 21.1% less energy to achieve equivalent grind size. The signature plot comparing the Ro-Star mill with a competitor ultra-fine mill is illustrated in Figure 5:

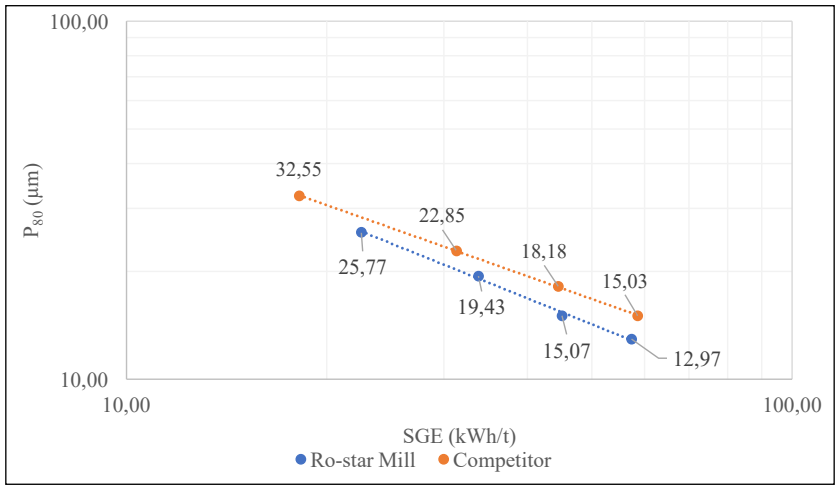


Figure 5. Signature plot for magnetite concentrate – P_{80} vs. SGE

Pilot Plant Results

The pilot plant test work showed that batch and continuous tests consistently achieved P_{80} less than 20µm. Specific energy consumption ranged from 25.1 – 22.4 kWhr/t, depending on slurry density and residence time.

Table 4 summarises the key operating parameters and results from selected pilot plant tests, including reduction ratios calculated as F80/P80. These results highlight how grind size outcomes are influenced by solids concentration, residence time, and tip speed.

Table 4. Summary of pilot plant test results

Test ID	Ore Type	F80 (µm)	P80 (µm)	Grinding time (min)	Slurry Solids (%)	Tip Speed (m/s)	Specific Energy (kWhr/t)	Reduction Ratio (F80/P80)
PP-04	Flot. tails	96	50.9	3	40	3.5	25.1	1.9
PP-05	Flot. tails	96	29.4	6	40	3.5	25.0	3.3
PP-05	Flot. tails	96	19.7	9	40	3.5	24.6	4.9
PP-06	Pyrite conc	85	14.9	10	47	4.0	22.4	5.7

Operating parameter effects:

• Higher solids (47%) accelerated initial breakage but produced coarser final product.

• Lower solids (40%) achieved finer grinds over longer times.

• Although it is known that specific energy consumption highly depends on the feed solids content, plant tails with lower solid content directly fed to mill as a part of flotation optimisation test

DISCUSSION OF RESULTS

The magnetite signature plot results demonstrate the predictable and progressive relationship between energy input and particle size reduction. Each milling pass yielded a measurable decrease in P_{80}, with diminishing returns beyond the third pass. This trend highlights the efficiency of the chamber design in ensuring that most of the applied energy contributes to size reduction rather than being lost in inactive zones.

Pilot plant results reinforce these findings under more variable conditions. The sensitivity of grind outcomes to slurry density, residence time, and tip speed indicates the importance of optimising operating parameters for specific ores. Higher solids contents improved throughput but reduced final grind fineness, while lower solids levels achieved finer particle sizes at the cost of throughput. Tip speed control proved critical, with 4–5m/s offering the best balance between energy use and grinding performance.

The consistency of results across multiple test sites suggests that the Ro-Star is reproducible and robust under different operational settings. This reproducibility is essential for scaling to industrial operations.

CONCLUSIONS

The Ro-Star grinding mill incorporates a patented chamber geometry specifically engineered to eliminate inactive grinding zones, thereby enabling highly efficient comminution at low tip speeds ranging from 3 to 5 m/s. Signature plot testing conducted on magnetite ore demonstrated a consistent P80 of approximately 13 µm, with repeatable performance across multiple milling cycles. Pilot-scale evaluations further validated the system's capability to achieve a stable P80 below 20 µm, while also revealing the sensitivity of product fineness to key operational parameters such as slurry density, tip speed, and residence time. The system's inherent operational flexibility allows for precise tuning to accommodate varying ore characteristics and targeted product size distributions.

Ongoing industrial-scale trials at 500 kW are focused on confirming the scalability and long-term reliability of the technology. Collectively, these findings position the Ro-Star as a significant advancement in ultra-fine grinding, offering enhanced energy efficiency, process control, and reproducibility for next-generation mineral processing applications.

REFERENCES

Altun, O., et al. (2023). Advances in stirred media milling. *Minerals Engineering.*

Ballantyne, G.R. (2025). Fine wine or snake oil: discerning the value of novel comminution and classification technologies. *IME Conference.*

Can, N., & Altun, O. (2023). Stirred milling technologies: A comparative review. *Minerals Processing Review.*

Jankovic, A. (2003). Energy consumption in comminution. *Minerals Engineering*, 16, 337–347.

Palaniandy, S., et al. (2015). The role of fine grinding in mineral liberation. *Powder Technology.*

Rahal, R., Erasmus, L., & Major, K. (2011). Stirred milling parameters and optimisation. *Journal of Mining Science.*

Yue, L., & Klein, B. (2004). Rheological effects in fine grinding. *International Journal of Mineral Processing.*

SİLİNDİR ELEKLERDE MALZEME AKIŞ DAVRANIŞININ AYRIK ELEMANLAR YÖNTEMİ İLE İNCELENMESİ

INVESTIGATING MATERIAL FLOW BEHAVIOR IN ROLLER SCREENS USING DISCRETE ELEMENT ANALYSIS

V. Alekperov [1,*], Z. Bayın [1], E. C. Çelik [1], E. Savaş [1], T. Karaçay [2]

[1] Meka Global Crushing Screening and Concrete Plant Technologies
*(*Corresponding Author: valekperov@mekaglobal.com)*
[2] Gazi University, Faculty of Engineering, Mechanical Engineering Department

ÖZ

Silindir elekler, malzemelerin kırıcıya girmeden önce ön işlenmesinde ve son ürünün ayrıştırılmasında önemli bir rol oynar. Bu elekler, temel olarak iki işlevi yerine getirir: malzemeleri boyutlarına göre ayırmak ve sonraki işlem aşamasına taşımak. İnce ve iri malzemelerin kırıcıya ulaşmadan önce etkin bir şekilde ayrıştırılması, kırıcı verimliliğini artırmak açısından kritik öneme sahiptir. Bu nedenle, silindir elek üzerindeki malzeme akış karakteristiklerinin anlaşılması büyük önem taşır. Bu çalışmada, silindir elek üzerindeki malzeme akışını simüle etmek ve analiz etmek amacıyla Ayrık Elemanlar Yöntemi (DEM) kullanılmıştır. Gerçek uygulamalarda silindir boyutu, şekli ve boşluk genişliği gibi parametrelerin değiştirilmesi pratik olmadığından, bu çalışma silindir dönme hızı ve malzeme derecelendirmesinin etkilerini incelemeye odaklanmıştır. Analizler için Rocky DEM yazılımı kullanılmıştır. İki farklı derecelendirme için malzeme özellikleri (boyut ve şekil) tanımlanmış; silindir elek hareketi rijit cisim hareketi olarak modellenmiştir. DEM simülasyonlarının doğrulanması amacıyla MEKA MRS-1235 model silindir elek kullanılarak küçük ölçekli deneyler gerçekleştirilmiştir. Belirli boyuttaki malzemelerin elek üzerindeki hareketleri görüntüleme teknikleriyle izlenmiştir. Elde edilen sonuçlar hem malzeme ayrışması hem de parçacıkların silindir elek üzerindeki hareketi açısından analiz edilmiştir.

Anahtar Sözcükler: Silindir Elek, Ayrık Elemanlar Metodu, Partikül Akışı

ABSTRACT

Roller screens serve to pre-process materials before crushing and are also essential for sorting the final product afterward. These screens serve two main functions: separating materials by size and conveying them to the next stage of processing. The effective separation of fine and coarse materials before they reach the crusher is crucial for improving the crusher's efficiency. Therefore, understanding the flow characteristics of the material on the roller screen is essential. In this study, the discrete element method (DEM) is employed to simulate and analyze material flow over the roller screen. Since changes to roller size, shape, and gap size are not practical in real-world applications, the focus is placed on investigating the effects of roller speed and material gradation. In this study Rocky DEM software is used for analysis. Material properties, including size and shape, are defined for two different gradations, while the motion of the roller screen is modeled as rigid body motion. To validate the DEM simulations, a set of small-scale experiments are conducted using a modeled roller screen (MEKA MRS-1235). The flow of specific material sizes is tracked through the screen using imaging techniques. The results are analyzed in terms of both the material separation and the movement of particles over the roller screen.

Keywords: Roller screen, DEM, Material Flow

INTRODUCTION

Roller screens play an important role in the early processing and sorting of materials in industries such as mining, aggregates, and recycling. These machines are specially designed to separate materials by size and transport them toward the next processing stage. In applications such as mineral processing, it is critical to remove fines and oversize particles before materials reach the crusher, as this enhances crusher efficiency and extends equipment life (e Silva et al., 2018). The roller screen's capacity to handle sticky materials, operate quietly, and maintain a high throughput makes it particularly advantageous for challenging screening environments (e Silva et al., 2019).

One of the major challenges in roller screen design and operation is the complex nature of material flow across the screen surface. The movement of particles is influenced by several factors, including the properties of the material being processed, the geometry and motion of the rollers, and the screen's operational conditions (Li & Xu, 2017). While empirical and experimental methods have been used to study material flow, they are often time-consuming, costly, and limited in scope (Sahu & Tiwari, 2019). Furthermore, practical modifications to screen components such as roller size, shape, or gap size are difficult to implement, as these changes can affect the overall performance and may not always be feasible in real-world applications (Aghazadeh et al., 2014). As a result, a more flexible and non-intrusive approach to studying material flow dynamics is required.

The discrete element method (DEM) has emerged as a powerful computational tool for simulating and analyzing the behavior of granular materials in various industrial applications. By modeling individual particles and their interactions, DEM provides valuable insights into the intricate dynamics of material flow, allowing researchers to investigate the effects of different operational variables without the need for physical alterations to the equipment (Cundall & Strack, 1979; Thornton, 2000). This method is particularly useful for studying roller screens, where material behavior can be sensitive to factors such as roller speed and material gradation. Through DEM simulations, it is possible to evaluate the impact of these variables on material separation efficiency and to optimize system performance (Cleary, 2014).

Recent research highlights the growing application of DEM to better understand and optimize roller screen operations. Silva et al. (2019) conducted a comprehensive parametric DEM study on green iron ore pellets, examining critical variables such as roller gap, diameter, rotational frequency, deck angle, and throughput. Through factorial simulations and response surface optimization, they demonstrated that reducing roller diameter and slope, while increasing rotational speed and decreasing gap size, substantially improved fines removal efficiency—from 91.4% in the base configuration to 97.1% in the optimized setup.

Complementing this work, de Carvalho et al. (2024) employed DEM on a double-deck roller screen, revealing that reducing gap width enhanced separation and that a longer upper deck improved stratification—though benefits plateaued beyond a certain deck length.

These findings strengthen the case for leveraging DEM simulations to probe how operational and structural modifications impact roller screen efficacy—exactly the focus of our present study.

In this study, the Rocky DEM software is used to simulate the flow of materials on a roller screen. The primary focus of the study is on understanding the trajectories of specific sizes of particles and their residence time. The roller screen motion is modeled as rigid body motion, and various material properties such as particle size, shape, and density are considered. To validate the DEM simulations, small-scale experiments are conducted using a modeled roller screen (MEKA MRS-1235), where the flow of specific material sizes is tracked through the screen using imaging techniques. The experimental results provide a benchmark for evaluating the accuracy and reliability of the DEM simulations.

This paper presents the results of both the simulation and experimental studies, with a focus on the separation efficiency and the movement of particles over the roller screen. By analyzing the effects of particle trajectories and residence time, the study aims to provide a deeper understanding of the material flow characteristics in roller screens and to highlight the potential for optimizing roller screen design and operation. Ultimately, the findings of this research contribute to improving the efficiency of material handling processes and can inform the development of more effective roller screen systems in the future.

MODELLING OF ROLLER SCREEN

Roller Screen Model Properties

In this study Meka Global's MRS 1235: Roller Screen Model was used for simulaions and experiments as shown in Figure 1. MRS1235 has 1200 mm width 3500 mm length and triangular shaped discs with 280 mm diameter. The separation gap is 20 mm. Rollers rotate at 80 Rpm. There is no inclination in roller screen, it is horizontal to the ground.



Figure 1. General view of MRS 1235/20 Roller Screen

In Table 1 details of model parameters are given. MRS1235 consists of main frame, two motors, side walls equipped with wear resistant liners, and 12 rollers spaced 280 mm apart. Rollers are equipped with scrappers placed underneath to clean out sticky material from discs.

Table 1. Roller Screen Model Parameters

Model Parameters	Value
Separation Gap (mm)	20
Rotation Speed (rpm)	80
Number of Rollers	12
Roller Width (mm)	1200
Roller Length (mm)	3500
Poisson's Ratio	0.3
Young's Modulus (GPa)	205
Density (kg/m^3)	7850

Rocky-DEM Simulation Setup

In this study, commercial software Rocky DEM 4.3.2 is used for Discrete Element Method simulations setup shown in Figure 2. Particles are modeled as polyhedron shapes to reflect the interaction behavior more accurately. Material Interactions are given in the Table 1.1. The density, Young's modulus and Poisson's ratio of the particle model were 2800 kg/m^3, 78 GPa and 0.3, while that of the roller screen boundary was 7850 kg/m^3, 205 GPa and 0.3, respectively. The coefficients of restitution for particle-particle and particle-screen interaction were 0.208 and 0.554 respectively.Rolling resistance was used as 0.05. All related properties are given in Table 2.

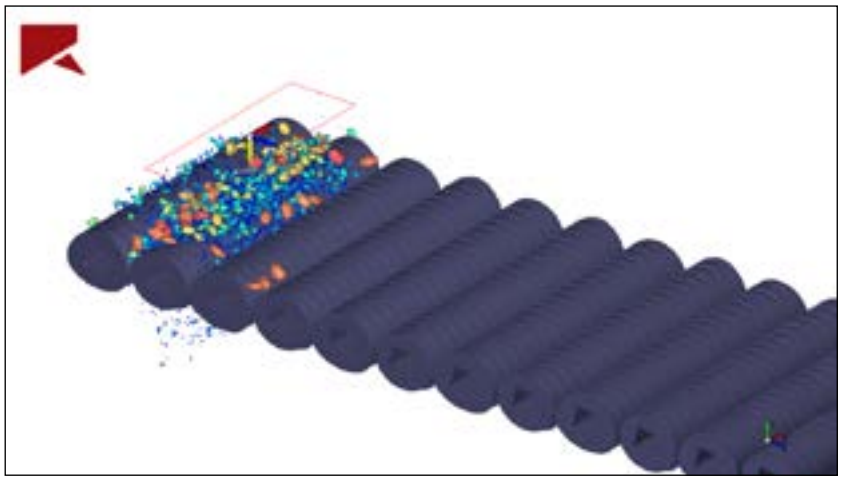


Figure 2. Rocky DEM Simulation Geometry

Table 2. Simulation Parameters for Rocky-DEM

DEM Setup and Particle Parameters			
Feed Particle	Limestone		
Gradation	+5 -60 mm		
Particles Shape	Polyhedron		
Number of Particles	340012		
Particle Properties	Poisson's Ratio	Young's Modulus (Gpa)	Density (kg/m^3)
	0.3	78	2800
Collision Properties	Particle- Particle	Particle-Roller	
Static Friction Coefficient	0.77	0.61	
Dynamic Friction Coefficient	0.54	0.5	
Rolling Resistance	0.01	0.01	
Restitution Coefficient	0.208	0.557	
Tangential Stiffness Ratio	1	1	

Particles were generated as polyhedron shaped with vertical aspect ratio of 1.50, horizontal aspect ratio of 0.75, number of corners 20, and superquadric degree of 20. Details of particles are given in Figure. 3.

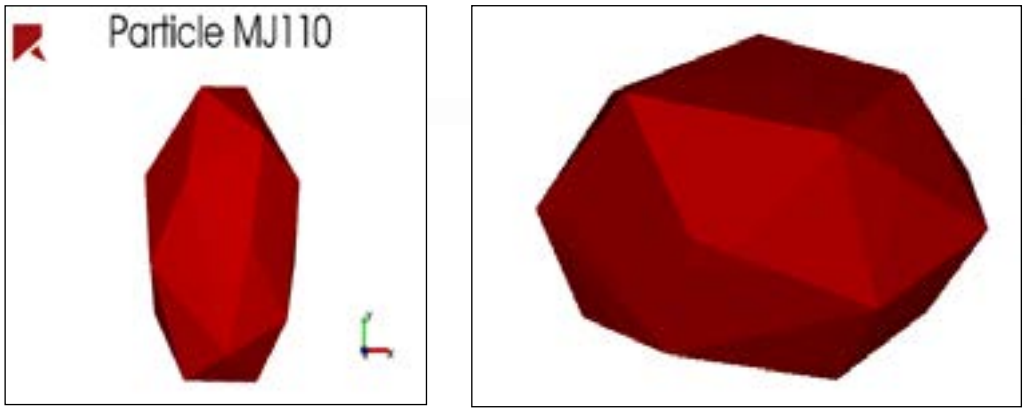


Figure 3. Particle Shape

Experimental Setup

Material used in the experiment was limestone of +5 -60 mm gradation with 2 tons being fed to Roller Screen as continuously as possible to better reflect the real on-site conditions. The camera was placed above the screening area to fully capture the region. Fed particles were dry, absent any moisture or sticky behavior. Figure 4 illustrates described experimental setup. Same conditions were also implemented in Rocky DEM simulation setup. Selected material sizes were painted to better distinguish and track the movement by image processing. -60 +53 mm particles were painted yellow, -53 +38 mm blue, -38 +25 mm in red and finally -25 +19 mm were painted black. Matlab image processing toolbox was used for identifying the trajectory of selected particles.

Table 3. Experimental Setup Parameters

Material Size (mm)	**Colour**
-60 +53 mm	Yellow
-53 +38 mm	Blue
-38 +25 mm	Red
-25 +19 mm	Black



Figure 4. Experimental Setup

RESULTS AND DISCUSSION

To begin the analysis, the particle size distributions from the experimental tests and the DEM simulations were compared. In the lab, standard sieving tests were carried out using mesh sizes of 5, 9.2, 13.2, 19, and 25 mm to determine the gradation of the underflow material. On the simulation side, Rocky DEM's user-defined process cubes were placed beneath the screen area to collect and analyze particles passing through. This setup allowed the software to generate a size distribution histogram for the underflow, which could then be directly compared with the experimental results. The gradation curves from both approaches are shown in Figure 5.

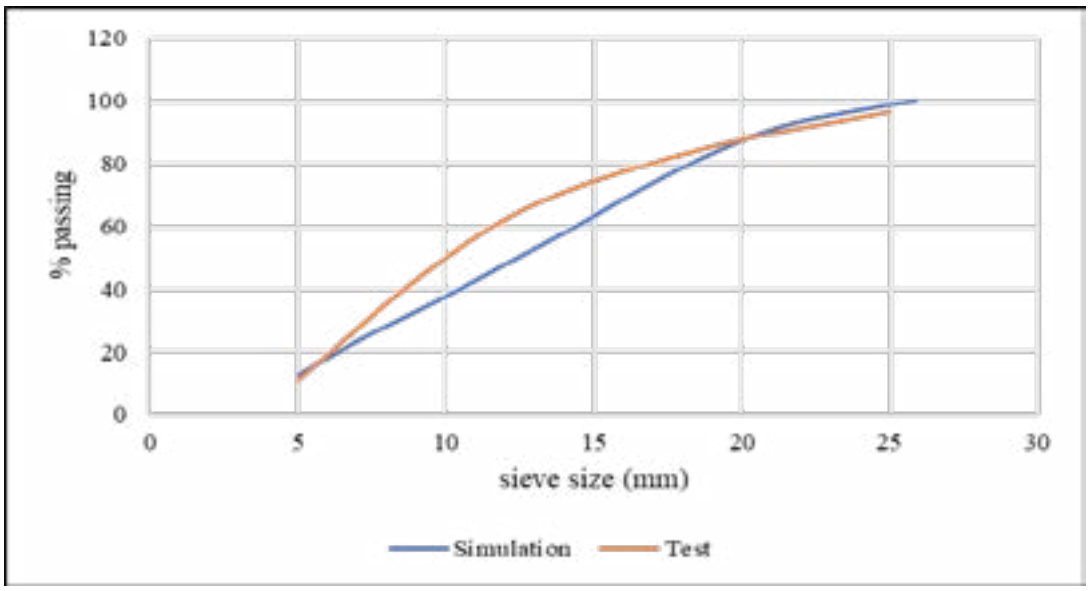


Figure 5. Simulation and Test Underflow Gradations

To better understand how particles move across the roller screen, their trajectories were tracked both in the simulations and during physical testing. In the test setup, particles were grouped by size and painted in different colors to make tracking easier. For example, particles in the 38–53 mm range were painted blue. These particles showed a strong correlation between the simulation and experimental results, with an average lateral shift of about 110 mm from the Z-axis. Simulation results are shown in Figure 6.

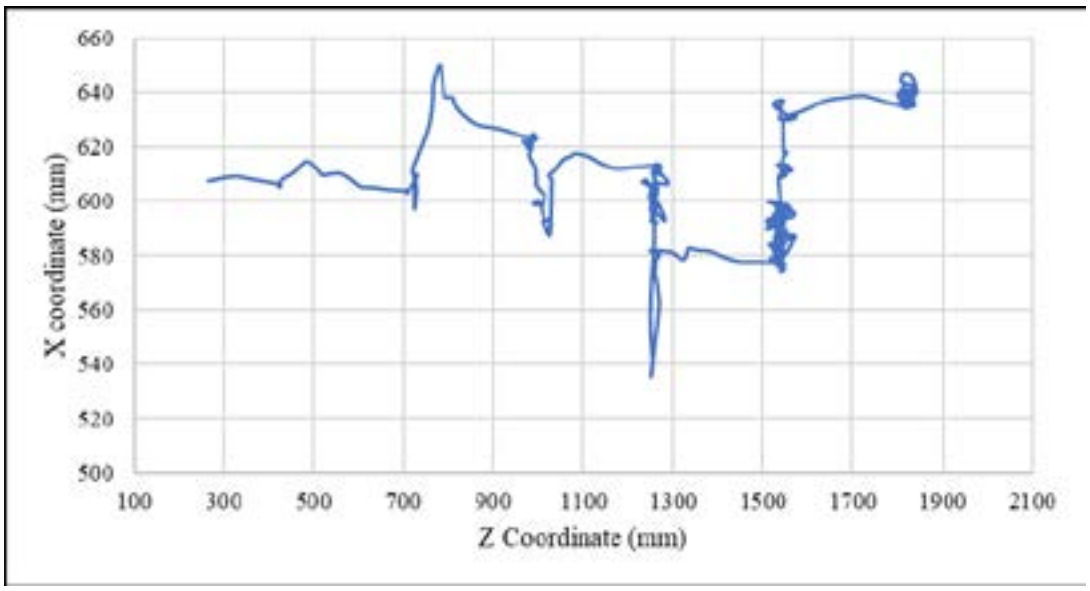


Figure 6. Particle trajectory of 38-53 mm particles

A similar trend was observed for the 25–38 mm particles, which deviated around 105 mm from the Z-axis as shown in the Figure 7. These results suggest that once particles begin moving, they tend to follow a relatively straight path toward the discharge end. The small differences in deviation between size groups indicate consistent and predictable flow behavior, at least within the mid-size range, under the tested conditions.

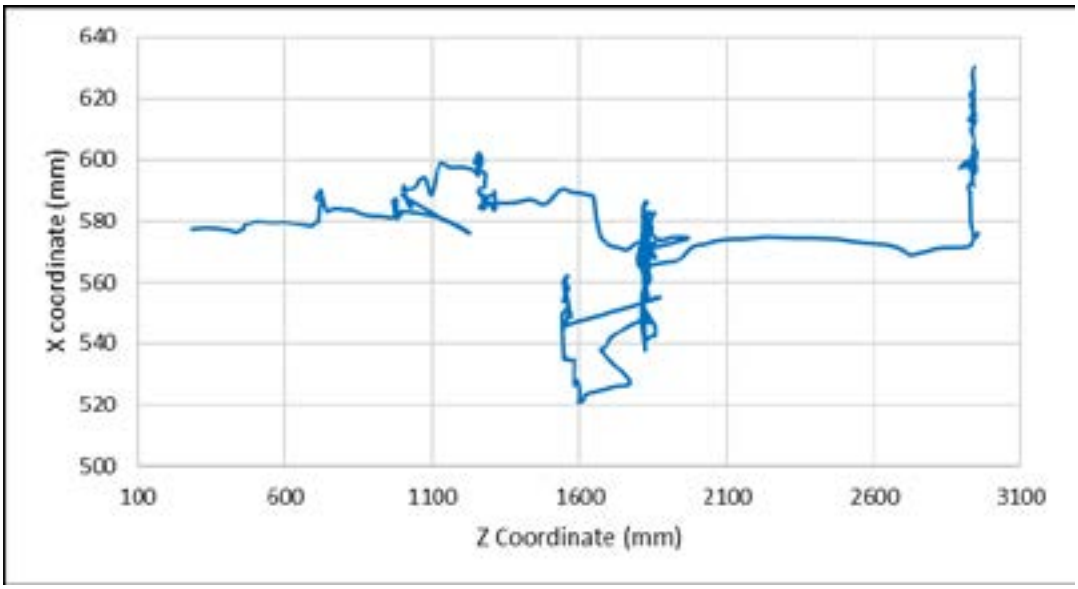


Figure 7. Particle trajectory of 25-38 mm particles

CONCLUSION

This study explored the material flow behavior on roller screens using both discrete element method (DEM) simulations and physical testing. The comparison between simulated and experimental particle size distributions showed a strong correlation, particularly in the mid-size ranges. Particle trajectory analysis also revealed consistent movement patterns, with mid-sized particles following relatively straight paths once in motion. These findings suggest that DEM can be a reliable tool for predicting material behavior on roller screens, especially when physical testing is limited or impractical. While the current model performed well under dry conditions and controlled inputs, future studies could include factors like moisture, cohesion, or variable feed rates to improve realism. Overall, the results support the use of DEM in optimizing roller screen design and operation.

REFERENCES

Aghazadeh, M., et al. (2014). Improvement of Particle Flow and Separation Efficiency in Rotary Screens. Journal of Engineering Science and Technology, 9(2), 162–178.

Cleary, P. W. (2014). Discrete Element Modelling of Industrial Granular Flows. Annual Review of Chemical and Biomolecular Engineering, 5(1), 305–328.

Cundall, P. A., & Strack, O. D. L. (1979). A Discrete Numerical Model for Granular Assemblies. Géotechnique, 29(1), 47–65.

Silva, B. B., da Cunha, E. R., de Carvalho, R. M., & Tavares, L. M. (2018). Modeling and simulation of green iron ore pellet classification in a single deck roller screen using the discrete element method. Powder Technology, 332, 359–370.

Silva, B. B., da Cunha, E. R., de Carvalho, R. M., & Tavares, L. M. (2019). Improvement in roller screening of green iron ore pellets by statistical analysis and discrete element simulations. Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review, 40(1), 1–12.

Elskamp, F., & Kruggel-Emden, H. (2015). Review and benchmarking of process models for batch screening based on discrete element simulations. Advanced Powder Technology, 26, 679–697.

Jafari, A., & Nezhad, V. S. (2016). Employing DEM to study the impact of different parameters on the screening efficiency and mesh wear. Powder Technology, 297, 126–143.

Jones, S. M., et al. (2012). Optimizing Crusher and Screen Performance in a Mineral Processing Circuit. Minerals Engineering, 35(4), 85–92.

Li, X., & Xu, J. (2017). Numerical Simulation of Material Flow and Separation Performance in Roller Screens. Chemical Engineering Research & Design, 121, 278–289.

Sahu, S., & Tiwari, A. (2019). Particle Size Analysis and Modeling for the Improvement of Screening Systems. International Journal of Mineral Processing, 180, 124–132.

Thornton, C. (2000). Numerical Simulations of Impact and Confined Bed Compaction: Insights into Granular Flow Behavior. Powder Technology, 105(1), 1–13.

INFLUENCE OF ORE PROPERTIES ON CRUSHING PERFORMANCE

N. A. Toprak[*1], O. Altun[1], D. Altun[1], V. Tipici[1], E. Savaş[2], Z. Dağtarla[2],

[1]*Hacettepe University, Mining Engineering Department, 06800 Beytepe, Ankara, Turkey*
[2]*MEKA Crushing, Screening and Concrete Plant Technologies,*
R&D Center Department, 06909, Sincan, Ankara, Turkey
*(*Corresponding author: natoprak@hacettepe.edu.tr)*

ABSTRACT

This study aims to evaluate the influence of ore properties on crushing performance. To this end, pilot-scale jaw crusher tests were conducted using six different ore types: basalt, limestone, lead-zinc ore, polymetallic ore, gold ore, and dolomite ore. During each test, power input and material throughput were measured to calculate the specific energy consumption (kWh/t). The results showed that specific energy consumption varied significantly depending on ore type, indicating that material properties play a critical role in crushing performance. To characterize the breakage behaviour of the ores, a series of standard tests were conducted, including the Drop-Weight (*DW*) test, Bond Crushability Index (B_{CWi}), Point Load Test (*PLT*), Bond Abrasion Index (A_i), and Los Angeles Abrasion (*L.A*) test. The obtained size distributions and energy data, from the pilot scale tests were used to back calculate the Kick's constant (C_k). Finally, the relationships between the Kick's constant and the material characterization test results were analysed. The findings revealed a strong positive correlation between B_{CWi} and the Kick's constant, and a negative correlation between the L.A index and the Kick's constant. Moreover, some other internal correlation between the comminution parameters were developed. These results suggest, that specific energy consumption can be predicted prior to full-scale operations using standard characterization tests and highlight the importance of incorporating such parameters into the design and optimization of crushing circuits.

Keywords: Crushing performance, specific energy consumption, ore characterization, Kick's Law

INTRODUCTION

Comminution is a fundamental processing stage in global industry, particularly in the mining industry, which alone accounts for approximately 4% to 7% of total global electricity consumption (Rabago et al., 2001). With the increasing volume of global mineral production (British Geological Survey, 2023), the energy consumption of these comminution processes continue to rise, consequently leading to an increase in carbon footprint. Therefore, improving energy efficiency and utilizing resources more effectively have become crucial both economically and environmentally. In the mining industry, the first stage of the comminution process—crushing—reduces run-of-mine (ROM) ore to sizes suitable for subsequent processing stages. Foggiatto et al. (2014) who conducted a cost analysis reported that, crushing circuits account for approximately 5% of total capital costs and 4% of operational costs at a mineral processing plant. Although these ratios may vary depending on plant capacity, ore characteristics, and final product requirements, which underscore the critical role of crushing circuits in the overall process.

Given the large number of variables involved in crushing circuits, mathematical optimization methods have emerged as powerful tools for improving performance and reducing energy consumption. According to Papalambros and Wilde (2017), optimization is the process of selecting the best possible option that meets system requirements using available resources. In the context of crushing circuits, these requirements include increased production rate, reduced energy consumption per ton of ore, improved crushing ratio, better liner performance, selection of crushers appropriate to ore properties, and enhanced product quality (including desired particle size and shape).

In recent years, geometallurgy approach has been widely applied to enhance the performance of comminution circuits, i.e., energy consumption and abrasion, and to improve the accuracy of budget predictions. Geometallurgy is a multidisciplinary field that aims to characterize and classify ores based on their processing performance, bridging disciplines such as economics, mining engineering, mineral processing, metallurgy, and geology (Pérez-Barnuevo et al., 2018; Rincon, J., 2019; Michaux, S., 2019; Bhuiyan et al., 2022). Approaches based on geometallurgy models contribute to improved risk management in existing operations, leading to enhanced production forecasts and budget planning, while also enabling the optimization of capital expenditures (CAPEX) (Rincon, J., 2019; Michaux, S., 2019).

Numerous researchers have identified significant correlations between various comminution parameters through laboratory-scale studies, which form the basis of geometallurgy models. Bearman (1997) observed a relationship between the $A \times b$ parameter (obtained by drop-weight test) and ore breakage toughness. Working on a range of minerals, Haffez (2012) found an inverse relationship between Bond Work Index (B_{Wi}) and abrasion parameters, as well as a direct correlation between B_{Wi} and compressive strength. Similarly, Aras et al. (2012) demonstrated a direct relationship between B_{Wi} and Point Load Test (*PLT*) values for different mineral types. In this study, the effects of various ore types on crushing performance are evaluated, and correlations between the Kick constant and material characterization test results are investigated.

MATERIALS AND METHODS

In this study, samples of dolomite, polymetallic ore, lead-zinc ore, limestone, basalt, and gold ore were used to evaluate the breakage performance of different rock types. The breakage characteristics of the ores were assessed using standardized methods including the Los Angeles abrasion test (*L.A*), Bond abrasion index (A_i), Bond crushing work index (B_{CWi}), drop weight test (*DW*), and point load test (*PLT*). The Los Angeles abrasion test (Figure 1a) is a widely used method for determining the abrasion resistance of unconsolidated granular materials. Higher test values indicate softer ores, whereas lower values correspond to harder materials (Pradhananga, 2019). The Bond abrasion index (A_i), developed by Allis-Chalmers (Figure 1b), consists of a rotating drum containing dry ore samples and a central shaft with an impact paddle rotating at a higher speed than the drum. The paddle is made of standard alloy steel. The A_i value is calculated based on the weight loss of the paddle under normal operating conditions. A higher value of A_i indicates a more abrasive ore. The drop weight test (DW) (Figure 1c) is used to assess ore competency and is widely employed in modeling studies, assessments of the energy efficiency and performance of comminution processes, and the design of comminution circuits (Napier-Munn, T.J. et al., 1996). Although the individual parameters A and b have no direct physical meaning, the product $A \times b$ serves as a valuable indicator. Higher $A \times b$ values suggest softer ores, while lower values indicate harder ones. The Bond crushing work index (B_{CWi}) (Figure 1d) indicates the resistance of an ore to crushing and is also employed to estimate the energy consumption of crushing equipment (Norgaard, 2019). The point load test (*PLT*) (Figure 1e) is used to classify rocks according to their breakage strength. In this test, a rock sample is compressed between two conical steel platens until failure occurs (ISRM, 1985). Due to its simplicity, the *PLT* is widely used in practice and also provides an indirect estimation of uniaxial compressive strength (UCS) (Tsiambaos, 2004).



Figure 1. Standard tests for evaluating comminution characteristics

Crushing tests were carried out using a jaw crusher under different operating conditions (Figure 2). The jaw crusher had a feed opening length of 175 mm and a width of 300 mm. The flywheel diameter was 630 mm, and the motor power was 11 kW. The crusher operated at a speed of 1500 revolutions per minute (rpm). During the experiments, three different closed side settings (CSS) and various feed size distributions were used. The power consumption of the crusher was measured under each operating condition. The experimental design applied for different materials is summarized in Table 3.



Figure 2. Image from pilot-scale jaw crusher tests.

Table 1. Test conditions: PSD and closed-side settings for different ores.

	Closed−side setting (mm)			PSD characteristics		
	7.65	17.5	37.5	Coarse	Fine	Wide
Dolomite and Gold ore	✓					
Polymetallic ores and Lead−Zinc	✓	✓	✓			
Basalt and Limestone	✓			✓		
	✓				✓	
	✓					✓
		✓		✓		
		✓			✓	
		✓				✓
			✓	✓		
			✓		✓	
			✓			✓

Three different particle size distributions—coarse, fine, and wide—were used for the samples in the pilot-scale tests, as shown in Figure 3. While different distributions were applied for basalt and limestone, identical and artificially prepared size distributions were used for gold ore, dolomite, lead-zinc ore, and polymetallic ore. The particle size distributions of the polymetallic ore and the lead-zinc ore were prepared to be identical.

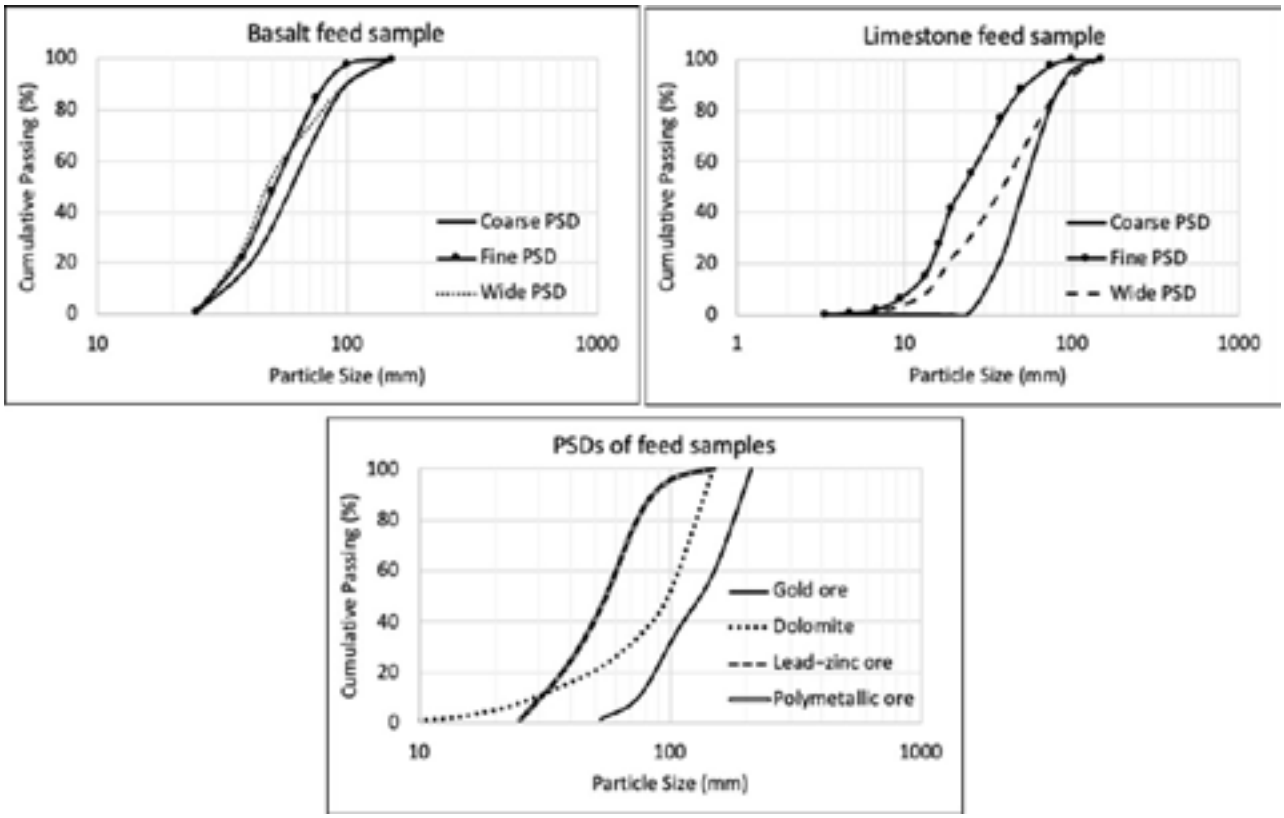


Figure 3. Particle size distributions of feed samples used in pilot jaw crusher tests

RESULTS AND DISCUSSION

The results of the characterization tests are summarized in Table 2. Los Angeles (*L.A*) abrasion test results indicate that dolomite, gold, and lead-zinc ores fall into the very easily abraded category, polymetallic ore and limestone into the hard abrasion category, and basalt into the very hard abrasion category. These findings reveal significant differences in the abrasion resistance of the materials.

Table 2. Summary of characterization test results and calculated Kick constant

	L.A	A_i	B_{CWi}	$A \times b$	*PLT*	C_k
Basalt	8.31	0.042	15.95	55.46	4.56	1.1
Dolomite	51.12	0.002	6.24	89.23	3.41	0.30
Gold ore	29.23	0.308	9.80	141.2	2.40	0.45
Lead–zinc ore	29.13	0.140	8.14	123.3	4.20	0.29
Limestone	12.71	0.015	13.97	60.03	3.64	0.63
Polymetallic ore	16.44	0.148	12.39	131.6	4.26	0.41

An inverse relationship was identified between the Bond Crushability Index (B_{CWi}) and the *L.A* abrasion values. Dolomite, with the lowest B_{CWi} value, exhibits the lowest resistance to crushing, whereas basalt, with the highest B_{CWi} value, shows the highest resistance. Examination of the Bond Abrasivity Index (A_i) values revealed that gold, lead-zinc, and polymetallic ores exhibit slightly abrasive characteristics, while limestone, basalt, and dolomite are non-abrasive (Metso, 2023).

Point Load Test (*PLT*) data demonstrated that basalt has the highest resistance to impact loading, while gold ore has the lowest. Dolomite and limestone are positioned at intermediate levels between these extremes, and polymetallic and lead-zinc ores yielded results closer to the high-resistance basalt group. According to the rock classifications by Bearman (2019), gold ore is classified near the low resistance group, whereas polymetallic, lead-zinc ores, limestone, basalt, and dolomite belong to the moderate resistance group.

Drop weight test results indicate that gold ore is the least durable and basalt the most durable among the tested materials. Based on Lynch's (2015) ore classification using $A \times b$ parameters, gold and polymetallic ores are categorized as very soft, lead-zinc and dolomite as soft, limestone as medium-soft, and basalt as medium-hard.

These findings demonstrate significant differences in crushability, abrasiveness, and impact resistance among different ore and rock types. The combined evaluation of various characterization tests is expected to provide valuable input for process design and equipment selection, as well as serve as an effective approach to predict crushing circuit performance.

During the pilot-scale tests, the throughput and power draw of the crusher were continuously monitored and recorded. These measurements were used to calculate the specific energy consumption (kWh/t) for each test condition. Variations in throughput (kg/h) and size reduction ratio (F_{80}/P_{80}) as a function of the closed side setting (CSS) are illustrated in Figure 4.

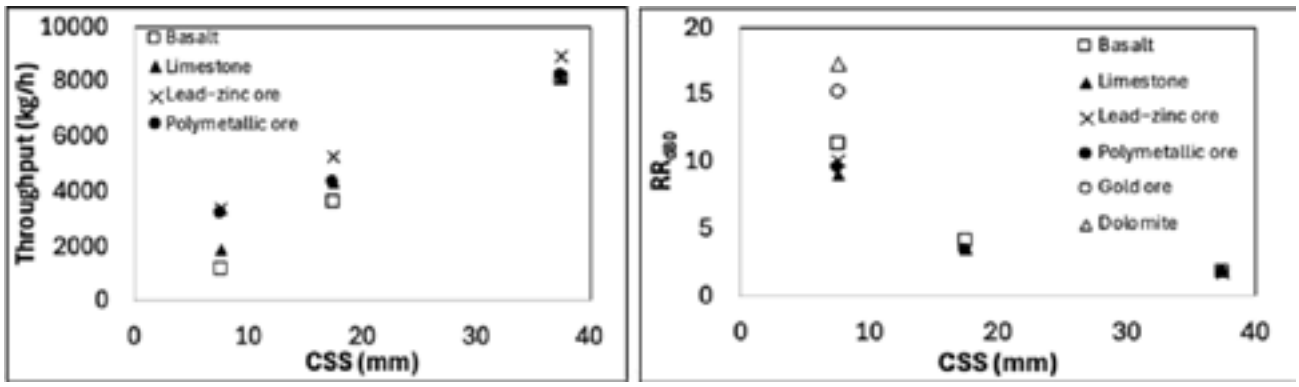


Figure 4. Effect of closed side setting (CSS) on throughput and reduction ratio

As expected, increasing the CSS leads to a higher production rate, while the RR_{80} decreases. When considering the narrowest closed side setting (CSS), dolomite exhibited the highest degree of size reduction. Dolomite was followed, in descending order, by limestone, lead-zinc ore, gold ore, basalt, and polymetallic ore. At the mid-range CSS (17.5 mm), the basalt sample again showed the highest size reduction degree, while the other samples remained at comparable levels. However, at the widest CSS, notable differences in sample behaviour were observed. In this case, the size reduction ratios of polymetallic and lead-zinc ores were higher compared to those of basalt and limestone samples. These variations in crushing performance are generally consistent with the results of the characterization tests, indicating that material properties significantly influence breakage behaviour under different CSS conditions.

Kick's law states (Equation 1) that the energy needed to reduce particle size is proportional to the ratio of the initial and final dimensions. This theory, derived from the elasticity of ideal brittle solids, is particularly effective in coarse grinding processes, where surface area increases are minimal. The energy required for size reduction according to Kick's law can be expressed as follows:

$$E = C_k In \left(\frac{d_i}{d_n}\right) \quad (1)$$

where C_k Kick's constant, d_i is the diameter of particle in the initial stage and d_n is the diameter of the new particles after size reduction.

The calculated specific energy values, together with the F_{80} and P_{80} size parameters, were fitted to Kick's Law to derive the Kick constant (C_k). The fitting procedure aimed to minimize the sum of squared differences between the predicted and observed specific energy values. For the calculations, all test data were considered to determine a single C_k value for each sample. The computations employed the Generalized Reduced Gradient (GRG) optimization method, available in Excel software, which is well-suited for nonlinear optimization problems with active constraints. This method iteratively searches for an optimal solution until convergence is achieved. The calculated C_k values for each sample are presented in Table 2. The accuracy of the optimization was evaluated by comparing the measured and predicted specific energy consumption values (Figure 5).

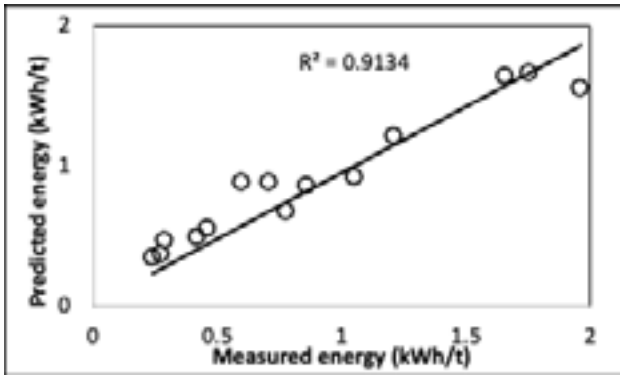


Figure 5. Measured vs. predicted specific energy consumption

As shown in Figure 5, a strong correlation exists between the measured and calculated values. These findings demonstrate that Kick's Law can be effectively used to predict crusher energy consumption and that a characteristic C_k constant can be determined for each ore type. This approach is considered to provide an important reference for evaluating the energy efficiency of crushing circuits and for design stages.

The analysis of the experimental data revealed a positive exponential relationship between the Bond Crushing Work Index (B_{CWi}) and Kick's constant (C_k) (Figure 6a). This correlation is particularly significant for engineering applications, as B_{CWi} is a parameter sensitive to comminution resistance. In contrast, an inverse power relationship was observed between the Los Angeles (*L.A.*) abrasion index and C_k (Figure 6b). The relationship between the Point Load Test (*PLT*) and C_k exhibited a highly scattered distribution, showing no statistically significant correlation (Figure 6c,d). This indicates that, *PLT* alone has limited applicability for predicting crusher energy consumption.

In summary, the relationship between B_{CWi} and Kick's constant emerges as a robust engineering tool for estimating crusher energy requirements, whereas the *L.A.* index serves primarily as a complementary parameter. Although PLT is primarily useful for rock strength classification, it should be interpreted cautiously when used as supporting data in energy modeling. To enhance energy efficiency in crushing circuits, the integration of B_{CWi} with Kick's law is recommended. Future comprehensive studies are expected to strengthen these correlations and contribute to improved engineering design and optimization.

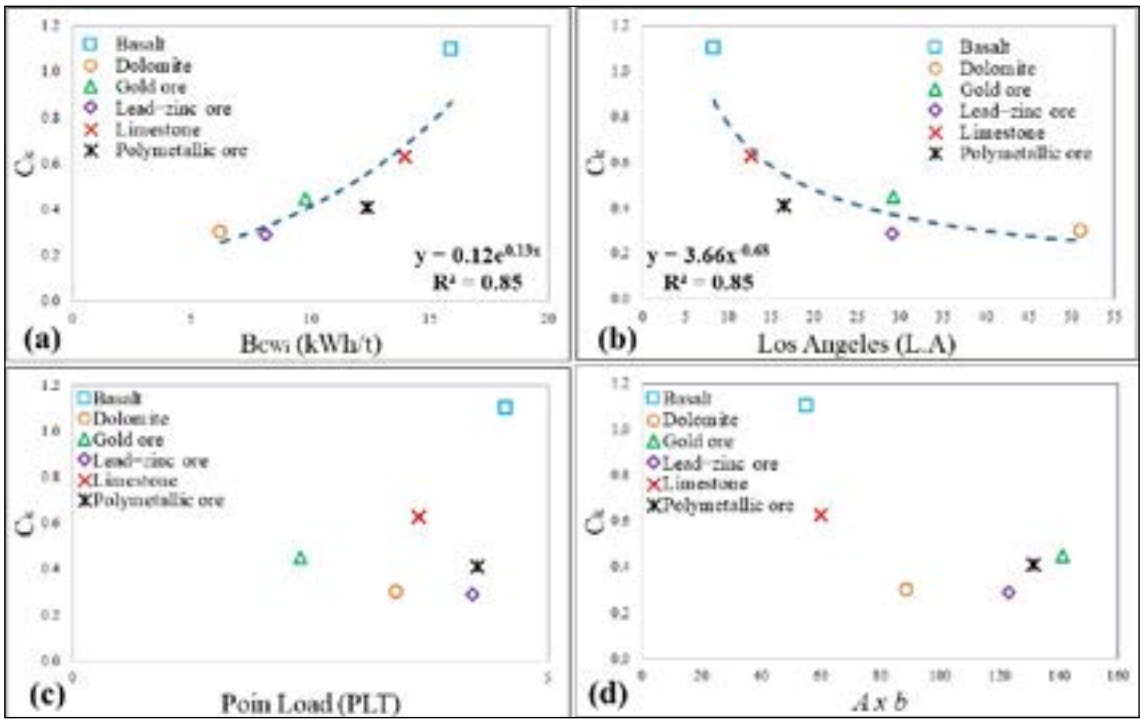


Figure 6. Correlation of Kick's constant with characterization test results

CONCLUSIONS

In this study, pilot-scale crushing tests were conducted on six different rock types, including dolomite, polymetallic ore, lead-zinc ore, limestone, basalt, and gold ore, to comprehensively investigate the relationships between the mechanical properties of the materials and their energy consumption. In particular, Kick's constant (C_k) was evaluated by comparing it with comminution resistance and abrasiveness parameters such as PLT, *Axb*, *L.A.*, and B_{CWi}. The results demonstrated a strong and linear correlation between B_{CWi} and C_k, confirming that B_{CWi} directly represents the material's resistance in the crusher and that samples with higher B_{CWi} values require greater specific energy. An inverse relationship was observed between *L.A.* and C_k, which aligns with the understanding that *L.A.* primarily measures the material's tendency to break down at the grain size level; therefore, samples with lower *L.A.* values tend to be harder and demand higher energy. However, this correlation was weaker than that of B_{CWi}, exhibiting a relatively low coefficient of determination. The relationships between C_k and both PLT and $A \times b$ values were found to be highly scattered, showing no statistically significant correlation. These findings suggest that the Point Load Test (PLT), which indirectly estimates uniaxial compressive strength, as well as the $A \times b$ parameter derived from drop-weight tests, are not reliable standalone indicators for predicting crusher energy requirements. Therefore, further data and more comprehensive analyses are needed to improve the predictive accuracy of these parameters in the context of comminution energy modeling.

The findings suggest that incorporating B_{CWi} and *L.A.* parameters alongside Kick's Law provides an effective and appropriate approach for the design and energy optimization of crushing circuits. The high predictive capability of B_{CWi} offers a significant advantage in estimating industrial-scale energy consumption and crusher optimization. Additionally, this study establishes that a characteristic C_k constant can be defined for each rock type, which can serve as a comparable reference for monitoring crusher performance and energy efficiency. In conclusion, the detailed investigation of the relationship between material mechanical properties and specific energy consumption contributes valuable knowledge to the literature and provides a scientific basis for engineering design processes in comminution circuits. Future work is expected to strengthen and validate these correlations further through larger datasets and tests conducted at different scales.

REFERENCES

Aras, A., Ozkan A., and Aydogan S. (2012). Correlations of Bond and Breakage Parameters of Some Ores with the Corresponding Point Load Index. Particle & Particle Systems Characterization, 29(3): p. 204-210.

Bearman, R.A., Briggs C.A., and Kojovic T. (1997). The application of rock mechanics parameters to the prediction of comminution behaviour. Minerals Engineering, 10(3): p. 255-264.

Bearman, R., Crusher selection and performance optimization, (2019). In: Dunne, R.C., Kawatra, K., Young, C.A. (Eds.), SME Mineral Processing & Extractive Metallurgy Handbook.

Bhuiyan, M., K. Esmaeili, and J.C. (2022). Ordonez-Calderon, Evaluation of rock characterization tests as geometallurgical predictors of bond work index at the Tasiast Mine, Mauritania. Minerals Engineering, 175.

British Geological Survey, World Mineral Production 2017-21. (2023). Keyworth, Nottingham.

Haffez, G.S.A. (2012). Correlation Between Work Index and Mechanical Properties of some Saudi Ores. Materials Testing, 54(2): p. 108-112.

ISRM, (1985). Suggested method for determining point load strength. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 22: p. 53−60.

Foggiatto, B., Bueno, M., Lane, G., McLean, E., Chandramohan, R. (2014). The economics of large-scale ore sorting, Conference paper at IMPC 2014, Santiago, Chile.

F. Kick, (1885) Das Gesetz der proportionalen Widerstande und seine Anwendungen, Arthur Felix, Leipzig, p. 118.

Lynch, A.J., (2015), Comminution Handbook. The Australasian Institute of Mining and Metallurgy Spectrum Series 21.

Metso. (2023). Crushing and Screening Handbook (7th ed.). Retrieved from https://www.metso.com/globalassets/insights/ebooks/metso-crushing-and-screening-handbook-edition7-en-web.pdf

Michaux, S., O'Connor, L. (2019). How to Set Up and Develop a Geometallurgical Program. GTK Open Work File Report 72.

Napier-Munn, T.J., Morrell, S., Morrison, R.D., Kojovic, T. (1996). Mineral comminution circuitstheir operation and optimization, JKMRC monograph series in mining and mineral processing, Brisbane, Australia.

Norgaard, S., Laboratory test work and equipment (2019). In: Dunne, R.C., Kawatra, K., Young, C.A. (Eds.), SME Mineral Processing & Extractive Metallurgy Handbook.

Papalambros, P.Y. and D.J. Wilde. (2017). Principles of optimal design: modeling and computation. Third ed., New York, NY;Cambridge, United Kingdom; Cambridge University Press.

Pérez-Barnuevo, L., Lévesque S., and Bazin C. (2018). Automated recognition of drill core textures: A geometallurgical tool for mineral processing prediction. Minerals Engineering, 118: p. 87-96.

Pradhananga, S.S., Tamrakar, N. K. (2019). Los Angeles abrasion testing: From the meaning of test to the results of test. Bulletin of Nepal Geological Society, 36: p. 245−250.

Rabago, KR., Lovins, AB., Feiler, TE. (2001). Energy and sustainable development in the mining and minerals industries. MMSD Min Min. Sustain Dev Jan.1-95. World Business Council for Sustainable Development, London, U. K No 41.

Rincon, J., Gaydardzhiev S., and Stamenov L. (2019). Coupling comminution indices and mineralogical features as an approach to a geometallurgical characterization of a copper ore. Minerals Engineering, 130: p. 57-66.

Tsiambaos, G., Sabatakakis, N. (2004), Considerations on strength of intact sedimentary rocks. Eng Geol, 72: p. 261–273.

PREDICTION OF INDUSTRIAL BALL MILL MEDIA WEAR VIA LABORATORY-SCALE TESTING

E. S. Zencirci*, G. Sönmez [1], K. I. Gürsöy [1], E. Küçüköner [1],

[1] *ESAN Balya Lead-Zinc Plant Kocacami Mevkii Balya / Balıkesir*
*(*Corresponding Author : ErginSarp.Zencirci@esan.com.tr)*

ABSTRACT

Grinding media and liner consumption constitute approximately 25% of plant operational costs, directly affecting grinding efficiency and long-term production performance. This study aims to develop a laboratory-scale wear test procedure and correlate its results with plant-scale observations. Seven different grinding media were evaluated using a Bond mill in dry conditions, and wear losses were measured over cumulative intervals. The laboratory results showed a 90% correlation with plant-scale wear data. Thus, a one-week laboratory test can reliably predict long-term ball wear behavior, offering a cost-effective and time-efficient approach for media selection.

Keywords: Media wearing, media consumption, ball mill abrasion test

INTRODUCTION

In mining operations, comminution plays a critical role in ore processing, directly influencing both energy consumption and operational costs. Globally, approximately 4% of total electricity and nearly half of the energy used in mining are dedicated to size reduction (DOE, 1981). However, comminution is highly inefficient, with only 10% of the energy contributing to particle size reduction, while the remaining 90% is lost as heat, noise, and mechanical inefficiencies (Kelly, 1982). This inefficiency makes it one of the most energy-intensive processes in mineral processing, emphasizing the need for optimization.

Beyond energy consumption, grinding media represents one of the largest cost components in comminution circuits. Literature indicates that comminution accounts for 30–50% of total operational expenses in mining, with a significant portion attributed to energy usage and grinding media wear. Grinding media costs alone constitute around 40% of total mill expenditures, and in some cases, they can contribute up to 45% of overall comminution costs (Nkwanyana & Loveday, 2018). Given these high expenses, optimizing grinding media selection and consumption is crucial for improving the efficiency and cost-effectiveness of mineral processing operations.

In the Balya mining operation, where underground mining is conducted, the mill unit accounts for 3-5% of the total mining costs, with the primary expense being grinding media consumption. Considering surface mining costs, grinding media and liner expenses constitute 8–10% of the total plant operation costs and 40–45% of the mill unit's expenditures. Additionally, energy costs account for 30–35% of the total expenses within the mill unit. Previously, the cost of screen panels used in the classification system had risen to 3–4% of

the total expenses. However, with the implementation of the Two-Stage Classification system (Zencirci.2023), this cost has been reduced to below 1%.

The factors affecting the quality of grinding media, which constitute a significant cost percentage, include size, mass, chemical composition, hardness, microstructure, toughness, internal stress and worn size distribution. Size and mass are evaluated using sampling methods, while chemical composition—which significantly influences performance and microstructure—is typically analyzed through spark emission spectrometry.

Hardness is a critical parameter for abrasive wear resistance and is commonly measured by using Brinell, Rockwell, or Vickers hardness tests. However, although these tests are commonly used, they are insufficient for determining real-scale wear data in plant conditions. In addition to these tests, a marked ball test is used to determine wear rates. Although this is a widely used method, it requires periodic mill shutdowns to collect and recharge the marked balls, leading to labor and time losses.

Additionally, it is known that different types of grinding media influence each other's wear patterns.

An alternative wear test, the Ball Mill Abrasion Test (BMAT), is a non-standardized test developed by the University of Queensland Materials Performance group (UQMP) to simulate the high-stress abrasion conditions encountered in production ball mills. It provides accurate predictions of the service life of wear-resistant alloys in mill liners and grinding media applications (Gates, 2008).

At ESAN Balya Production & Development Laboratories, the aim is to adapt this test procedure and correlate it with plant data with a shorter interval of trials. This will enable the application of a cost/quality assessment in grinding media selection, optimizing grinding circuit costs while eliminating capacity losses.

EXPERIMENTAL STUDIES

In this paper, laboratory scale bond mill and grinding media from 7 different producers were subjected to tumbling action (Figure 1).



Figure 1 . Bond ball mill

The grinding wear test was conducted in a standard Bond mill measuring 30.5 cm in diameter and 30.5 cm in length (Bond, 1961). For each media type tested, the mill was initially charged with 20 grinding media. The test involved subjecting these media to tumbling action without any ore for progressively increasing durations of 60, 180, 420, and 900 minutes, with cumulative test results recorded times recorded at 240, 600, and 1200 minutes. Following each tumbling interval, all media were carefully removed from the mill for analysis. Each individual grinding media was meticulously cleaned using ethyl alcohol to ensure complete removal of any contaminants or debris before being precisely weighed to determine wear loss (Figure 2). This systematic approach allowed for accurate measurement of wear characteristics under controlled conditions.

Then, the media is subjected to tumbling action at different time intervals i.e. 60, 180, 420, 900 minutes. After each of the tumbling periods, the whole media charge had taken out of the mill, cleaned individually with ethyl alcohol and then weighed individually (Figure 2).



Figure 2. Weighing of the grinding media

The test conducted in Çolak et al. (2018) also used Ball mill both with the dry material addition due to it being applied to cement milling process and tumbling action. Their studies for material-containing tests demonstrated that wear rates decrease over time due to fine material coating effects, whereas this variation was not observed in their material-free tumbling wear tests. Furthermore, material-free wear testing reduces media cleaning time by 75%. Also, it is highlighted in Jankovic's work (Jankovic et al.,2016), since material residues significantly affect wear data accuracy. For these reasons, no ore was fed into the mill during testing to ensure identical surface conditions for all grinding media.

RESULTS AND DISCUSSIONS

Prior to wear testing, Rockwell hardness (HRC) measurements were conducted on 7 different grinding media samples. The 40 mm diameter balls were carefully sectioned radially using a cooled bandsaw, allowing comprehensive hardness mapping from surface to core without thermal distortion that might compromise wear analysis.

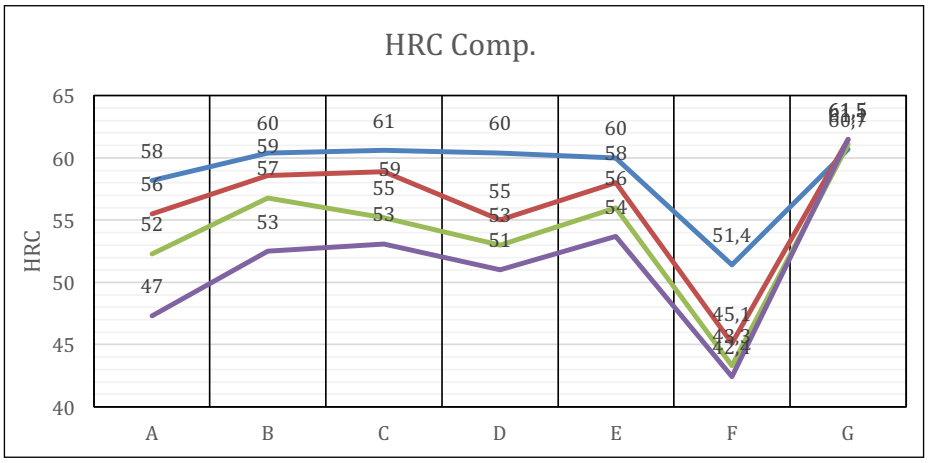


Figure 3. HRC Results Comparison

The radial hardness (HRC) profiles of seven grinding media types (A-G) reveal distinct performance characteristics (Figure 3) . Type C exhibits the highest surface hardness (61 HRC) while Type F shows the lowest (51.4 HRC). The steep hardness gradients in Types A/F (Δ≥10 HRC) promote stress concentration at microstructural discontinuities, consistent with the spalling initiation mechanism described by Gates et al. (2008). Conversely, Type G's exceptional uniformity (Δ0.8 HRC) minimizes plastic deformation energy dissipation, corroborating Magdziak's (2016) energy-based wear theory. This inverse relationship between gradient magnitude and wear resistance explains the observed performance ranking in subsequent BMA tests, where materials with abrupt hardness transitions demonstrated accelerated failure modes. The wear progression curves (Fig. 4) reveal distinct performance regimes among the tested media. Type A exhibited the most severe material loss (0.100% at 300 min), while Type G demonstrated near-ideal wear resistance (<0.025% across all intervals). This ranking made in 1200 minutes (C>G>B>D>A>E>F) partially correlates with the hardness gradients quantified in Section 3.1 —a relationship that adheres to established wear mechanics principles. The superior performance of Type G aligns with its exceptional hardness uniformity (ΔHRC <1), which minimizes stress localization and plastic deformation energy accumulation (Magdziak, 2016). Conversely, Type A's steep radial hardness gradient (ΔHRC 11) promoted subsurface crack initiation under immediate loading, consistent with the stress concentration effects described by Gates et al. (2008).

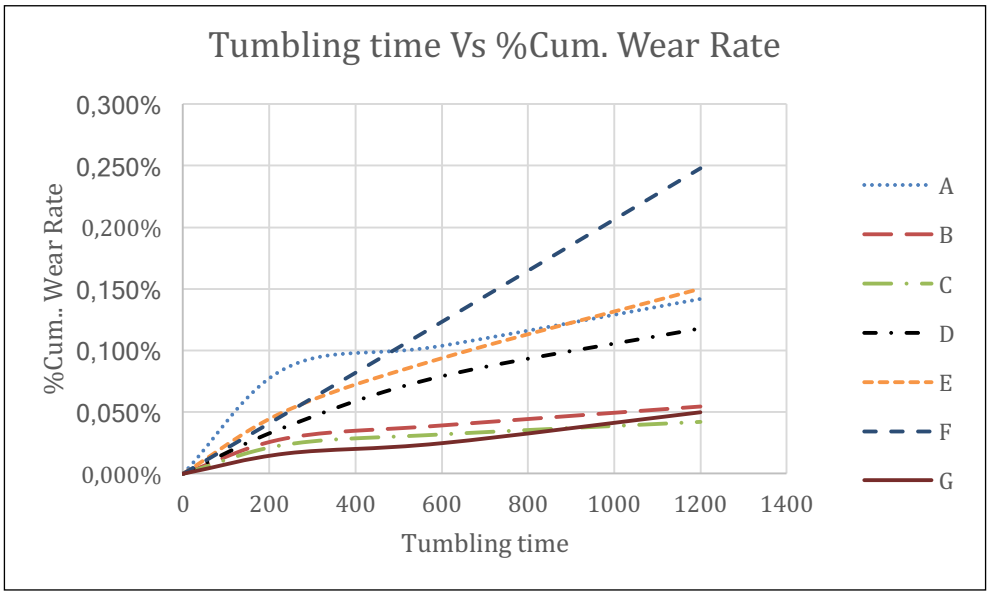


Figure 4. Tumbling Time- %Cumulative Wear Rate Relation

To assess the predictive accuracy of the laboratory-scale BMAT test, the %abrasion values obtained from the Bond mill test were compared with actual grinding media consumption data (kg/ton) recorded at the ESAN Balya Plant. As shown in, a strong logarithmic relationship (R^2 = 0.9097) was identified between lab-based abrasion and industrial-scale media consumption, described by the equation. This high correlation confirms that the dry tumbling BMAT method accurately reflects plant wear behavior. For instance, grinding media types showing lower abrasion rates in the BMAT test (e.g., Type G) also demonstrated reduced media consumption in plant operations. Conversely, types with higher lab abrasion (e.g., Type A) exhibited higher operational wear (Figure 5).

This correlation provides strong validation for implementing the BMAT test as a rapid and cost-effective tool. Instead of lengthy full-scale plant trials, a one-week lab protocol can now be used for comparative evaluation, offering significant time and cost savings while ensuring process reliability.

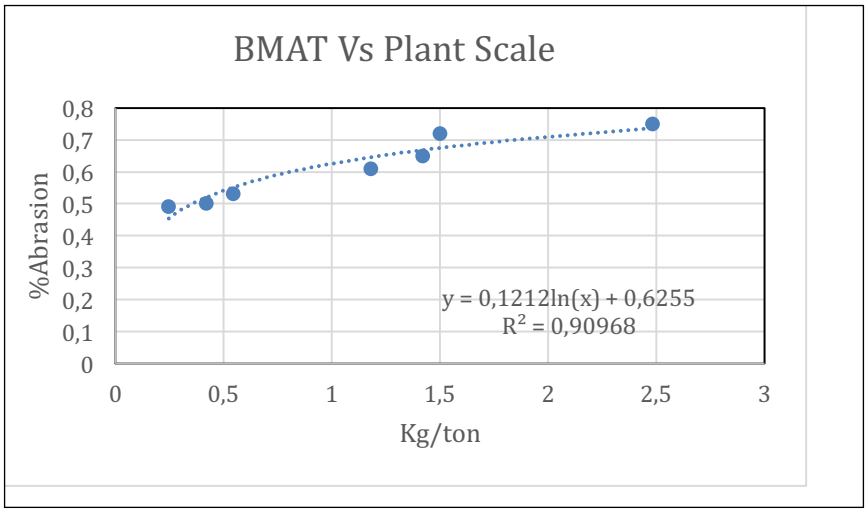


Figure 5. BMAT and Plant Results

CONCLUSIONS

This study presents a practical and reliable laboratory-scale method for predicting ball wear behavior in industrial grinding circuits. Based on the findings, several key conclusions can be drawn:

• The laboratory-scale tumbling wear test conducted using a standard Bond mill successfully differentiated the wear behavior of seven types of grinding media under dry conditions.

• A strong correlation (approximately 90%) was observed between the laboratory wear test results and the actual wear rates recorded in plant-scale operations, validating the test's predictive accuracy.

• Media with uniform radial hardness (e.g., Type G, ΔHRC <1) exhibited superior wear resistance, while media with steep hardness gradients (e.g., Type A, ΔHRC ≥10) showed accelerated wear and failure, consistent with known spalling mechanisms.

• The study confirms that a one-week test protocol can be implemented for pre-screening grinding media, eliminating the need for long-duration plant trials, thereby saving time and reducing production risks.

• This approach can serve as a cost-effective decision-making tool for ball procurement and grinding circuit optimization in mineral processing plants.

REFERENCES

Gates, J.D, Dargusch, M.S, Walsh, J.J, Field, S.L, Hermand, M.J, Delaup, B.G, Saad, J.R. (2008) Effect of abrasive mineral on alloy performance in the ball mill abrasion test, Wear 265, 865-870

Aldrich, C. (2013). Consumption of steel grinding media in mills - A review. *Minerals Engineering*, *49*, 77–91.

Jankovic, A., T. Wills, and S. Dikmen. "A comparison of wear rates of ball mill grinding media." *Journal of Mining and Metallurgy A: Mining* 52.1 (2016): 1-10.

Bond, F. C. (1961). Crushing and Grinding Calculations Allis-Chalmers. British Chemical Engineering.

Chenje, T. W., Simbi, D. J., & Navara, E. (2004). Relationship between microstructure, hardness, impact toughness and wear performance of selected grinding media for mineral ore milling operations, *Materials and Design*, *25*, 11–18.

Çolak, S. S., Altun, O., Benzer, H., Gencer, Z., & Koçak, H. (2018). Development of a preliminary media wear measurement test procedure for cement ball milling applications. *Powder Technology*, *325*, 678–686.

DOE. (1981). Comminution and Energy Consumption: Report of the Committee on Comminution and Energy Consumption.

L.A, V. (1983). Theories of ball wear and the results of a marked-ball test in ball milling. Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy.

Nkwanyana, S., & Loveday, B. (2018). Addition of pebbles to a ball-mill to improve grinding efficiency – Part 2. *Minerals Engineering*, *128*, 115–122.

Kelly, Errol G., and David J. Spottiswood. "Introduction to mineral processing." (1982).

ASSESSING THE IMPACT OF GEOLOGICAL STRUCTURAL CONTROL OF AN IRON ORE ON CRUSHING CIRCUIT PERFORMANCE VIA SIMULATION

V. F. Moutinho [1,*], R. A. Prates [1], A. Frade [2], R. M. Carvalho [1], L. M. Tavares [1]

[1] *Federal University of Rio de Janeiro (UFRJ), Metallurgical and Materials Engineering (COPPE)*
*(*Corresponding Author: vivian.moutinho@coppe.ufrj.br)*
[2] *Vale S.A., Optimization and Solutions for Mineral Processing*

ABSTRACT

The variability of iron ores can influence several operational aspects of comminution circuits, such as the product particle size, the circulating load, as well as the power and maximum throughput of different equipment. Generally, itabirite iron ores from Brazil are classified as friable or compact based on their in-situ size distribution. However, the variability of compact itabirites depending on their structural zone is rarely investigated. This study discusses the influence of the structural zone of compact itabirites from the same deposit on an industrial crushing circuit. Coarser particle size distribution and higher strengths were found for the flank zone ore compared to the hinge zone. Higher proportions of flank ore in the feed led to higher circulating load in the quaternary crushing stage and P80 of the product, reduced crusher capacity, and increased relative specific energy for crushing. Multicomponent simulations allowed a more in-depth assessment of the structural control effects on the crushing circuit, highlighting the importance of a more detailed characterization of the ore types processed in the plant.

Keywords: Multicomponent simulation, iron ore, itabirite, crushing

INTRODUCTION

Iron ores (Fe-ores) are the primary source for steel manufacturing, a material of central importance for industry and society, with annual production of almost two billion tons, representing the quantitatively most important metal used on a global scale (USGS, 2023). Crushing and grinding stages in Fe-ore processing pose a great impact on project costs and energy consumption (Wårell, 2018). Hence, investigating the breakage behavior of different ore types and assessing their effects on comminution circuits is essential for the design and optimization of processing plants (França *et al*., 2020; Rocha *et al*., 2022).

Simulation tools for comminution operations are widely used for planning, monitoring, and optimizing mineral processing plants, facilitating the evaluation and prediction of future scenarios (Napier-Munn *et al*., 1999), and avoiding risky and costly industrial tests. Dynamic simulators capture both discrete and gradual variabilities of the circuit over time, enabling detailed assessment of advanced optimization opportunities (Asbjörnsson *et al*., 2022). Even more realistic predictions can be achieved with multicomponent approaches, which allow mapping the behavior of different ore types and blends fed into the circuit (Rocha *et al*., 2022).

The behavior of different iron ore types in comminution circuits is directly related to their mineralogy and texture (França *et al*., 2020). In the context of the *Quadrilátero Ferrífero*, which is the source of the itabirites studied in the present work, deformation structures, such as superimposed folds, may occur at both regional and deposit scales (Rosière & Chemale, 2000). Although mineralogically similar, the texture and structures of compact itabirites from different structural zones may present significant variability. These textural and structural features may, in turn, potentially impact their competence and breakage behavior. Therefore, the objective of this study is to evaluate the influence of the structural control of itabirites on the performance of a crushing circuit, using a dynamic multicomponent simulation tool.

EXPERIMENTAL METHODS

Samples

The studied Fe-ores were collected at an open pit itabirite mine, owned by *Vale S.A.,* located at the geological context of the *Quadrilátero Ferrífero*. The sampled ore types differ in their competence, which can be compact or friable, and in their structural context in a fold zone, being either located in the flank or hinge region (Figure 1D). Friable itabirites have extremely fine grain size after blasting (P80 < 150 μm) and are blended with compact itabirites to compose the crushing plant feed. The three types considered for feeding the simulator circuit were friable itabirite, compact itabirite from the flank region (CI-FLANK), and compact itabirite from the hinge region (CI-HINGE) (Figures 1A-C).

The original samples (~500 kg) were dried at room temperature, sieved and quartered to obtain representative subsamples for the experiments. Particle size distribution of the compact itabirites were determined by dry sieving, while the particle size of the friable ore was determined by dry and wet sieving. Given the preferential collection of large blocks during sampling of the compact itabirites, the particle size distributions of CI-FLANK and CI-HINGE used in the simulations were recalculated based on the measured particle size of the as-received sample, for the coarse sizes (>37.5 mm), and the particle size of fragments after drop weight tests (DWT), for the finer portion of the distribution (<37.5 mm). The resulting curves (Figure 1E), fed the simulator's crushing circuit, are, therefore, represent a combination of the size distribution above 37.5 mm measured from the original sample and below this size from the DWT tests of the 63×53 mm class at intermediate impact energy, considering that the as-received sample represents 50% of the compact itabirites.

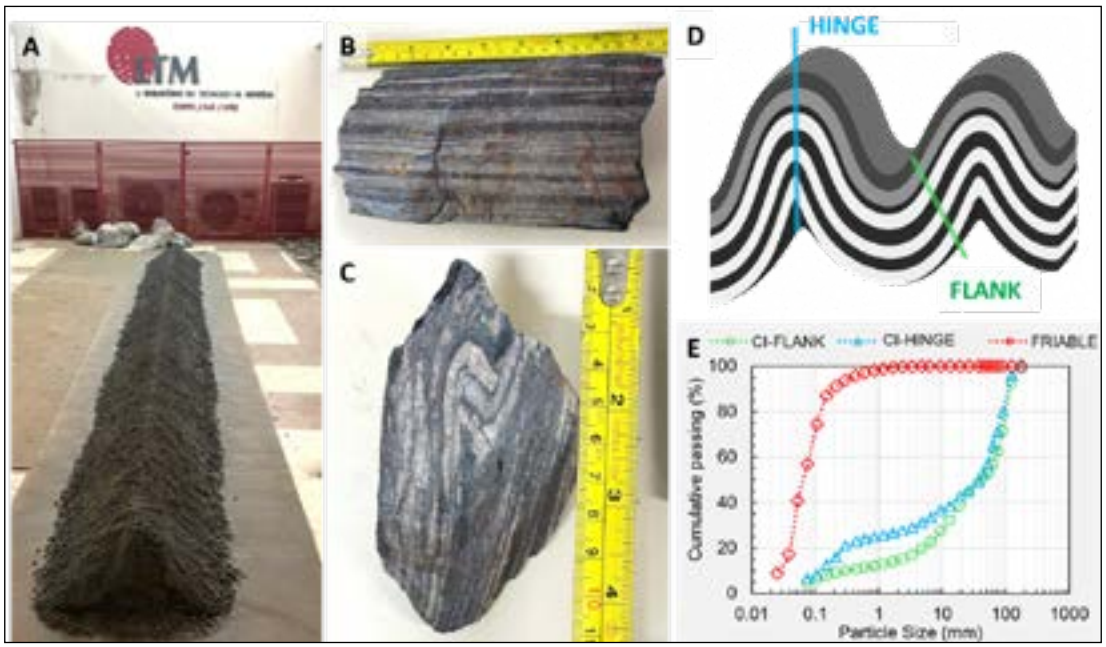


Figure 1. Friable itabirite sample (A); CI-FLANK (B); CI-HINGE (C); Simplified scheme of hinge and flank structural zones in a geological folding system (D); Size distribution of the three ore types (E).

Breakage Tests

Single-particle breakage tests are essential for parameterization of the models implemented in the dynamic multicomponent simulator (Napier-Munn *et al*., 1999). For this purpose, samples of the compact itabirites were subjected to crushability and drop weight tests (DWT) to characterize their competence and breakage behavior.

For the Bond crushability tests, 20 particles from the CI-FLANK and CI-HINGE samples were selected within the 50 to 75 mm size class. Knowing the particle thickness, ore density and the release angle of the hammers that caused breakage of each particle, the impact work index (Wi) was calculated using the method proposed by Bond (1947).

The drop weight tests (DWT) were performed in an impact load cell with a flat-base steel impactor, and the particle size analysis of the resulting fragments was conducted by dry sieving. Six size classes were tested for each sample: 90.0×75.0; 63.0×53.0; 45.0×37.5; 31.5×26.5; 22.4×19.0 and 16.0×13.2 mm. For each size class, three batches of 10 to 30 particles were selected for breakage under three energy levels (ranging from 0.04 to 2.5 kWh/t). The mass of the batches was balanced to ensure uniform shape factors across the distinct size classes. These tests enabled the determination of the breakage index $A*b$ and the description of the ore's breakage behavior based on the t_{10}-t_n relationship. High $A*b$ values indicate low ore resistance to breakage by impact (Napier-Munn *et al*., 1999).

Multicomponent Dynamic Simulation of the Crushing Circuit

The crushing circuit (Figure 3) is composed of four crushing and two screening stages. The product from primary crushing feeds the stockpile, which supplies the feed for the secondary crushing stage. The oversize material from vibrating screens with an aperture of 75 mm feeds the secondary cone crushers. The composite products from the secondary, tertiary, and quaternary crushing stages feed the double-deck screening circuit (top deck: 38 mm and bottom deck: 19/16 mm). The oversize of the top deck feeds the tertiary crushers, while the material retained on the bottom deck is directed to quaternary crushers. The undersize from the bottom deck (<16 mm) is the final product of the crushing circuit, which feeds the grinding circuit located downstream.

The dynamic multicomponent simulator was developed in Matlab/Simulink v. R2024b. The crushing model implemented is based on the Whiten model (1974), which uses the t_{10} parameter, obtained from drop-weight tests (DWT), to describe the product size distribution after breakage (Napier-Munn *et al*., 1999). The Whiten Model responds to operational and material variables, such as feed particle size distribution and the t_{10}-t_n relationship, mass flow rate, and the closed-side setting (CSS) of the crusher. For capacity calculations, variables such as the CSS, material density, feed size (F80), and the ore's Wi were considered (Rocha *et al*., 2024).

The crusher power model (Napier-Munn *et al*., 1999) is sensitive to the t_{10}-t_n relationship determined from the DWT tests. Screening operations were simulated using the Karra model (1979), which was modified to incorporate the effect of mass flow rate on the screening efficiency. The circulating loads of the tertiary and quaternary crushing stages were calculated from the ratio between the mass flow rate retained on the first and second screen decks, respectively, and the total mass flow rate of the fresh feed to the screen.

Five cases of ore blending of the Run-of-Mine ore were simulated, with a fixed proportion of friable ore (20%), and variable proportions of CI-FLANK and CI-HINGE, as depicted in Table 1. Due to the absence of coarse particles (>12.5 mm) required for breakage tests, intermediate breakage parameters for the friable ore were estimated within the simulator. This simplification does not affect the simulation results because even if a small amount of friable ore is sent to the crushing stages due to screening bypass, it is not classified by the Whiten model and, therefore, it is not subjected to breakage.

Table 1. Percentage of each iron ore type in each simulated case.

	Case 1	Case 2	Case 3	Case 4	Case 5
CI-FLANK	0	20	40	60	80
CI-HINGE	80	60	40	20	0
FRIABLE	20	20	20	20	20

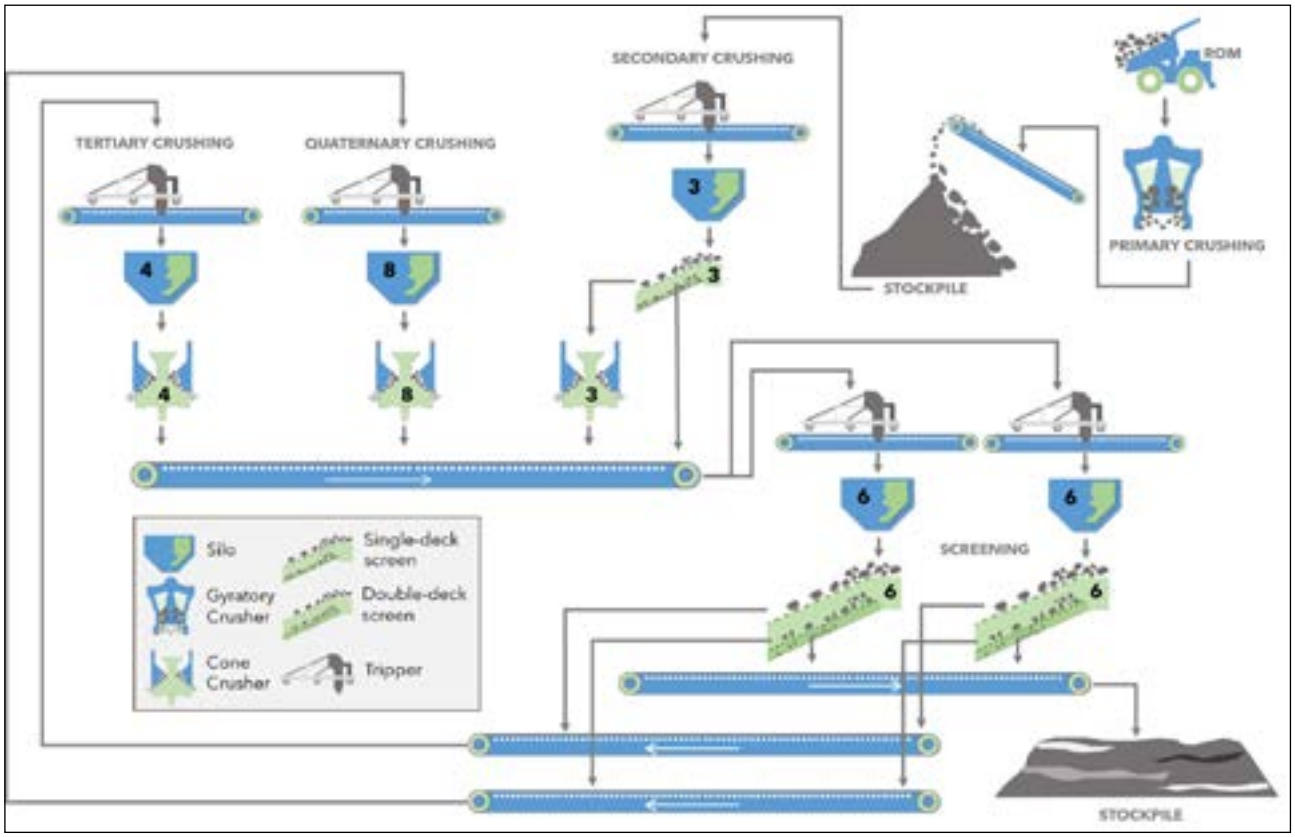


Figure 2. Simplified flowsheet of the crushing circuit. The number of machines operating in parallel is indicated.

RESULTS AND DISCUSSION

Breakage Behavior

The breakage characteristics for the compact itabirite samples are summarized in Table 2. The lower Wi and the higher $A*b$ values of CI-HINGE, compared to CI-FLANK, are potentially related to the presence of pre-existing structures that reduce this material's resistance to breakage and competence to withstand comminution. In hinge zones, primary foliations, which constitute original sedimentary bedding, and secondary foliations, produced by stress and deformation during metamorphism, are perpendicularly oriented (Fossen, 2012). The intersection planes of these structures promote preferential fracturing of the sample into semi-cubic blocks. On the other hand, the flank zone presents primary and secondary foliations parallel to each other, promoting preferential breakage along these planes. This tendency results in a higher resistance of flank-derived ores perpendicularly to the foliation and in the generation of more platy (lamellar) fragments. However, it is important to note the significantly higher standard deviation of the Wi measurements for CI-FLANK when compared to CI-HINGE.

Table 2. Density, Bond Wi values and their respective standard deviations.

	Density (g/cm^3)	A*b	Bond Wi (kWh/t)	Standard deviation (σ)
CI-FLANK	3,64	231,4	9,13	4,04
CI-HINGE	3,67	321,6	5,65	1,78
FRIABLE	3,93	-	-	-

Fitting the experimental data to the t_{10} model is presented in Figure 3, applying the methodology proposed by Carvalho *et al*. (2015). The t_{10}–t_n relationships for both compact itabirites follows the same trend, despite the relatively steeper slope observed for CI-FLANK at low t_{10} values, which may be related to the high level of noise at low t_{10} values.

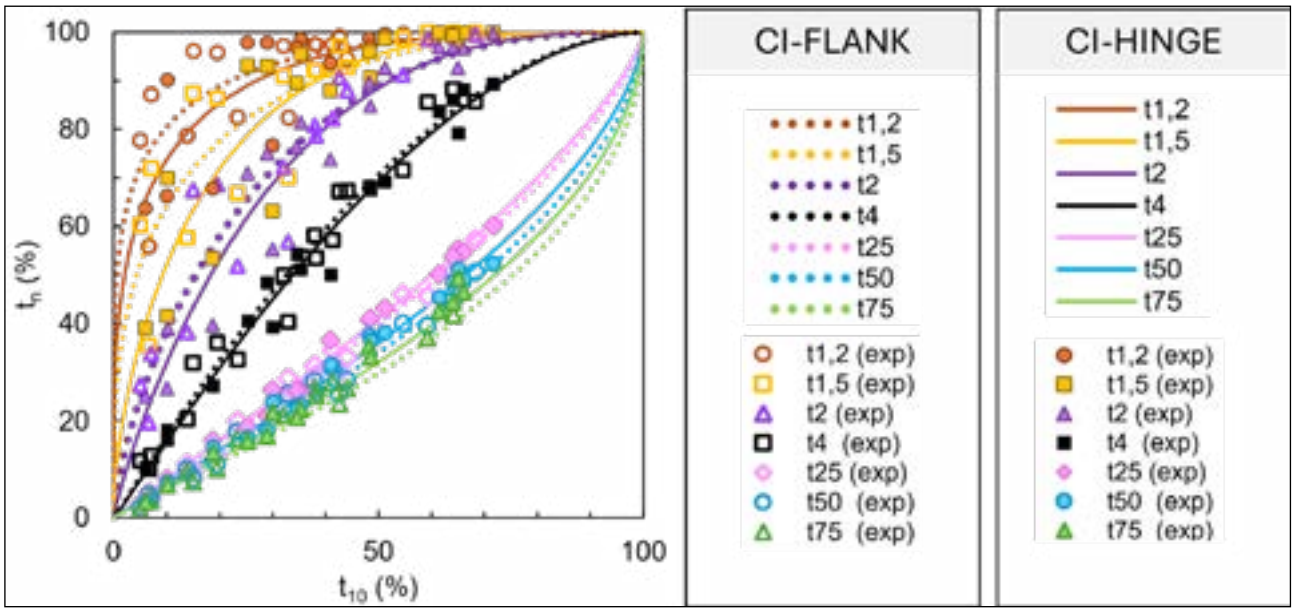


Figure 3. t_{10}×t_n relationship of CI-FLANK and CI-HINGE: measured (markers) and calculated (lines) data.

Influence of Structural Control on the Crushing Circuit

The intrinsic variabilities of the ores resulted in differences in the average circulating loads, product P80, and crusher utilization time (Figure 4), as well as in the relative capacity and specific energy consumption of the tertiary and quaternary crushing stages. Average values considered the last seven hours of operation, since the circuit is not stable in the first three hours due to the dynamics of the silos, which were initially considered to be empty.

The relatively coarser particle size distribution of CI-FLANK resulted in a higher percentage of retained material on the 19 mm screen, increasing the circulating load of the quaternary crushing stage by 4% as the proportion of CI-FLANK in the feed increased (Figure 4B). Similarly, a coarsening of the product was observed with higher proportions of CI-FLANK, with a difference of approximately 1 mm between scenario 1 (5.4 mm) and scenario 5 (6.5 mm) (Figure 4C) for the product P80. The time in operation of each quaternary crusher (Figure 4E) also reflects the higher demand of the quaternary crushing stage as the proportion of CI-FLANK in the feed increases. Although eight crushers were available in the quaternary crushing stage of the circuit, only three were required to meet the operational demand under current conditions.

In tertiary crushing, contrastingly, a slight reduction in circulating load was observed with increasing proportions of CI-FLANK. This can be explained by the shape of the size distribution curve of both compact ores in the range between 38 and 75 mm (Figure 1E), which bounds the feed to the tertiary crushers. The proportion of material retained in this size range for CI-FLANK is 13.9% in comparison to 22.1% for CI-HINGE, explaining the increase in tertiary crushing circulating load (Figure 4A) with higher proportions of CI-HINGE, as well as the more frequent use of equipment in the first cases (Figure 4D).

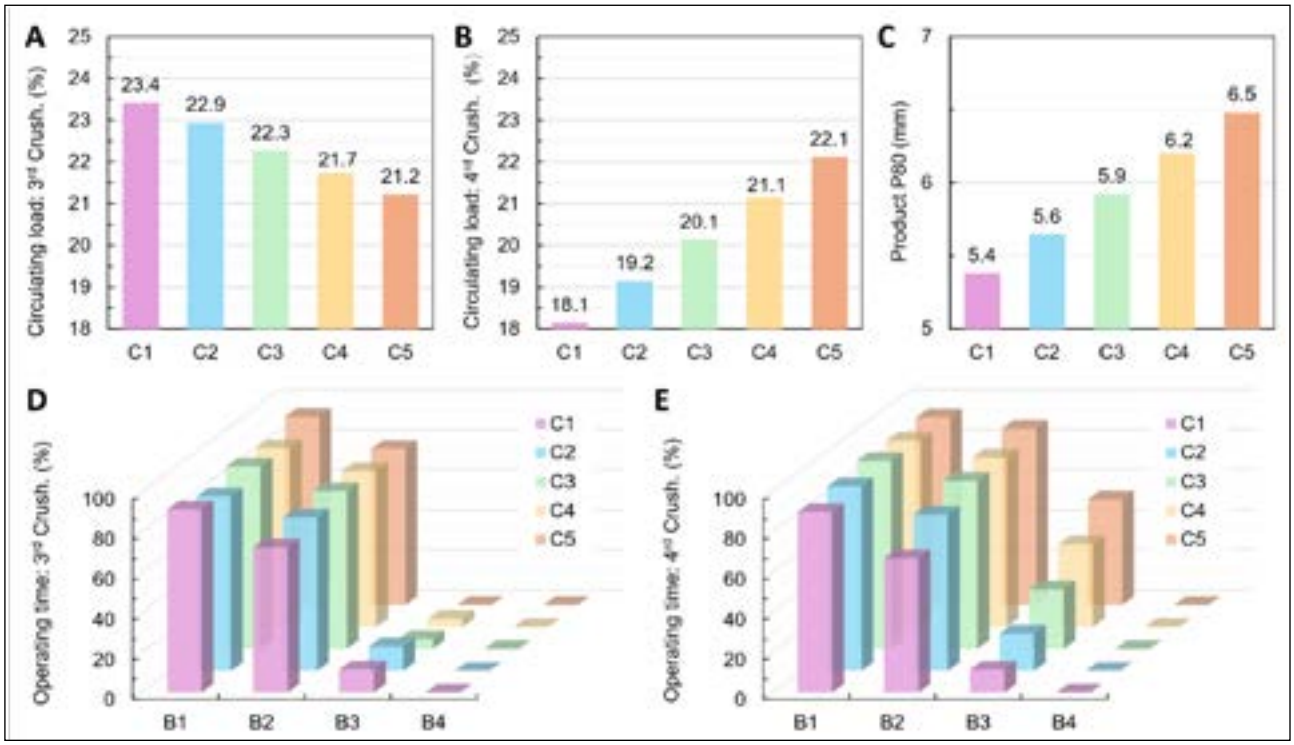


Figure 4. Simulation results for the five cases (C1-C5): Circulating load in the tertiary crushing stage (A); Circulating load in the quaternary crushing stage (B); Product P80, in millimeters (C); Percentage time in operation of each tertiary crusher (D); percentage time in operation of each quaternary crusher (D).

Figure 5 shows that the dynamics of the circulating load of the tertiary crushing stage are highly variable, while the quaternary stage exhibits more stable behavior over time. These differences highlight the importance of considering dynamic scenarios for careful assessment of the calculated average values, demonstrating that the quaternary circulating load poses a more consistent and pronounced response to variations of ore types.

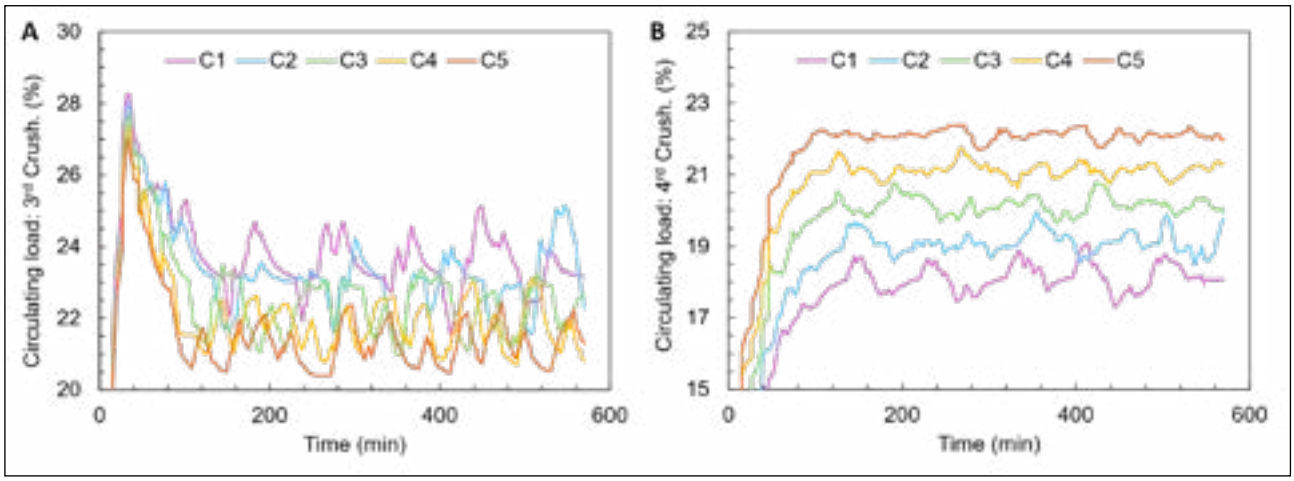


Figure 5. Variation of circulating load over time in the tertiary (A) and in the quaternary crushing stage (B).

The crusher capacity is influenced, among other factors, by the closed-side setting (CSS), the particle size distribution, the density of the feed, and the ore's Wi. The CSS was kept constant in all simulated scenarios; hence, variations in crusher capacity are strongly related to differences in feed particle size distributions and, primarily, to the Wi values of CI-FLANK and CI-HINGE. The higher Wi of CI-FLANK (9.13 kWh/t) compared to CI-HINGE (5.65 kWh/t) explains the significant reduction in the predicted crusher capacities as the simulated scenarios progress (Figure 6A–B). Regarding the specific energy consumption of the tertiary and quaternary crushing stages, the effect of the higher resistance of the CI-FLANK – as described by its t_{10}–t_n relationship and lower $A*b$ value – is also evident. These parameters are incorporated into crusher power calculations, and a substantial increase (26–32%) in the specific energy consumption of both crushing stages can be observed between scenario 1, consisting of 80% of CI-HINGE, and scenario 5, with 80% of CI-FLANK (Figure 6C–D).

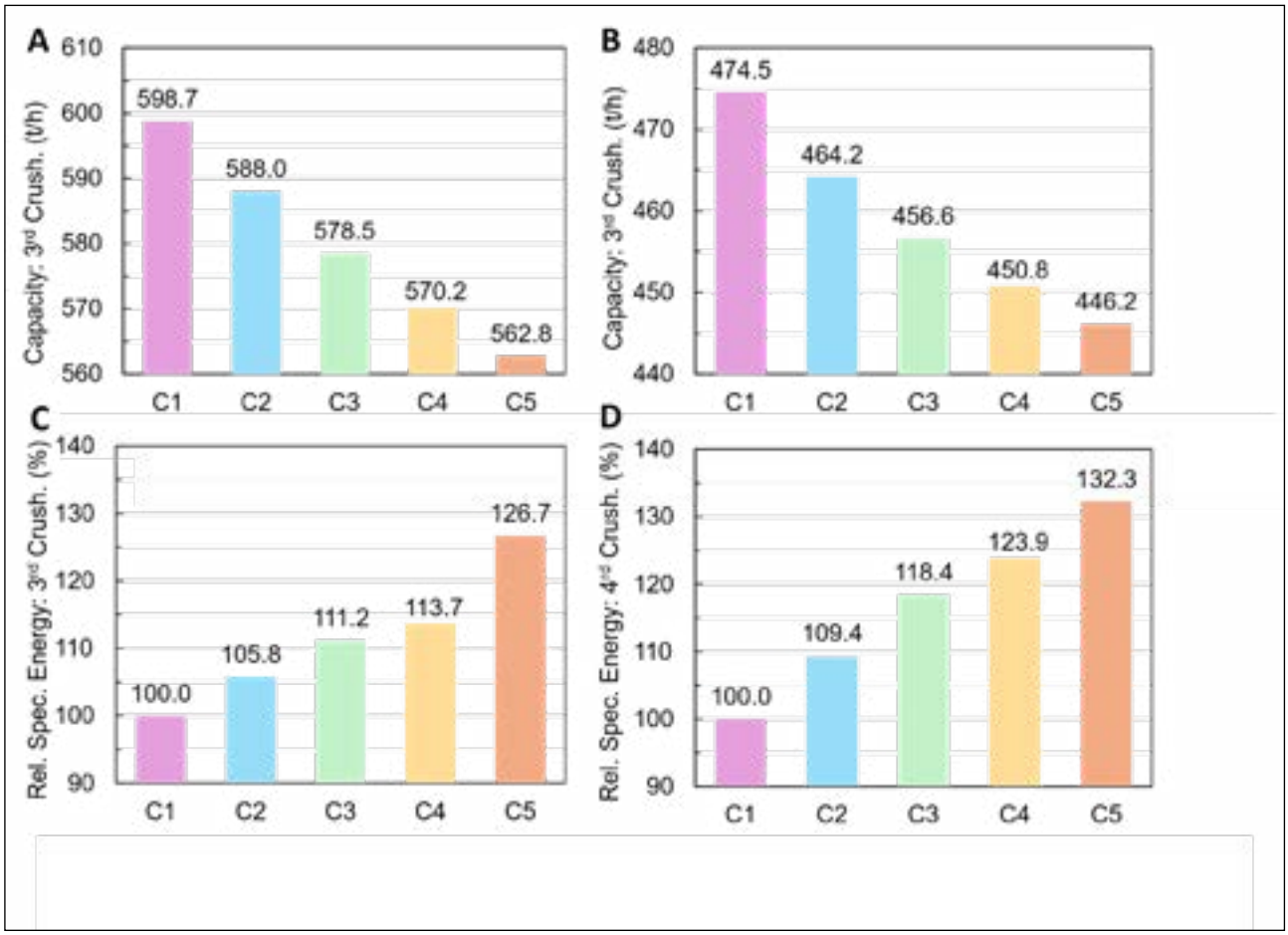


Figure 6. Average capacity of tertiary (A) and of quaternary crushers (B);
Relative specific energy of the tertiary crushing stage (C) and of the quaternary crushing stage (C).

CONCLUSIONS

Significant variations were observed in the particle size distribution, competence, and breakage behavior of compact itabirites from distinct structural zones (hinge and flank). As shown by dynamic multicomponent simulations, differences in particle size distribution lead to an increase in the circulating load of the quaternary crushing stage and in product P80 as the proportion of CI-FLANK in the feed increases. In addition, differences in the t_{10} model, which describe the energy required for particle size reduction, directly impacted the average specific energy consumption of the tertiary and quaternary crushing stages, with relative increases of approximately 30% between scenarios 1 and 5, in which CI-HINGE and CI-FLANK were the major components, respectively.

Another distinction, determined from breakage behavior characterization tests, was the higher Wi value of CI-FLANK (9.13 kWh/t) compared to CI-HINGE (5.65 kWh/t), as well as higher $A*b$ values of CI-HINGE, indicating its lower resistance to impact breakage. The greater resistance of CI-FLANK results in a reduction in the capacity of the tertiary and quaternary crushers as the proportion of this ore in the feed increases. Therefore, the simulation results showed a significant impact of feed blends on the performance of the crushing plant. In general, itabirites are only classified as friable or compact by operational units, but the distinguishable breakage behavior of compact itabirites from distinct structural zones determined by this study emphasizes the importance of incorporating detailed geometallurgical data into predictive simulations and crushing operation control strategies.

AKNOWLEGMENTS

This study was supported by the Brazilian Federal Agency for Support and Evaluation of Graduate Education (CAPES) – Finance Code 001, and received financial and technical support from Vale S/A. The authors also thank the technical team of the Laboratory of Mineral Technology (LTM/COPPE/UFRJ) for their assistance with the laboratory tests.

REFERENCES

Asbjörnsson, G., Tavares, L. M., Mainza, A., Yahyaei, M. (2022). Different perspectives of dynamics in comminution processes. Minerals Engineering, 176, 107326.

Bond, F. C. (1947). Crushing tests by pressure and impact. Transactions of the AIME, 169, 58-66.

Fossen, H. (2012). Geologia estrutural. São Paulo: Oficina de textos; Chapter 13, Foliação e Clivagem, 346-363.

França, J. R., Barrios G. K., Turrer H. D., Tavares L. M. (2020). Comminution and liberation response of iron ore types in a low-grade deposit. Minerals Engineering, 158, 106590.

Karra, VK. (1979). Development of a model for predicting the screening performance of a vibrating screen. CIM Bulletin, 2(804), 167-171.

Rocha, B.K.N., Campos T.M., Alves L.P., Silva J., Turrer H.D.G., Lichter J., Tavares L.M. (2022). Multicomponent modeling and simulation of the Minas Rio iron ore grinding circuit. In: Proceedings of the International Mining Processing Congress (IMPC) Asia-Pacific Conference. Melbourne, Australia. 313-324.

Rocha, B. K. N. D., Campos, T. M., Silva, J., Tavares, L. M. (2024). Fit-for-Purpose Model of HP500 Cone Crusher in Size Reduction of Itabirite Iron Ore. Minerals, 14(9), 919.

Rosière, C. A., Chemale Jr. F. (2000). Itabiritos e minérios de ferro de alto teor do Quadrilátero Ferrífero–uma visão geral e discussão. Geonomos, 8(2), 27-43.

US Geological Survey. (2024). Mineral Commodity Summaries 2024: Iron Ore. National Minerals Information Center: Reston, VA, USA.

Wårell, L. (2018). An analysis of iron ore prices during the latest commodity boom. Mineral Economics, 31, 203-216.

Whiten, W. J. (1974). A matrix theory of comminution machines. Chemical Eng. Science, 29(2), 589-599.



DELME VE PATLATMA
DRILLING AND BLASTING

ANKARA BÜYÜKŞEHİR BELEDİYESİ YENİMAHALLE KARACAKAYA HAMMADDE SAHASININ DELME-PATLATMA ÇALIŞMALARININ BİLGİSAYAR PROGRAMI YARDIMIYLA DEĞERLENDİRİLMESİ VE TASARLANMASI

EVALUATION AND DESIGN OF DRILLING-BLASTING WORKS OF ANKARA METROPOLITAN MUNICIPALITY YENİMAHALLE KARACAKAYA RAW MATERIAL FIELD WITH THE HELP OF COMPUTER PROGRAM

K. B. Çakır[1,*], H. Güneş[2], M. Doğaner[3], H. E. Aykaç[4]

[1] Ankara Büyükşehir Belediyesi, Yol ve Asfalt Şube Müdürlüğü
*(*Sorumlu yazar: kagan_burak_cakir@hotmail.com)*
[2]Ankara Büyükşehir Belediyesi, Yol ve Asfalt Şube Müdürlüğü
[3]Ankara Büyükşehir Belediyesi, Yol ve Asfalt Şube Müdürlüğü
[4]Ankara Büyükşehir Belediyesi, Yol ve Asfalt Şube Müdürlüğü

ÖZET

Gelişen teknolojiyle beraber daha fazla bilgisayar ortamında çalışılmaya başlanmasıyla patlatma dizaynları için pek çok yazılım geliştirilmiştir. Patlatma dizaynının yazılımlar sayesinde gerçekleştirilmesiyle atım sonuçlarının önceden kestirilmesi açısından avantaj sağlanması düşünülmüştür. Ankara İli, Yenimahalle İlçesi bulunan Ankara Büyükşehir Belediyesi uhdesinde bulunan hammadde sahası Karacakaya ariyet ocağında uygulanması planlanan delme-patlatma dizaynı ve ocak geometrisinin bilgisayar programının yardımıyla değerlendirilme ve tasarlanması çalışmaları amaçlanmıştır. Öncelikle hammadde sahasının hali hazır ocak yüzeyi ve basamakları İHA (Dron) ölçümleri yapılarak Coğrafi Bilgi Sistem (CBS) verileri elde edilmiş, veriler bilgisayar programında uygun dönüşüm parametreleriyle farklı formatlara getirilmiş ve modelleme programı ile ocak sahasının üç boyutlu katı cisim modeli elde edilmiştir. Elde edilen üç boyutlu yüzey katı cisim modeli üzerinden literatürde kullanılan bazı patlatma yaklaşımları kullanılarak programın "Açık İşletme Ocak Tasarım" menüsündeki ocak tanımlamaları yapılıp, tanımlanan ocaklara "Patlatma" sekmesi uygulamalarıyla, patlatma yaklaşımları üzerinden patlatma modelleri uygulanmış ve uygulanan farklı modeller arasında karşılaştırmalar yapılmıştır.

Anahtar Sözcükler: Hammadde Sahası, Delme-Patlatma dizaynı, Katı Cisim Model, Coğrafi Bilgi Sistemleri,

ABSTRACT

With the developing technology, many software have been developed for blasting designs as more computer-aided work has begun. It is thought that blasting design will provide an advantage in terms of predicting the results of the shots by performing it with the help of software. The aim is to evaluate and design the drilling-blasting design and pit geometry planned to be implemented in the raw material field Karacakaya borrow pit located in Yenimahalle District of Ankara Province and the Ankara Metropolitan Municipality with the help of a computer program. First of all, the current pit surface and steps of the raw material field were measured by drones and Geographic Information System (GIS) data were obtained, the data were converted to different formats with appropriate transformation parameters in the computer program and a three-dimensional solid body model of the pit was obtained with the modeling program. Using some blasting approaches used in the literature on the obtained three-dimensional surface solid body model, pit definitions were made in the "Open Pit

Pit Design" menu of the program, and blasting models were applied to the defined pits with the "Blasting" tab applications over the blasting approaches and comparisons were made between the different models applied.

Keywords: Raw Material, Drilling-Blasting desing, Solid Body Model, Geographical Information System,

GİRİŞ

Günümüzde taş ocaklarında ve maden işletmelerinde üretilen ürünlerin, hızla gelişen ülkelerin ve endüstrilerinin ihtiyaçlarını karşılayabilmesinde patlatma uygulamalarının önemi oldukça büyüktür. Patlayıcı maddeler ile uygulama biçimleri farklı deneysel araştırmalar ve teknolojik gelişmeler ile her geçen gün kendini güncellenmektedir (Ercins ve Tosun, 2021).

Açık işletme faaliyetleri süreçlerinde birçok ardışık işlemin sayısal modeller ile tasarlanması, mühendislerin uzun olabilecek tasarım çalışmaları yapmalarını gerektirmektedir. Bunların, kısaltarak, seçenekli sonuçlar üretebilmelerine, karşılaştırabilmelerine ve tasarımda etkili olan parametreler üzerinde öncelikli olarak durulmasına olanak sağlanabilir (Çeliksırt ve Erkan, 2015).

Madencilik endüstrisinde de özellikle açık işletme maden planlarının her aşamasında, imalat haritalarının çıkarılmasında, basamak geometrilerinin ve stabilitesinin kontrolünden, saha rehabilitasyon çalışmalarına kadar bir madencilik girişiminin her aşamasında kullanılan İHA'lar, son zamanlarda sahalardaki hassas ve kısa zamanlı alan ve hacim ölçümlerinin yapılmasında aktif halde kullanılmaktadır (Kun ve Özcan, 2019)

Madencilik projeleri esnasında yapılan iki boyutlu çizimler, çıkarılan kesitler ve buna benzer planların yapılması maden yatağının güvenilir bir şekilde temsil edilmesine izin vermemektedir. Bu nedenle planlama aşamasında maden yatağının en iyi şekilde temsil edilmesi ve incelenmesi üç boyutlu modelleme işlemiyle sağlanabilir (Jiang, 1998). Delme-patlatma çalışmalarında ticari nitelikli birçok yazılım geliştirilmiştir. Bunların bir kısmı delme-patlatma tasarımı yapmak, bir kısmı patlatma sonucunu ve patlatmadan kaynaklanan çevresel sorunları analiz etmek için kullanılabilmektedir (Gökkaya, 2011).

Netpro/Mine maden yatağı modelleme ve maden işletmeciliğinin tüm aşamalarını bir arada gerçekleyen Netcad modulüdür. Veri girişi, sayısal arazi modeli oluşturma, 3B görüntüleme ve sayısallaştırma, jeolojik katı modelleme, blok modelleme, jeoistatistiksel kaynak ve rezerv kestirimi, işletme tasarımı ve üretim planlaması gibi tüm araçların Netcad çatısı altında kullanılabilmesini sağlar.

Bu çalışmada delme-patlatma tasarımında Netpro/Mine kullanıp oluşturulan ocak yüzeyinin katı modeli üzerinden Netpro/Mine Açık İşletme uygulamasında patlatma sekmesi kullanılarak değişik patlatma yaklaşımlarına göre basamak dizaynı oluşturulmuştur.

MATERYAL VE YÖNTEM

Çalışma Alanı ve Yeri

Ankara Büyükşehir Belediyesi ait saha Ankara'nın Yenimahalle İlçesinde, Karacakaya mahallesinin kuzeyinde Ankara Melanjı üzerine, gri renkli konglomera, yeşil renkli kumtaşı, şeyl ve marn ardalanmasından oluşan Üst Maastrihtiyen yaşlı Dikmendede Formasyonu uyumlu bir şekilde gelmekte olan I-a Ariyet Hammadde ocağıdır. İşletme fliş karaterli Dikmendede Formasyonu içinde yapılacaktır. Maastrihtiyen yaşlı Dikmendede Formasyonu türbiditik özellikteki konglomera, kumtaşı, şeyl, kiltaşı ve marn ardalanmasından oluşmaktadır. Hammadde ocağında Ankara Büyükşehir Belediyesinin yol çalışmalarına temel ve alttemel malzemesi sağlanmaktadır. Şekil 1'de hammadde sahasının konumu gösterilmiştir.



Şekil 1. Yenimahalle Karacakaya Hammadde Sahasının Yer Buldur Haritası

Hammadde Ocağında Uygulanacak Çalışma Yöntemi

Hammadde sahasında açık işletme patlatmalı üretim yöntemi kullanılmaktadır. Hammadde sahasında yapılan üretim patlatmaları 6 günde bir ayda 4 adet , yılda 40 adet patlatma olarak "Patlayıcı Madde İhtiyaç Raporu" alınmıştır.

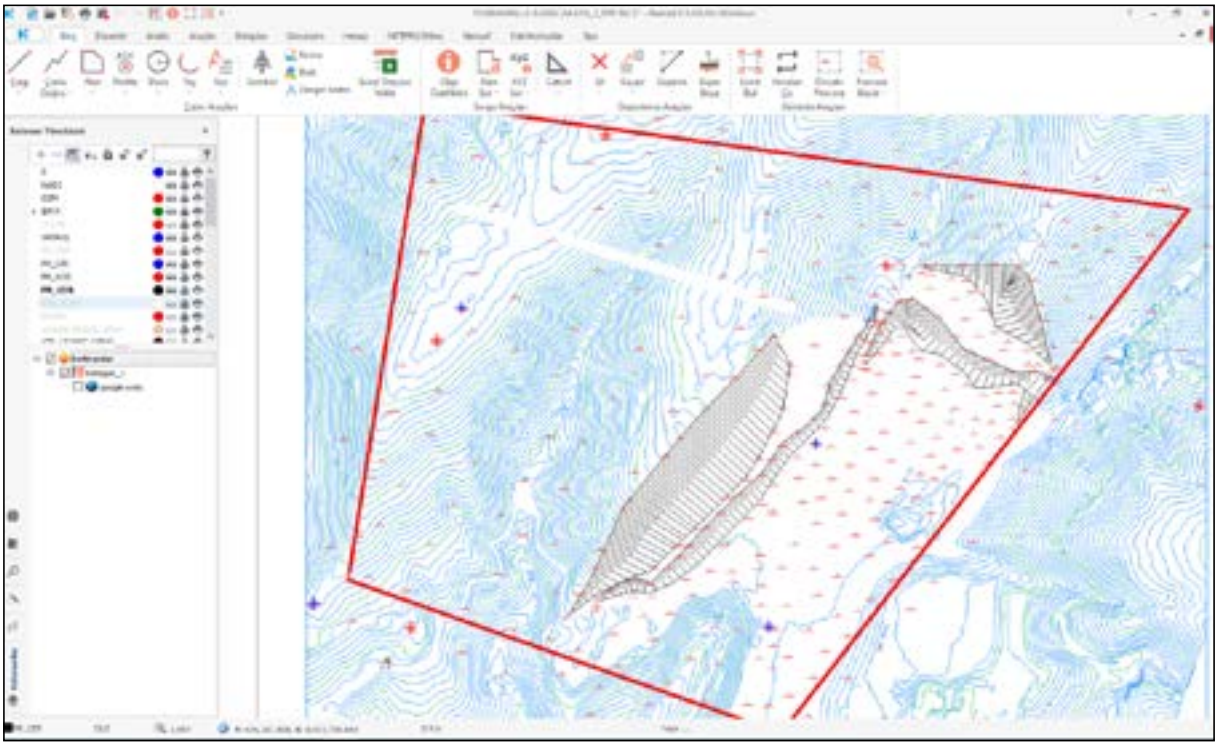
Hammadde ocağının Basamak yüksekliği çoğu patlatmada 10 metre ve delik çapı 89 mm olarak belirlenerek günlük ihtiyaç duyulan üretime göre delme sistemi oluşturulduktan sonra, delikler tek sıra ya da şeş-beş delik düzeninde genellikle 3 sıra halinde delinmektedir. Hammadde ocağında dilim kalınlığı ve delikler arası mesafe üretim ihtiyacına göre değişmekte olup ortalama 3 m olarak delinir. Dilim kalınlığı veya dilim kalınlığının %70 kadar sıkılama yapılır. Delik boyu basamak yüksekliğine bağlı olarak değişkenlik göstermektedir.



Şekil 2. Yenimahalle Karacakaya hammadde çalışma sahası

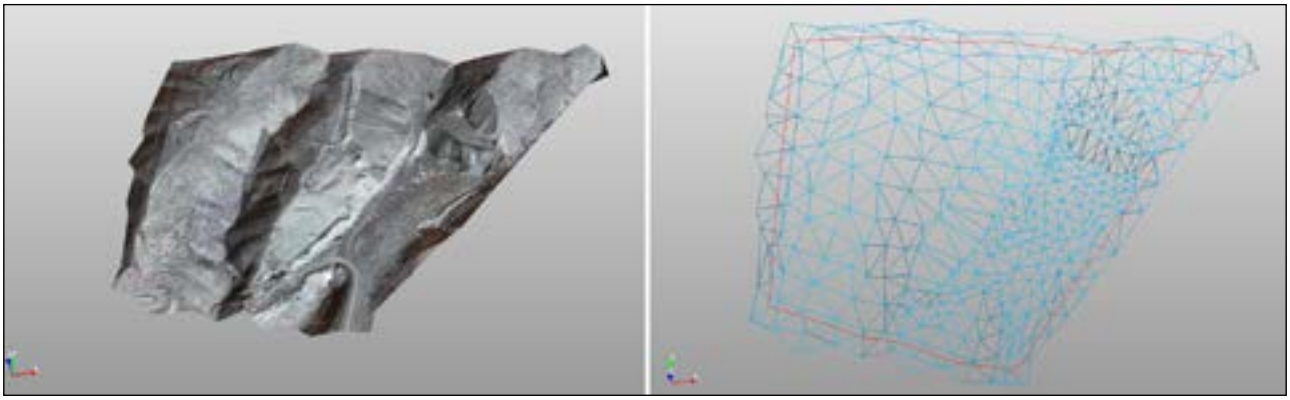
Saha Çalışmaları

Ankara Büyükşehir Belediyesi ait Yenimahalle Karacakaya Hammadde ocağını mevcut ocak yüzeylerin temsil eden hali hazır haritasını hazırlanması için ocak basamaklarının şevaltı, şevüstü ve basamak yüzeyleri RTK destekli İnsansız Hava Aracıyla (İHA) ölçümü yapılarak Hammadde ocağını temsil eden saha verileri Şekil 3'de gösterilen Netcad Bilgisayar Programı aktarılmıştır.



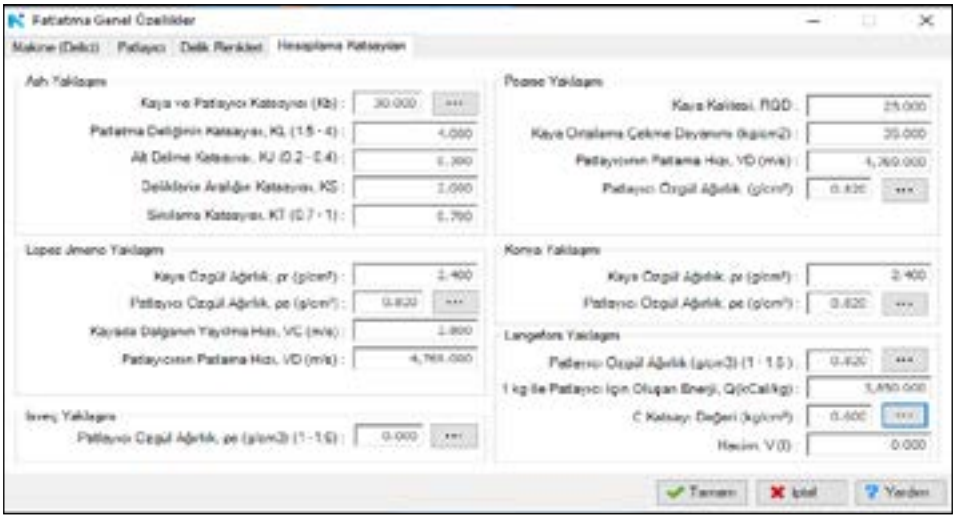
Şekil 3. Netcad GIS arazi verilerin aktarılması

Netcad Bilgisayar Programında sırasıyla Netcad Hesap Modülü , Netcad Surf Modülü, Netcad 3D Modülü ve Netpro/Mine Modülü kullanarak Şekil 4'de gösterilen hammadde sahasının yüzey katı modeli oluşturmuştur.



Şekil 4. Oluşturulan üçgen model ve üç boyutlu görüntüsü

Yüzey katı modele daha sonra Netpro/Mine Açık İşletme Madenciliği programıyla Şekil 5'de Patlayıcı madde ve hammaddenin fiziksel özellikleri temsil eden parametreler baz alınarak değişik patlatma tasarımları uygulanıp yeni Açık İşletme tasarımları oluşturulmuştur.



Şekil 5. Patlatma genel özellikler-hesaplama katsayısı

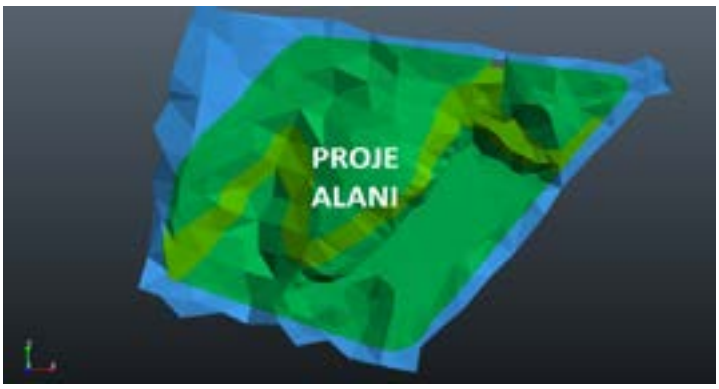
Netpro/Mine patlatma hesaplamalarında Konya yaklaşımına göre dilim kalınlığı 2.30 m, Lopez Jimeno yaklaşımı göre 2.75 m ve Pearse yaklaşımına göre 3,31 m bulunmuştur. Konya yaklaşımında dilim kalınlığı delikler arası mesafe oranı (B/S) 1/2 , Lopez Jimeno yaklaşımında B/S oranı 1/1.25 ve Pearse yaklaşımında B/S oranı 1 olarak kabul edilmiştir.

Netpro/Mine Yerüstü Madenciliği katalog uygulamasıyla farklı ocak tasarımları uygulamasında Konya, Pearse ve Lopez Jimeno yaklaşımlarına göre belirlenen dilim kalınlıklarına göre basamak genişlikleri belirlendi. Her bir yaklaşımda basamak açısı 80 derece, genel şev açısı 45 derece kabul edilerek basamak yüksekliği belirlendi.

Çizelge 1. Patlatma yaklaşımlarına göre basamak geometrisi

Ocak Türü	B	S	yükseklik	genişlik	Şev Açısı	Genel sev
	(m)	(m)	(m)	(m)	(Derece)	(Derece)
Lopez Jimeno	2.75	3.44	8.93	8.25	75	40
Konya	2.30	4.6	10.00	9.20	75	40
Pearse	3.31	3.31	10.75	9.93	75	40

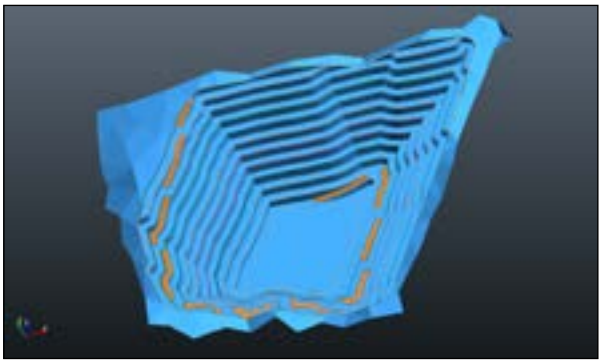
Ankara Büyükşehir Belediyesi ait Yenimahalle Karacakaya Hammadde ocağını temsil eden saha verileri oluşturulan toplamda 120,666.616 m^2 hali hazır ocak yüzeyinin şekil 6'da gösterilen çevresi 1,232.064 m alanı 92,831.571 m2 olan proje alanında 3 farklı yaklaşım türü için Açık İşletme Proje modellemesi yapılmıştır.



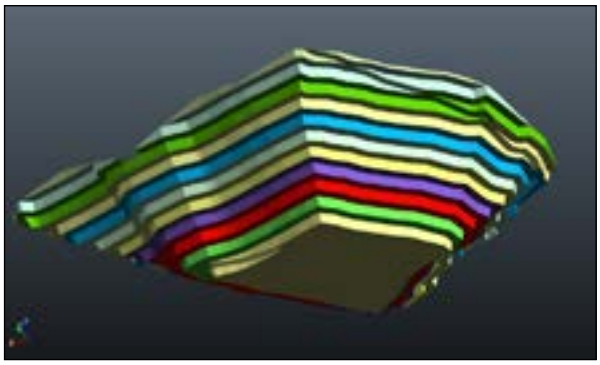
Şekil 6. Açık İşletme Proje modellemesi yapılan proje alanı

Yenimahalle ocağın hali hazır ocak yüzeyi ve Konya yaklaşımına göre oluşturulan 12 adet üretim ocak yüzeyleri Netpro/Mine "Yüzeyler Arası Katı Model" sekmesiyle farkı üretim ocak yüzeyler arasında kademeli olarak katı modeller oluşturup her bir basamak kotundan ne kadar kübaj alınacağı hesaplanmıştır.

Konya yaklaşımına göre oluşturulan 12 adet üretim ocak yüzeyleriyle oluşturulan katı modellerde toplamda 3,293,373.85 m^3 üretim kübajı elde edildi. Pearse yaklaşımına göre oluşturulan 11 adet üretim ocak yüzeyleriyle oluşturulan katı modellerde toplamda 3,346,679.79 m3 üretim kübajı elde edildi. Lopez Jimeno yaklaşımına göre oluşturulan 13 adet üretim ocak yüzeyleriyle oluşturulan katı modellerde toplamda 3,247,097.81 m3 üretim kübajı elde edildi. Şekil 7-a'da oluşturulan ocak yüzeyi Şekil 7-b'de her basamaktaki üretilebilecek malzeme miktarını temsil eden basamak katı modelleri gösterilmiştir.

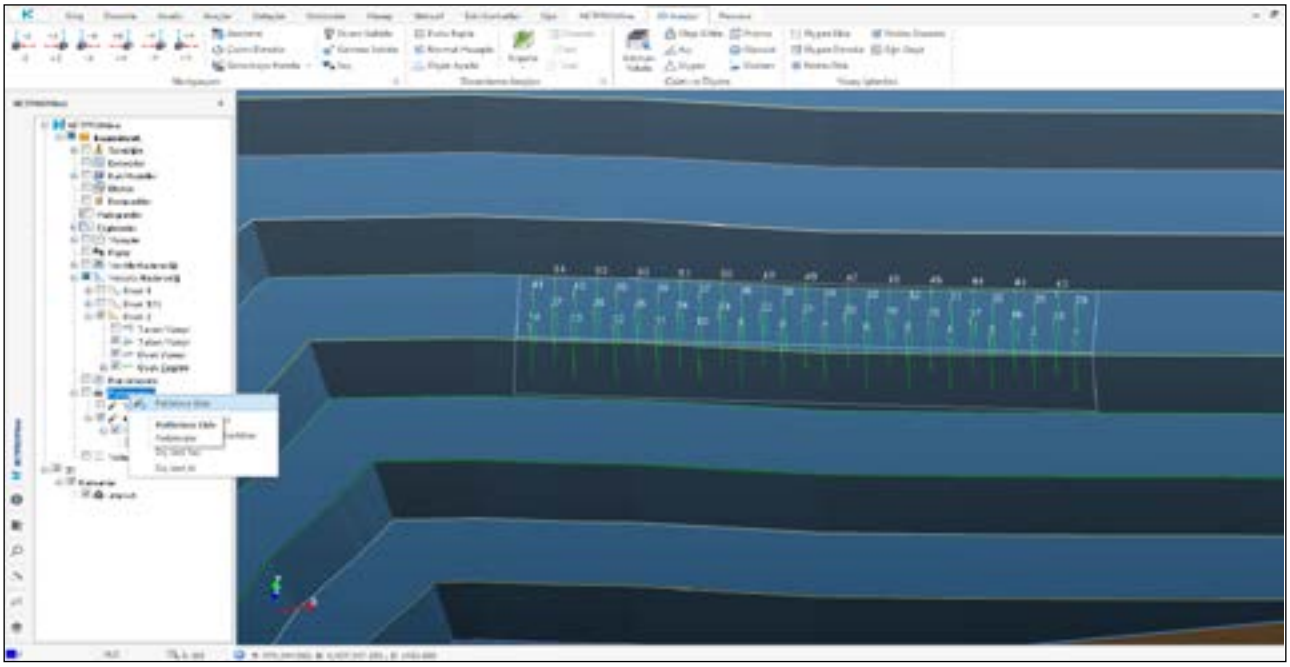


Şekil 7-a Oluşturan ocak yüzeyleri



Şekil 7-b Basamak katı modelleri

Hammadde sahasının mevcut patlatma izninde 2500 kg kadar ANFO miktarını izin verildiğinden oluşturulan patlatma modellerinde; tanımlanan "Konya Yaklaşımı" şekil 8'de gösterildiği gibi 4 sıra halinde 54 adet delik patlatma yüzeyine atandı. Atanan deliklerin dilim kalınlığı 2.30 m, delikler arası mesafe 4.60 m, basamak genişliği 9.04 m ve basamak yüksekliği 10.00 m dir. Delik çapı 89 mm olduğu ve sıkılama mesafesi 1.61 m uygulandığı için kolon şarj boyu 9.08 m kolon şarj ağırlığı 46.21 kg olarak belirlendi.



Şekil 8. Patlatma yüzeyine delik tanımlama

54 adet patlatma deliğinde kullanılan anfo miktarı 2,495.34 kg olduğu hesaplanmıştır. 2,495.34 kg patlayıcıyla 5,713.2 m^3 malzeme kübajı elde edilmesiyle, Konya yaklaşımına göre tasarlanan patlatma projesinde özgül şarj 0.44 kg/m^3 bulundu. Çizelge 2'de Konya yaklaşımına göre patlatma kübajı ve özgül şarj gösterilmiştir.

Çizelge 2. Konya yaklaşımına göre patlatma kübajı ve özgül şarj

Basamak Adı	Delik Adedi	ANFO		Üretilen Kübaj		Özgül Sarj
		1 delik (kg)	1 patlatma (kg)	1 delik (kg)	1 Patlatma (m^3)	(kg/ m^3)
1.Basamak	54	46.21	2495.34	105.8	5713.2	0.44
2.Basamak	54	46.21	2495.34	105.8	5713.2	0.44
3.Basamak	54	46.21	2495.34	105.8	5713.2	0.44
4.Basamak	54	46.21	2495.34	105.8	5713.2	0.44
5.Basamak	54	46.21	2495.34	105.8	5713.2	0.44
6.Basamak	54	46.21	2495.34	105.8	5713.2	0.44
7.Basamak	54	46.21	2495.34	105.8	5713.2	0.44
8.Basamak	54	46.21	2495.34	105.8	5713.2	0.44
9.Basamak	54	46.21	2495.34	105.8	5713.2	0.44
10.Basamak	54	46.21	2495.34	105.8	5713.2	0.44
11 Basamak	54	46.21	2495.34	105.8	5713.2	0.44
12 Basamak	54	46.21	2495.34	105.8	5713.2	0.44

Pearse ve Lopez Jimeno yaklaşımına göre patlatma kübajı ve özgül şarjı çizelge 3 ve çizelge 4'te gösterilmiştir.

Çizelge 3. Pearse yaklaşımına göre patlatma kübajı ve özgül şarj

Basamak Adı	Delik Adedi	ANFO		Üretilen Kübaj		Özgül Sarj
		1 delik (kg)	1 patlatma (kg)	1 delik (kg)	1 Patlatma (m^3)	(kg/ m^3)
1.Basamak	54	46.01	2484.54	117.77808	6360.01605	0.39
2.Basamak	54	46.01	2484.54	117.77808	6360.01605	0.39
3.Basamak	54	46.01	2484.54	117.77808	6360.01605	0.39
4.Basamak	54	46.01	2484.54	117.77808	6360.01605	0.39
5.Basamak	54	46.01	2484.54	117.77808	6360.01605	0.39
6.Basamak	54	46.01	2484.54	117.77808	6360.01605	0.39
7.Basamak	54	46.01	2484.54	117.77808	6360.01605	0.39
8.Basamak	54	46.01	2484.54	117.77808	6360.01605	0.39
9.Basamak	54	46.01	2484.54	117.77808	6360.01605	0.39
10.Basamak	54	46.01	2484.54	117.77808	6360.01605	0.39
11 Basamak	54	46.01	2484.54	117.77808	6360.01605	0.39

Çizelge 4. Lopez Jimeno yaklaşımına göre patlatma kübajı ve özgül şarj

Basamak Adı	Delik Adedi	ANFO		Üretilen Kübaj		Özgül Sarj
		1 delik (kg)	1 patlatma (kg)	1 delik (kg)	1 Patlatma (m^3)	(kg/ m^3)
1.Basamak	56	39.85	2231.6	84.4778	4730.7568	0.47
2.Basamak	56	39.85	2231.6	84.4778	4730.7568	0.47
3.Basamak	56	39.85	2231.6	84.4778	4730.7568	0.47
4.Basamak	56	39.85	2231.6	84.4778	4730.7568	0.47
5.Basamak	56	39.85	2231.6	84.4778	4730.7568	0.47
6.Basamak	56	39.85	2231.6	84.4778	4730.7568	0.47
7.Basamak	56	39.85	2231.6	84.4778	4730.7568	0.47
8.Basamak	56	39.85	2231.6	84.4778	4730.7568	0.47
9.Basamak	56	39.85	2231.6	84.4778	4730.7568	0.47
10.Basamak	56	39.85	2231.6	84.4778	4730.7568	0.47
11 Basamak	56	39.85	2231.6	84.4778	4730.7568	0.47
12.Basamak	56	39.85	2231.6	84.4778	4730.7568	0.47
13.Basamak	56	39.85	2231.6	84.4778	4730.7568	0.47

Üretilen her bir üretim basamağını temsil eden katı modeller, aynı basamakta Konya, Pearse ve Lopez Jimeno yaklaşım türüne göre dizayn edilmiş patlatma tasarımı sonucu oluşturulan patlatma dizayn katı modelliyle elde edilen kübajla orantılı olarak aynı basamakta kaç adet patlatma yapılması gerektiği hesaplandı. Çizelge 5'de Konya yaklaşımına göre, Çizelge 6.'da Pearse yaklaşımına göre, Çizelge 7.'de Lopez Jimeno yaklaşımına göre patlatma sayısı ve ocak üretimi miktarları gösterilmiştir.

Çizelge 5. Konya yaklaşımına göre patlatma sayısı ve ocak üretimi

Basamak Adı	Yükseklik (m)	Katı Model İsmi	Üretim Kübajı (m3)	Patlatma Kübajı (m3)	Kullanılan Anfo (Teorik Kg)	Patlatma Sayısı (Teorik)	Patlatma Sayısı (Uygulanan)
1.Basamak	10	Katı Model_konya_0-1	73149.761	5713.20	2495.34	12.803641	13
2.Basamak	10	Katı Model_konya_1-2	258205.18	5713.20	2495.34	45.194493	46
3.Basamak	10	Katı Model_konya_2-3	376292.97	5713.20	2495.34	65.863783	66
4.Basamak	10	Katı Model_konya_3-4	446286.1	5713.20	2495.34	78.114909	79
5.Basamak	10	Katı Model_konya_4-5	565706	5713.20	2495.34	99.017363	100
6.Basamak	10	Katı Model_konya_5-6	480273.3	5713.20	2495.34	84.063799	85
7.Basamak	10	Katı Model_konya_6-7	375238.03	5713.20	2495.34	65.679134	66
8.Basamak	10	Katı Model_konya_7-8	281996.76	5713.20	2495.34	49.35881	50
9.Basamak	10	Katı Model_konya_8-9	200709.59	5713.20	2495.34	35.130852	36
10.Basamak	10	Katı Model_konya_9-10	129863.23	5713.20	2495.34	22.730383	23
11 Basamak	10	Katı Model_konya_10-11	73930.379	5713.20	2495.34	12.940275	13
12 Basamak	10	Katı Model_konya_11-12	31722.583	5713.20	2495.34	5.552507	6

Çizelge 6. Pearse yaklaşımına göre patlatma sayısı ve ocak üretimi

Basamak Adı	Yükseklik (m)	Katı Model İsmi	Üretim Kübajı (m3)	Patlatma Kübajı (m3)	Kullanılan Anfo (Teorik Kg)	Patlatma Sayısı (Teorik)	Patlatma Sayısı (Uygulanan)
1.Basamak	10.75	Katı Model_Pearse_0-1	90557.74	6360.02	2433.2	14.238602	15
2.Basamak	10.75	Katı Model_Pearse_1-2	298239.59	6360.02	2433.2	46.892898	47
3.Basamak	10.75	Katı Model_Pearse_2-3	421780.18	6360.02	2433.2	66.31747	67
4.Basamak	10.75	Katı Model_Pearse_3-4	535521.43	6360.02	2433.2	84.20127	85
5.Basamak	10.75	Katı Model_Pearse_4-5	590045.84	6360.02	2433.2	92.774269	93
6.Basamak	10.75	Katı Model_Pearse_5-6	476728.31	6360.02	2433.2	74.957092	75
7.Basamak	10.75	Katı Model_Pearse_6-7	360126.55	6360.02	2433.2	56.623529	57
8.Basamak	10.75	Katı Model_Pearse_7-8	259235.62	6360.02	2433.2	40.760215	41
9.Basamak	10.75	Katı Model_Pearse_8-9	171984.41	6360.02	2433.2	27.041505	28
10.Basamak	10.75	Katı Model_Pearse_9-10	99663.87	6360.02	2433.2	15.67038	16
11 Basamak	10.75	Katı Model_Pearse_10-11	42796.27	6360.02	2433.2	6.7289563	7

Çizelge 7. Lopez Jimeno yaklaşımına göre patlatma sayısı ve ocak üretimi

Basamak Adı	Yükseklik (m)	Katı Model İsmi	Üretim Kübajı (m3)	Patlatma Kübajı (m3)	Kullanılan Anfo (Teorik Kg)	Patlatma Sayısı (Teorik)	Patlatma Sayısı (Uygulanan)
1.Basamak	8.93	Katı Model_Jimeno_0-1	33457.595	6617.52	2433.2	5.0559114	6
2.Basamak	8.93	Katı Model_Jimeno_1-2	184099.46	6617.52	2433.2	27.820009	28
3.Basamak	8.93	Katı Model_Jimeno_2-3	296058.39	6617.52	2433.2	44.738571	45
4.Basamak	8.93	Katı Model_Jimeno_3-4	358402.13	6617.52	2433.2	54.159584	55
5.Basamak	8.93	Katı Model_Jimeno_4-5	454145.05	6617.52	2433.2	68.62768	69
6.Basamak	8.93	Katı Model_Jimeno_5-6	486181.65	6617.52	2433.2	73.46886	74
7.Basamak	8.93	Katı Model_Jimeno_6-7	412602.64	6617.52	2433.2	62.35004	63
8.Basamak	8.93	Katı Model_Jimeno_7-8	329342.19	6617.52	2433.2	49.76822	50
9.Basamak	8.93	Katı Model_Jimeno_8-9	254806.19	6617.52	2433.2	38.504785	39
10.Basamak	8.93	Katı Model_Jimeno_9-10	188457.95	6617.52	2433.2	28.478637	29
11 Basamak	8.93	Katı Model_Jimeno_10-11	129531.76	6617.52	2433.2	19.574064	20
12.Basamak	8.93	Katı Model_Jimeno_11-12	79574.986	6617.52	2433.2	12.024895	13
13.Basamak	8.93	Katı Model_Jimeno_12-13	40437.835	6617.52	2433.2	6.1107235	7

SONUÇLAR

Hali hazır ocak yüzeyinde mevcut çalışma yöntemi ve arazi yapısına uygun olacak şekilde proje alanın belirlenerek Netpro/Mine Yerüstü Madencilik uygulamasıyla ; Konya, Pearse ve Lopez Jimeno'a ait patlatma yaklaşımlarına göre belirlenen dilim kalınlıkları baz alınarak oluşturulan basamak geometrilerine göre Açık İşletme Projeleri belirlendi.

Konya yaklaşımıyla üretilen 12 adet üretim basamağında toplamda 3,293,373.85 m^3 ocak üretimi için, teorik olarak kullanılması gereken anfo miktarı 1,454,783.22 kg olduğu hesaplandı.

Pearse yaklaşımıyla üretilen 11 adet üretim basamağında toplamda 3,346,679.79 m^3 ocak üretimi için, teorik olarak kullanılması gereken anfo miktarı 1,292,029.2 kg olduğu hesaplandı.

Lopez Jimeno yaklaşımıyla üretilen 13 adet üretim basamağında toplamda 3,247,097.81 m^3 ocak üretimi için, teorik olarak kullanılması gereken anfo miktarı 1,211,733.6 kg dır.

Uygulanan patlatma yaklaşım projelerinde Pearse yaklaşımına göre tasarlana Açık İşletme Projesinden teorik olarak diğer yaklaşım türlerinden fazla miktarda malzeme kübajı alındığı , Jimeno yaklaşımında en az malzeme kübajı alındı belirlendi.

Pearse yaklaşımı en yüksek üretim (3,346,679.79 m^3) ve en düşük özgül şarj (0.39 kg/m^3) verdi. Bu, hem yüksek üretim hem de daha verimli patlayıcı kullanımı anlamına geliyor.

Pearse yaklaşımı baz alınarak oluşturulan modelleme hammadde sahasında uygulama çalışmalarında kullanılarak işletme faaliyetleri ve aktif üretimdeki verimliliğine olan katkısı incelenecektir.

Tasarlanan Açık İşletme projeleri sabit dilim kalınlığı ve basamak genişliği üzerinden tanımlanan basamak geometrisi, bu geometri üzerinden alınabilecek üretim üzerine oluşturulmuştur.

Ocak tasarımda basamak açısı 80° genel şev açısı 45° kabul edilerek yapılan ocak dizaynı, ocağın formasyon durumuna göz önünde bulundurularak Netpro/Mine Rakortman özelliğiyle bazı bölümlerinde farklı şev açısı ve genel şev açısı tanımlanarak , üretim ve patlatma senaryoları değişik olan açık işletme projeleri tasarlanabilir.

Rezerv hesaplaması ve ocak planlamasında Netpro/Mine bilgisayarlı modelleme tekniği kullanımı ile daha düzenli bir çalışma yapılacağı, üretim verimliliğinin artırılacağı, karşılaşılabilecek risklerin azaltılacağı düşünülmektedir.

KAYNAKLAR

Çeliksırt,C.& Erkan, V. (2015). Delme-Patlatma Parametrelerinin DelPat v8 Yazılımı ile Tasarlanması ve Uygulamadaki Sonuçlarının Karşılaştırılması,8. Delme-Patlatma Sempozyumu (pp. 77), İstanbul

Doğaner, M. (2022) Mamak İlçesi Kıbrıs Taş Ocağındaki Delme-Patlatma Çalışmalarının Değerlendirilmesi ve İyileştirilmesi, Yüksek Lisans Tezi, Konya Teknik Üniversitesi, Maden Mühendisliği Anabilim Dalı, Konya

Ercins, S. & Tosun, A. (2021). Patlatma Uygulamalarından Kaynaklanan Hava Şoku ve Gürültü Parametrelerinin Değerlendirilmesi, 10. Delme-Patlatma Sempozyumu (pp. 281), Antalya

Gökkaya, M. (2011). JKSimBlast Programı Yardımıyla Basamak Patlatma Tasarımı ve Taşocağı Uygulaması, Lisans Tezi, Afyon Kocatepe Üniversitesi Mühendislik Fakültesi Maden Mühendisliği Bölümü, Afyonkarahisar

Jiang, Y. D. (1998). An Interactive 3-D Mine Modeling, Visualization and Information System, *Queen's University Kingston*.

Kun, M. & Özcan, B. (2019). Maden Ocaklarında İnsansız Hava Aracı Kullanımı: Örnek Bir Saha Çalışması, BAUN Fen Bil. Enst. Dergisi, 21(2), 554-564

AÇIK OCAK PATLATMALARINDA ÇİFT YEMLEME UYGULAMASININ İNFİLAK HIZI VE TANE BOYUTUNA ETKİSİ

THE EFFECT OF DOUBLE PRIMING APPLICATION ON VELOCITY OF DETONATION AND PARTICLE SIZE IN OPEN-PIT BLASTING

M. H. Çelik*, E. Yılmazkaya

Hacettepe Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Ankara
**(muhammet.celik@hacettepe.edu.tr)*

ÖZ

Patlatma uygulamaları, açık ocak madenciliğinde üretim verimliliğini doğrudan etkileyen temel süreçlerden biridir. Bu çalışmada, çift yemleme yönteminin patlatma performansına etkileri deneysel bulgulara dayalı olarak değerlendirilmiştir. Değerlendirme sürecinde, farklı yemleme tasarımlarına sahip patlatmalarda delik içi infilak hızı ve patlatma sonrası tane boyutu dağılımı analiz edilmiştir. Karşılaştırmalı saha verileri, çift yemleme uygulamasının yalnızca infilak hızında artış sağlamakla kalmayıp, aynı zamanda kolon boyunca daha kararlı bir infilak profili elde edilmesine katkı sağladığını göstermektedir. Bu durumun detonasyon enerjisinin kayaca daha etkin şekilde aktarılmasına ve parçalanma verimliliğinin artmasına neden olduğu gözlemlenmiştir. Elde edilen sonuçlar, çift yemlemenin özellikle uzun delik uygulamalarında etkili bir yöntem olduğunu, kazı ve yükleme süreçlerinde operasyonel verimliliği artırıcı yönde katkılar sunduğunu göstermektedir.

Anahtar Kelimeler: açık ocak, patlatma, çift yemleme, infilak hızı, tane boyutu

ABSTRACT

Blasting applications are fundamental processes that directly affect production efficiency in open-pit mining. In this study, the effects of the double priming method on blasting performance were evaluated based on experimental findings. The evaluation involved the analysis of detonation velocity inside the blast hole and the post-blast particle size distribution in blasts conducted with different priming configurations. Comparative field data demonstrated that double priming not only provided an increase in detonation velocity but also contributed to a more stable detonation profile along the blast column. This condition was observed to enhance the transmission of detonation energy into the rock mass and improve fragmentation efficiency. The results indicate that the method offers operational benefits in excavation and loading processes, and that double priming is an effective technique, particularly in long-hole applications.

Keywords: open-pit, blasting, double priming, detonation velocity, particle size

GİRİŞ

Açık ocak madenciliğinde delme-patlatma operasyonları, üretimin ilk ve en kritik aşamasıdır. Patlayıcıların deliğe yerleştirilme biçimi, ateşleme tasarımı ve delik geometrisi gibi faktörler, patlatmanın başarısını

doğrudan etkilemektedir. Özellikle uzun deliklerde enerji kaybı nedeniyle oluşan eksik detonasyonlar, yetersiz parçalanma ve operasyonel verim kaybına neden olabilmektedir (Kılıç vd., 2019). Bu sorunları minimize etmek adına çift yemleme yöntemi kullanılmakta ve patlayıcının tüm kolon boyunca kararlı infilak etmesi hedeflenmektedir. Literatürde bu yöntemin tane boyutu dağılımı üzerine olumlu etkileri olduğu gösterilmiştir; ancak infilak hızı üzerine etkisi sınırlı sayıda çalışmada doğrudan ölçülmüştür. Bu çalışmada, çift yemlemenin delik içi infilak hızına olan etkisi deneysel olarak incelenmiş ve sonuçları analiz edilmiştir.

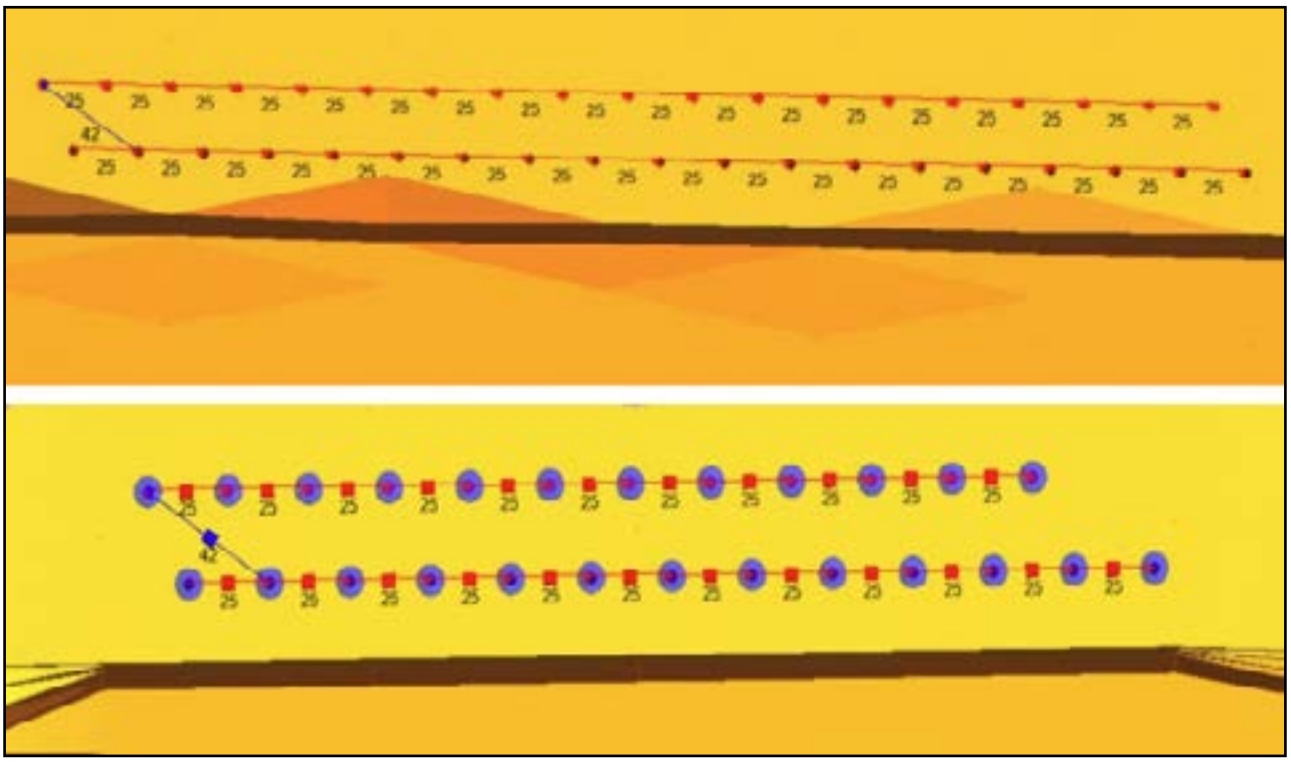
MATERYAL VE YÖNTEM

Bu çalışmada, Niğde ili Hıdırlık mevkiinde bulunan bir açık ocak kalsit işletmesinde yapılan iki ayrı patlatma karşılaştırmalı olarak değerlendirilmiştir. Patlatmaların her ikisi de benzer jeolojik formasyonda ve benzer patlatma parametreleri ile gerçekleştirilmiş olup, tek fark yemleme yöntemidir (Şekil 1). İlk patlatmada yalnızca tek yemleme, ikinci patlatmada ise çift yemleme yöntemi uygulanmıştır.



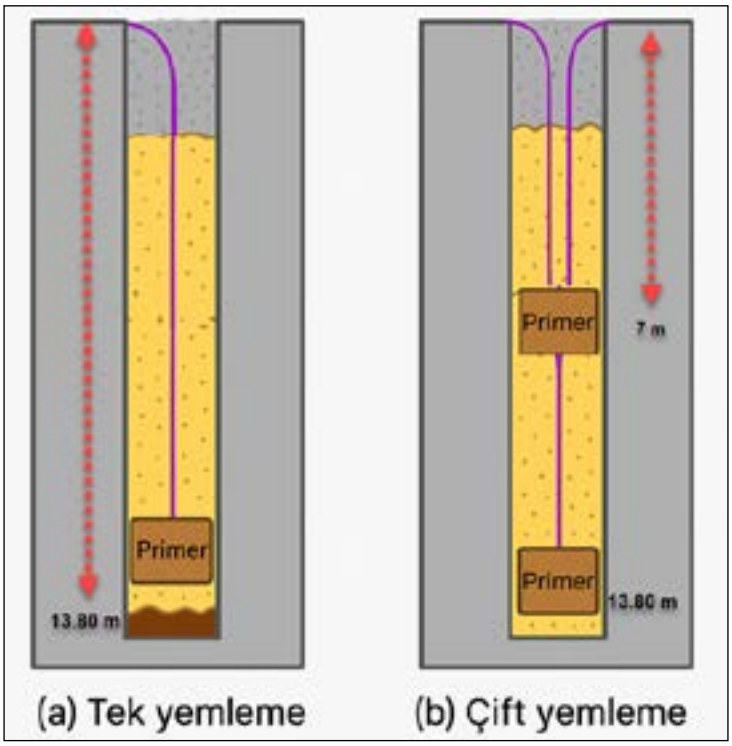
Şekil 1. Çalışmada gerçekleştirilen patlatma alanları

Her iki uygulamada da delik çapı 89 mm, delik uzunluğu yaklaşık 13,80 m'dir. Patlatma deliklerinde 0,5 kg kapsüle duyarlı dinamit (Kapeks Nova80) ve 50 kg ANFO kullanılmıştır. Gecikme düzeni her iki uygulamada da sabit tutularak delik içi 500 ms, delikler arası 25 ms ve sıralar arası 42 ms olarak ayarlanmıştır. Şekil 2'de her iki patlatmaya ait ateşleme tasarımı sunulmuştur.



Şekil 2. İlk patlatma (üstte) ve ikinci patlatma (altta) ateşleme düzenleri

İkinci yemleyici delik içerisine yaklaşık olarak 7. metrede yerleştirilmiş ve ara sıkılıma uygulaması yapılmadan kullanılmıştır. Şekil 3'te delik içi yemleyici düzeni verilmiştir. İnfilak hızı ölçümleri için (VOD-Velocity of Detonation ölçümü) her iki patlatmada da MREL firmasına ait "Microtrap VOD/Data Recorder" cihazı kullanılmıştır (Şekil 5). Ölçüm alınan deliklerin tabanına direnç kablosu (prob) bağlanmış, bu prob dinamit kartuşuna monte edilerek delik içine yerleştirilmiştir. Yüzeydeki anten bağlantısı ile cihazdan veri kaydı alınmış ve sonuçlar "Data Acquisition Suite" yazılımı ile analiz edilmiştir. Şekil 4 ve Şekil 5'te ölçüm sistemine ait saha uygulamaları görülmektedir.





Şekil 4. Dinamit–prob bağlantısı (solda) ve deliğe yerleştirilmiş hali (sağda)



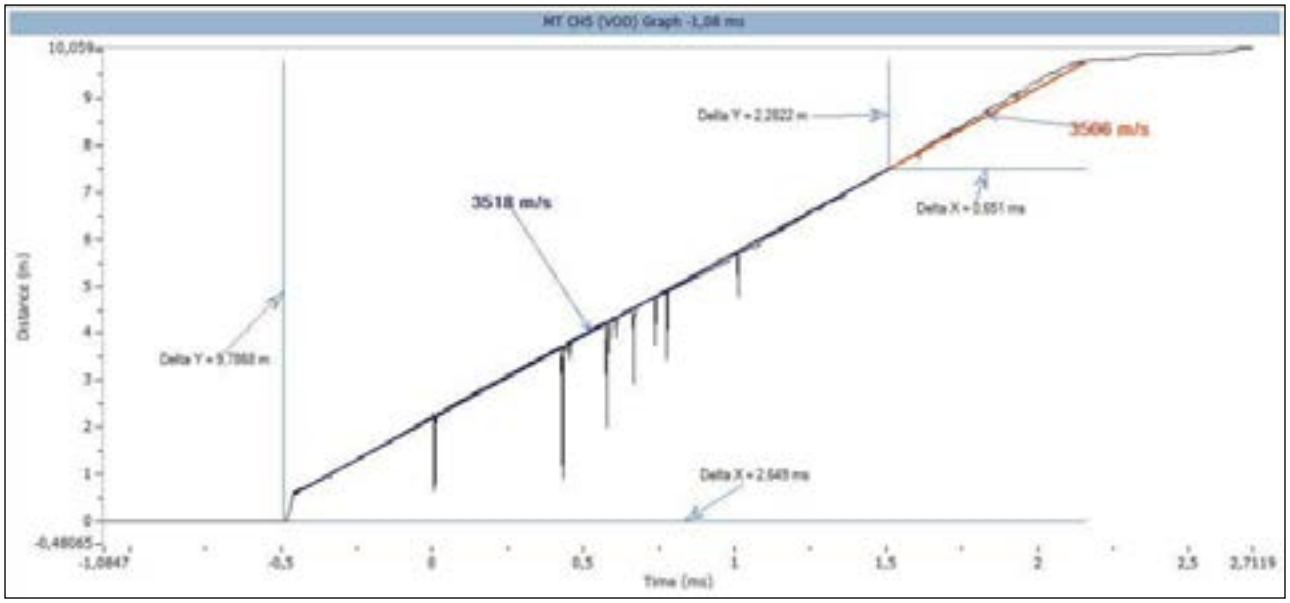
Şekil 5. Sahaya yerleştirilen infilak hızı ölçer cihaz

Her iki patlatma sonrasında da sahadan alınan infilak hızı verileri, delik içindeki patlayıcının infilak kararlılığı açısından karşılaştırmalı olarak değerlendirilmiştir. Ayrıca, her iki uygulamanın yükleme-yığın formuna ve tane boyutu dağılımına etkisi gözlemlenmiş ve "Bulgular" bölümünde detaylı olarak analiz edilmiştir. Tane boyutu verileri daha sağlıklı analiz için her iki patlatmada da yığının 3 farklı noktasından alınan görseller ile ayrı ayrı incelenip son olarak ortak tane boyutu analiz grafikleri elde edilmiştir.

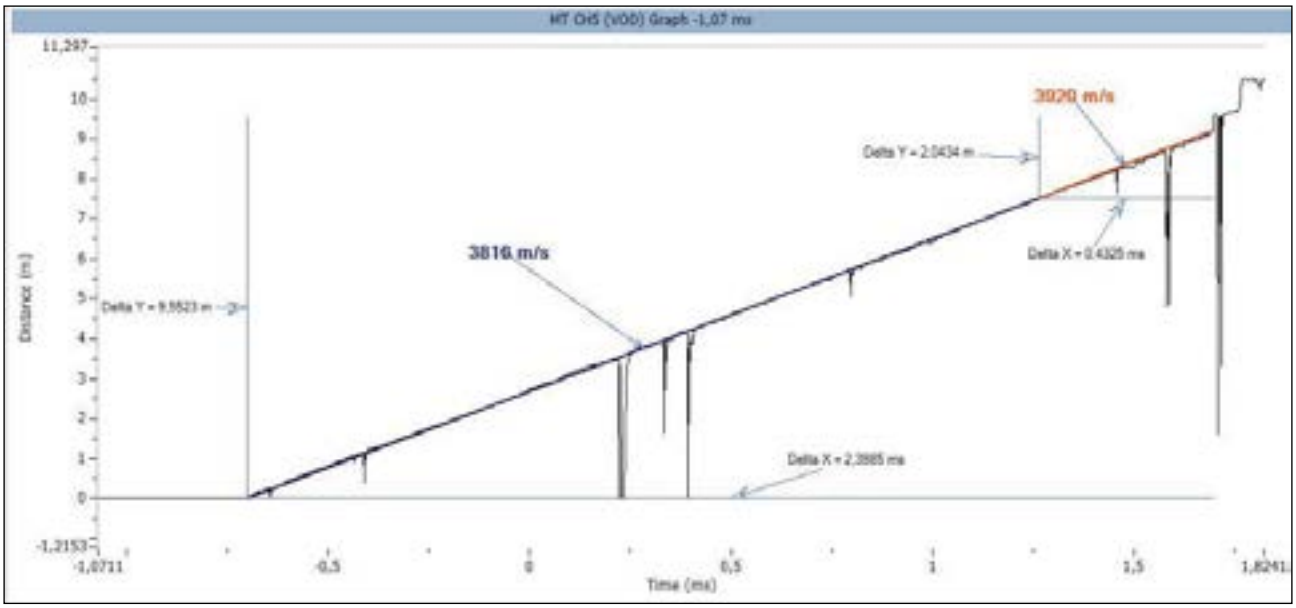
BULGULAR VE DEĞERLENDİRME

Sahada gerçekleştirilen iki ayrı patlatma sonrası elde edilen infilak hızı verileri, patlayıcının infilak kararlılığı ve enerji iletimi açısından karşılaştırılmıştır. Tek yemleme yapılan ilk patlatmada infilak hızı ortalama 3518 m/s olarak ölçülmüş, kolon boyunca stabil olmakla birlikte 7,5 metreden sonra 3506 m/s seviyesine düşerek %0,3 oranında ihmal edilebilir bir azalma göstermiştir. Bu durum, enerji iletiminde az da olsa bir zayıflama olduğunu ve kolon sonuna doğru infilakın kararlılığını kısmen yitirdiğini göstermektedir.

Çift yemleme uygulanan ikinci patlatmada ise infilak hızı başlangıçta 3816 m/s olarak ölçülmüş ve kolon sonuna doğru 3920 m/s seviyesine yükselerek yaklaşık %2,7 oranında bir artış göstermiştir. Bu artış, ikinci yemleyicinin detonasyon basıncına katkı sağladığını ve kolonun tamamında kararlı bir infilak süreci sağladığını ortaya koymaktadır. Şekil 6 ve Şekil 7›de her iki uygulamaya ait infilak hızı ölçüm grafiklerine yer verilmiştir.



Şekil 6. Tek yemlemeli patlatmada infilak hızı ölçüm grafiği



Şekil 7. Çift yemlemeli patlatmada infilak hızı ölçüm grafiği

Öncelikle delik içi infilak hızları karşılaştırıldığında tek yemleme kullanılarak yapılan patlatmada, 7,20 metreye kadar 3518 m/s olan infilak hızı 3506 m/s ölçülerek %0,3 oranda ihmal edilebilir ölçüde bir düşüş görülmektedir. Çift yemleme kullanılarak yapılan ikinci patlatmada ise delik içerisinde 7,20 metreye kadar 3816 m/s olan infilak hızı sonrasında 3920 m/s ölçülerek %2,7 oranda bir artış görülmüştür.

İnfilak hızında meydana gelen yaklaşık %3'lük bu fark detonasyon basıncı açısından Eşitlik 1'deki formül kullanılarak hesaplanabilir (Olofsson, 1997).

$$P_0 = 2.5 \times d \times 10^{-6} \times VOD^2 \quad (1)$$

Buna göre d: yoğunluk (g/cm³), VOD: infilak hızı (m/s). ANFO yoğunluğu 0.8 g/cm³ olarak alınırsa;

$P_1 = 2.5 \times 0.8 \times 10^{-6} \times 3518^2 = 29{,}12$ kbar

$P_2 = 2.5 \times 0.8 \times 10^{-6} \times 3920^2 = 30{,}73$ kbar

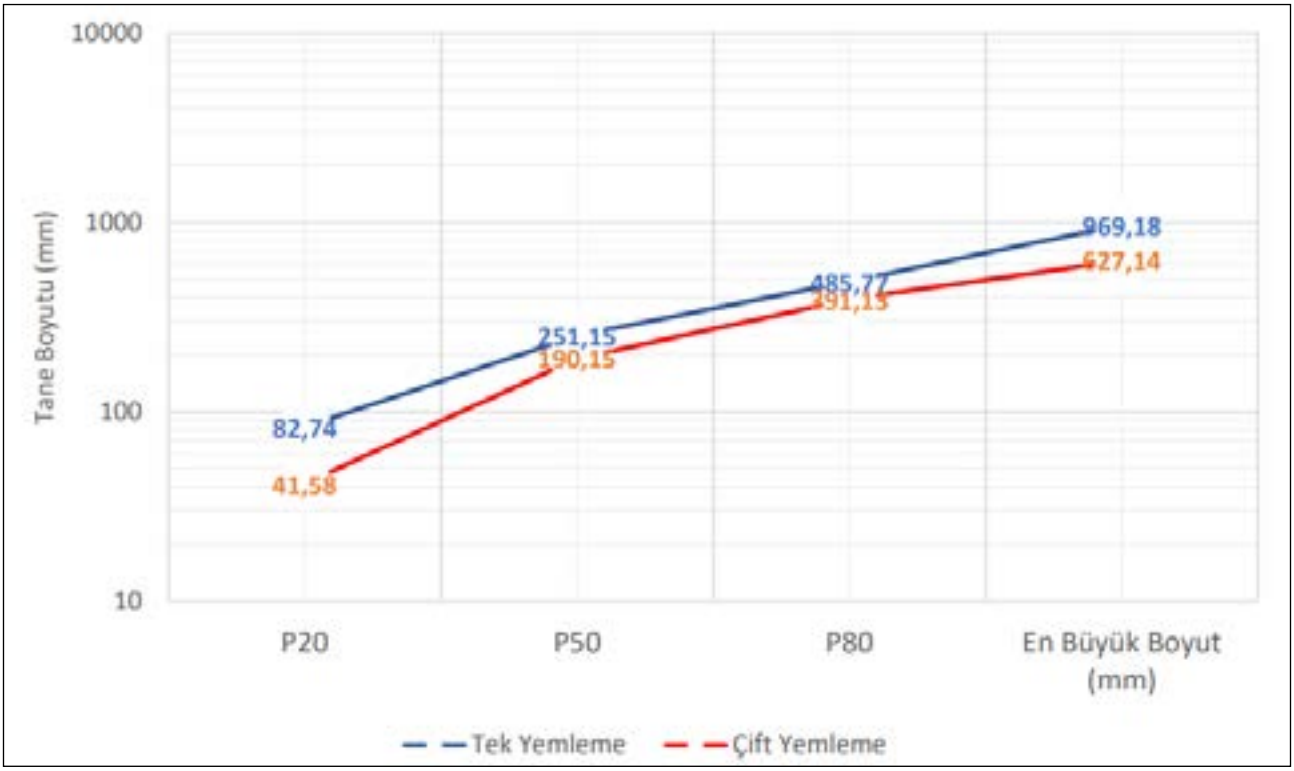
Bulunan bu iki değer karşılaştırıldığında detonasyon basıncında ikinci yemleyicinin etkisiyle %5,5 oranda bir artış olduğu görülmektedir. Bu artışın parçalanmaya etkisi sahada gözlemlendiğinde, ilk patlatmaya göre ikinci patlatmada basamak şevinin net bir şekilde kesildiği ve parçalanmanın tane boyutu açısından daha homojen bir yapıda olduğu tespit edilmiştir. Şekil 8 ve Şekil 9'da fotoğrafları paylaşılmış olan patlatma sonrası yığın formlarından da görülebileceği üzere, tek yemleyici kullanılan patlatmada patar diye tabir edilen büyük çaplı kayalar görülmekte ve sıkışık bir yığın formu gözlenmekte iken, çift yemleyici kullanılan patlatmada daha homojen yapıda bir yığın formu görülmektedir.



Şekil 9. Çift yemleme ile yapılan patlatma yığın formu

Patlatma sonrası sahadan alınan yığın fotoğrafları kullanılarak yapılan dijital görüntü işleme analizleri (Split-Desktop) ile elde edilen tane boyutu verileri Çizelge 1'de özetlenmiştir. Tek yemlemeli uygulamada parçalanma daha az homojen olup P80 değeri 485,7 mm olarak bulunmuştur. Buna karşın çift yemlemeli uygulamada P80 değeri 391,1 mm'ye düşerek %19.4 oranında tane boyutunda küçülme sağlanmıştır. Şekil 10'da her iki uygulamanın ortak tane boyu analiz grafikleri karşılaştırmalı olarak gösterilmektedir.

	1. PATLATMA				2. PATLATMA			
Tane Boyutu Dağılımı	1	2	3	Ortak Analiz	1	2	3	Ortak Analiz
P20 (mm)	56,81	87,37	80,43	82,74	78,77	55,55	34,19	41,58
P50 (mm)	243,66	269,31	199,7	251,15	260,83	176,35	154,00	190,15
P80 (mm)	492,58	474,63	320,59	485,77	448,56	358,00	378,52	391,13
En Büyük Boyut (mm)	910,34	836,97	534,8	969,18	656,23	562,28	640,78	627,14



Şekil 10. Patlatmaların tane boyutu karşılaştırmalı grafiği

SONUÇLAR

Çift yemleme uygulamasının delik içi infilak hızına etkisi sınırlı olmakla birlikte, kolon boyunca daha kararlı bir infilak süreci sağladığı gözlemlenmiştir. Deneysel ölçümlerde çift yemleme ile infilak hızında sadece %2.7'lik bir artış görülse de, bu artış detonasyon basıncında %5,5'e varan bir yükselişe karşılık gelmektedir. Bu durum, enerjinin patlatma kolonundan kayaca daha etkin aktarılmasını desteklemektedir.

Tane boyutu analizlerinde ise çift yemleme kullanımının belirgin bir fark yarattığı tespit edilmiştir. P80 değerindeki yaklaşık %19'luk düşüş, parçalanma yapısında daha ince, homojen ve yüklemeye uygun bir yığın formunun elde edilmesini sağlamıştır. Özellikle uzun delik uygulamalarında, şev stabilitesi ve yükleme verimi gibi operasyonel parametreler üzerinde olumlu etkiler sağladığı gözlemlenmiştir.

Sonuç olarak, çift yemleme yöntemi, infilak hızını dramatik şekilde artırmasa da; detonasyon enerjisinin iletimi, parçalanma kalitesi ve saha verimliliği açısından önemli katkılar sunmaktadır. Sahadaki uygulama koşulları ve delik uzunluğu gibi etkenler dikkate alınarak, özellikle kritik üretim alanlarında tercih edilmesi fayda sağlayacaktır.

TEŞEKKÜR

2023 yılında yaptığımız bu çalışmada destekleri için başta Görkem İlik olmak üzere KAPEKS firmasına teşekkür ederiz.

KAYNAKLAR

Çelik, M.H. (2023). Açık Ocak Madenlerdeki Patlatma Operasyonlarında Çift Yemleme Kullanımının İnfilak Hızı, Tane Boyutu ve Fragmantasyona Etkilerinin İncelenmesi. Yüksek Lisans Tezi, Hacettepe Üniversitesi, Ankara.

Kılıç, Ü., Derya, M. (2019). Yemleme İlkeleri ve Detonasyon Dinamikleri. TMMOB Maden Mühendisleri Odası, İleri Patlatma Eğitimi Notları.

Olofsson, S. (1997). Applied Explosives Technology for Construction and Mining. Sweden: Applex.

A SIMULATION MODEL TO EVALUATE BLASTHOLE DRILLING KEY PERFORMANCE METRICS

K. Kaya[1], O. Gölbaşı[2, *]

[1] Öksüt *Gold Mine, Mine Planning Division, Develi/Kayseri, Türkiye*
[2] *Middle East Technical University, Department of Mining Engineering,* Çankaya/Ankara, *Türkiye*
*(*Corresponding Author: golbasi@metu.edu.tr)*

ABSTRACT

In most mining methods, drilling and blasting are fundamental operational activities used for rock fragmentation. Typically, drilling is conducted to create holes in which explosives can be placed to facilitate the blasting of material for production purposes. The present study develops an advanced event simulation algorithm specifically designed to reveal the dynamic interactions occurring during production drilling operations at open-pit mines. This algorithm is intended to monitor, quantify, and assess the Key Performance Indicators (KPIs) of production drilling operations, where various interactive uncertainties may arise. The simulation was applied for a realistic scenario that incorporates factors such as precipitation conditions, the presence of clayey formations, stochastic malfunctions in driller performance, and varying operator competency levels, all within the context of a multi-driller operation. The simulation results revealed that the driller's penetration rate can decrease by more than 50% in clayey formations compared to non-clayey formations. Additionally, over half of the driller malfunctions may be attributed to bit wear and tear. The model enables users to determine the complete operational profile of the drilling process by estimating the range of expected durations for a specific drilling pattern, as integrated into the geological map.

Keywords: Surface mine, production drilling, key performance indicators (KPI), discrete-event simulation

INTRODUCTION

Mining is an inherently multidisciplinary field that integrates elements of geology, engineering, economics, and environmental science. It encompasses a series of interrelated stages, including exploration, development, ore and waste extraction, mineral processing, and mine closure. Drilling is one of the most widely employed activities throughout the entire life of mine, from exploration to mine closure. Depending on the stage and objective, drilling can be categorized into exploration, production, and pre-split drilling. During the exploration phase, it is primarily conducted to obtain crushed or core samples for the characterization of ore and waste materials, including their geomechanical properties. In the production phase, drilling is used to create space for explosive charging in blasting operations, including both production and pre-split drilling. Additionally, drilling facilitates the collection of grade control samples from drillholes to support accurate resource evaluation and mine planning.

Drilling is a critical component of mining operations, as the effectiveness of blasting and the resulting production rates are significantly influenced where drilling is not performed in compliance with the required design parameters and the pre-determined schedule. Drillers with varying advance rates and bit diameters

are employed in these operations concerning energy requirements for the unit volume of blasted material. However, various uncertainties associated with the drilling stages may arise in the field, potentially impacting overall productivity and profitability. To achieve a comprehensive understanding of drilling, it is essential to consider several key factors: (i) geological uncertainties, including structural features, groundwater conditions, clay presence, mineralogy, and rock properties; (ii) equipment-related uncertainties, such as the capacity, performance, availability, and maintainability of drilling machinery; (iii) environmental and climatic conditions, including seasonal variations, topography, and extreme temperatures; and (iv) the competency and experience of the drilling crew.

The primary objective of this study is to develop a discrete-event simulation algorithm to analyze the interdependencies within production drilling operations at surface mines. By utilizing this simulation, mining companies can evaluate and optimize drilling patterns, driller configurations, and maintenance schedules to enhance performance and reduce costs. The algorithm helps in deriving policies to improve equipment availability, minimize downtime, increase driller performance, and accelerate drilling advances. The algorithm was applied to an actual drilling operation in an open-pit mine, involving three active drillers and two spares, two major geological formation according to availability of clay, four different seasonality periods specific to the mining area and various maintainability and reliability characteristics of drillers.

BACKGROUND

Mining plays a crucial role in the global economy by providing essential raw materials for various industries. A core component of mining operations is the drilling process, which is integral to safely and efficiently extracting minerals. Drilling is primarily used to create blast holes for explosives in most mining methods, except dimension stone quarrying. In surface mining, drilling serves multiple purposes, including exploration, drainage, slope stability, and foundation testing. The effectiveness of drilling operations can significantly impact mining productivity, as precise hole placement and proper safety protocols are essential for reducing risks to workers. Various factors, such as geological formations, equipment capabilities, and crew competency, must be considered for successful production drilling (Kennedy, 1990; Ugurlu, 2018).

The efficiency of drilling operations is influenced by a range of factors, including drilling parameters, equipment reliability, operator expertise, and environmental conditions. Previous research has demonstrated that the penetration rate (PR), a key indicator of drillability, is affected by rock properties, machine parameters, and operational practices (Aalizad et al., 2012; Bilim & Karakaya, 2021). To predict PR across varying geological formations, artificial intelligence (AI) models, such as artificial neural networks (ANNs), have been developed. For instance, Aalizad et al. (2012) introduced an ANN model to estimate the penetration rate of rotary-percussive drills using inputs such as rock properties, drilling conditions, and drilling pattern data. The real-time optimization of drilling parameters has also been shown to enhance operational performance and reduce costs, as demonstrated by studies employing techniques like multiple linear regression (Eren and Ozbayoglu, 2010). Basarir et al. (2014) utilized adaptive neuro-fuzzy inference systems (ANFIS) and multiple regression methods to forecast PR, using data from four distinct sites that included rock properties and operational variables. Similarly, Taheri et al. (2016) investigated the influence of rock properties, including uniaxial compressive strength, P-wave velocity, and density, on PR through multiple regression analyses. Rais et al. (2017) conducted experimental research examining the effects of variable bit rotation speed and pressure on drilling performance in different geological formations. Ugurlu and Kumral (2020) incorporated simulation techniques to assess drill bit performance and wear, and proposed optimized bit replacement strategies. Song et al. (2022) applied a Bayesian optimization algorithm to formulate strategies aimed at reducing specific energy consumption and bit costs, while enhancing PR and overall drilling efficiency. Moreover, adverse weather conditions, such as heavy rainfall, snow, and extreme temperatures, can cause substantial disruptions, highlighting the need for real-time monitoring and preventive maintenance to sustain efficient drilling operations (Ozdemir & Kumral, 2019).

Although drilling plays a critical role in mining operations, achieving a clear and comprehensive and dynamic evaluation of the various factors that influence its efficiency and effectiveness remains challenging. While some studies have attempted to address this issue, the existing literature lacks a thorough evaluation of drilling operations that fully captures the complex dynamics in production drilling activities. The current study aims to develop a simulation framework that models the full cycle of a production drilling activity and reveal its KPIs, incorporating key uncertainties related to operational conditions, equipment effectiveness and maintenance profiles, operator efficiency, as well as geological and weather-related factors.

DEVELOPMENT OF THE SIMULATION ALGORITHM

The developed algorithm is designed to manage and quantify Key Performance Indicators (KPIs) for production drilling in surface mines, utilizing continuous event simulation to explore the interactions between primary and secondary drilling parameters. This approach offers insights into performance fluctuations, accounting for uncertainties under varying operational conditions. The simulation model in this study is defined as stochastic, dynamic, and continuous, which ensure its ability to accommodate random input variables and reflect the unpredictable nature of drilling operations. The system state is monitored at time intervals, capturing variations in performance over time. The model is highly adaptable, accounting for diverse failure modes, equipment types, seasonal impacts, crew skills, and geological uncertainties. It evaluates KPIs influenced by environmental, geological, crew-related, and equipment-related factors. The system is structured around six main submodules, each with specific identifiers and functions, providing a comprehensive view of the challenges and variables that affect drilling operations (Figure 1).

- *ID01 Seasonal Check Module*: Assesses the impact of seasonal variations on drilling operations, considering the particular challenges and advantages associated with different seasons in the relevant implementation area.
- *ID02 Preventive Maintenance Monitoring Module*: Focuses on proactive maintenance by ensuring regular equipment inspections and maintenance to avoid potential disruptions in operations.
- *ID03 Pre-start Checklist Evaluation Module*: Ensures that all necessary preconditions and checklist items are verified for each driller before beginning operations, facilitating a smooth start to drilling activities.
- *ID04 Drilling Operation Module*: Manages the core drilling processes, addressing geological uncertainties and crew competencies to optimize drilling performance.
- *ID05 Corrective Maintenance Module*: Addresses equipment failures or malfunctions by outlining corrective actions and strategies to restore operational efficiency and driller productivity.
- *ID06 Result Storage and Monitoring Module*: Collects and stores data on Key Performance Indicators (KPIs) at the end of each simulation cycle, providing insights into operational effectiveness and identifying areas for improvement.

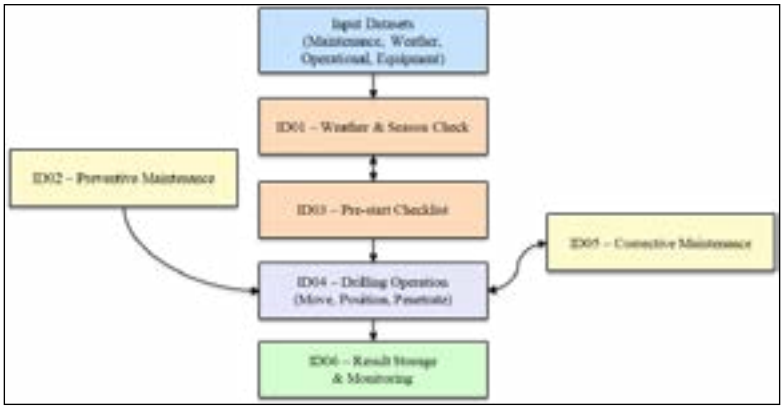


Figure 1. Workflow diagram of the algorithm

The algorithm flow of the simulation model is discussed below.

1. The algorithm's logic flow begins by introducing all variables, parameters, and functions. The input dataset includes four main data types:

a. *Maintenance Dataset*: This data details the corrective and preventive maintenance characteristics of driller components. Corrective maintenance data consists of probability density functions (PDFs) for the survival, , *f(x)i,* and repair times, *g(x)i,* of key failure-inducing components. Here, six main failure-inducing components are observed as bit, rod, shank, rock drill, hydraulic, and mechanics that are indexed *i={1,…,6}*, respectively. In addition to corrective maintenance, scheduled preventive maintenance (PM) is also carried out on specific components. Default PM intervals in the model are 250h, 500h, 1000h, 2000h, and 6000h with the specific work packages of engine oil renewal, hydraulic oil renewal, full-scale alteration of all filters, replacement of belt cover gasket valve adjustments, and replacement of belt cover gasket (extensive) valve adjustments (extensive), respectively. Moreover, before drilling each pattern, the driller undergoes a pre-check. If any issues are detected, a recovery attempt is made, which can have three potential effects on the driller's operability for the current task. First, if the recovery is minor and quick, it will only cause a delay in starting the operation. Second, if a major recovery is needed, the operation will be postponed, and the driller will be prepared for the next pattern. Third, if the recovery does not affect the current operation, no unavailability will occur, as the issue will be resolved after the task.

b. *Weather Dataset*: Weather conditions significantly impact the initiation and continuity of drilling operations. In unfavorable weather, drilling may be canceled for the scheduled pattern, or operations may begin but progress slower, leading to extended completion times due to challenges in movement and drilling. The model incorporates the effect of seasonality, based on local weather conditions, rather than calendar seasons. The impact of seasonality on movement speed is determined through expert opinions from a driller operator and a drilling engineer.

c. *Operational Dataset*: It includes administrative and technical decisions related to drilling operations, such as the number of drillholes, spacing and burden distances, expected start times, clay material availability in each drillhole, operator efficiency, and administrative holidays. Clay availability is used as a factor in this study to assess its impact on drilling. Although the geological model may indicate clay presence, it does not always accurately predict its effect on drilling. In this model, the default clay availability is assumed to be 20% of the total blastholes, though this can be adjusted specific to the application site.

d. *Equipment Dataset*: It includes specifications on walking times between the rows (TBR(t), walking speed between the holes (W.Speed(t) positioning (Positioning(t)), and penetration rates (PR(t), as these factors influence the time intervals between actions.

2. After introducing the input dataset and variables, a starting date (t_{ad}) is assigned, with the first day of January set as the default, though it can be changed depending on the analysis period. Once a drilling operation is completed for t_{ad}, its value is incremented to evaluate the next day's operation. A single simulation concludes when the active date reaches the target observation date (tt). For example, if simulating a full year of operations, tt would be set to 365.

3. Weather conditions are assessed to determine whether drilling will proceed or be canceled. Each season has distinct probabilities for operations based on local weather. Adverse conditions like excessive wind, snow, or fog may lead to cancellations. A binary decision (1/0) is made randomly based on cancellation probabilities. If conditions are unfavorable, operations are skipped; if not, the model checks for delays. Delay probability varies by season and is randomly determined, adding extra time to both active and total days. If conditions are favorable but rainy or snowy, operations will begin, though efficiency will decrease. Finally, the pre-start checklist evaluation will be initiated.

4. If a drilling operation proceeds, each driller follows the pre-checklist, with varying frequencies for each item. Maintenance actions are determined based on the attempt type. If all pre-checklist items pass, the driller engine starts and begins its first movement.

5. Blasting pattern data is retrieved alongside equipment monitoring. This includes the number of patterns, drillhole codes for each driller, and clay availability. For example, if three drillers work together, the first can be assigned to drill between DH01-70, the second between DH71-140, and the third between DH141-200. Drillhole IDs are sequentially assigned, and each is linked to a binary value (1/0) indicating clay availability.

6. An active driller can perform one of three actions: movement, positioning, or penetration. Movement types include traveling from the starting point to the first drillhole, between drillholes in the same row, and between rows. Movement speed is randomly assigned based on the driller's density functions, accounting for ground and weather conditions. After movement, the driller positions itself at the drillhole markers, with positioning time varying randomly. Once positioned, the driller begins penetration, with a randomly assigned rate influenced by driller type and clay availability. Clay is assumed to be present in approximately 20% of blastholes as default, though this varies and should be verified with more data. For multi-driller operations, the start and end drillholes are pre-defined. Once drilling is finished, the drillers return to their initial positions.

7. After completing pattern drilling for the active date, the active date is incremented, and decisions for the subsequent dates are made. The active hour (t_{ah}) is also tracked. This allows operation and maintenance decisions, along with availability statuses, to be recorded from a reference point. A simulation is considered complete when the target observation time ends. The simulation is repeated multiple times to cover various possible scenarios within the observation period. Additionally, Day Time (DT) is tracked, with the operation assumed to finish within a 24-hour period. If DT exceeds 24 hours, the operation ends, and the active date is incremented. The model can be computed for a particular period or date.

8. During the simulation, data is collected to evaluate key performance indicators (KPIs) for drilling operations, including: average penetration rate per driller, the ratio of cumulative penetration time to engine hours for each driller, average penetration rate under different weather and ground conditions, total time spent per drillhole, driller utilization and availability, total corrective maintenance time per year, and total preventive maintenance time per year.

IMPLEMENTATION OF THE SIMULATION MODEL

Input Dataset

Table 1 summarizes the probability density functions (PDFs) and fixed parameters used in the simulation. These inputs were derived from field measurements and expert assessments. PDFs were applied to randomize uncertain events such as component failures, repair durations, and movement speeds, while fixed parameters describe the geometry of the blasting pattern and machine specifications. For instance, the Time Between Failures (TBF) of drill components was modeled using a triangular distribution, reflecting expert knowledge of minimum, most-likely, and maximum lifetimes. Similarly, penetration rates were modeled as stochastic variables depending on clay availability in the ground.

As shown in Table 1, six failure-inducing components are identified, each characterized by distinct time-between-failure (TBF_component (t)) and time-to-repair (TTR_component (t))) probability functions. The driller components are assumed to have similar characteristics across different drillers. Additionally, operational parameters such as walking time between rows (TBR(t)), penetration rate (PR(t)), positioning time (Positioning(t)), and the time required for the first movement to the first drillhole (FM(t)) are specified based on the application site. Other sources of uncertainty, modeled using probability density functions (PDFs), include the dust collector pipe cleaning time (DCPC_driller), rod coupling time (CT_driller (t)), checklist completion time (Checklist(t)) and the walking speeds of the drillers W.Speed(t)).

The blasting pattern examined in this case study consists of 450 drillholes (BHN), with burden and spacing distances of 3.00 meters and 3.25 meters, respectively, and a drilling height of 5.5 meters. The simulation was conducted over a one-year period, involving three active drillers of two types (T35 and T40) and two spares.

Table 1. Parameters and probability density functions (PDF) used in the application

PDFs		Parameters	
Abbreviation	**Value**	**Abbreviation**	**Value**
$TBF_{component}(t)$	$TBF_1(t)$: tri, dist(400, 2000,4000)	Burden	3
	$TBF_2(t)$: tri, dist(3860,6750,9000)	Spacing	3.25
	$TBF_3(t)$: tri, dist(8210,11730,21900)	Drillhole Length	5.5
	$TBF_4(t)$: tri, dist(9000,16200,30000)	BHN	450
	$TBF_5(t)$: tri, dist(2970,6930,13860)	LB	60
	$TBF_6(t)$: tri, dist(3465,6930,13860)	Num of Drillers	5 (2 spares)
$TTR_{component}(t)$	$TTR_1(t)$: tri, dist(7,10,20)	ST	365
	$TTR_2(t)$: tri, dist(5,10,30)	Shift	3
	$TTR_3(t)$: tri, dist(45,60,150)		
	$TTR_4(t)$: tri, dist(450,990,6930)		
	$TTR_5(t)$: tri, dist(120,450,2700)		
	$TTR_6(t)$: tri, dist(660,990,6390)		
$TBR(t)$	$TBR(t)$: tri, dist(20,30,45)		
$PR(t)$	$PR(t)$: tri, dist(0.55,1.2,1.6)		
$Positioning(t)$	$Positioning(t)$: tri, dist (7,9,20)		
$FM(t)$	$FM(t)$: tri, dist(8,12,25)		
$DCPC_{driller}(t)$	$DCPC_1(t)$: tri, dist(1,1.5,6)		
	$DCPC_2(t)$: tri, dist(1,1.5,6)		
	$DCPC_3(t)$: tri, dist(1,1.5,6)		
	$DCPC_4(t)$: tri, dist(1,1.5,6)		
	$DCPC_5(t)$: tri, dist(1,1.5,6)		
	$DCPC_6(t)$: tri, dist(1,1.5,6)		
$CT(t)$	$CT(t)$: tri, dist(10,12,15)		
$Checklist(t)$	$Checklist(t)$: tri, dist(15,20,30)		
$W.Speed(t)$	$W.Speed(t)$: tri, dist(0.47,0.7,1)		

Model Results

Table 2 presents the descriptive statistics of the Key Performance Indicators (KPIs) obtained from 1000 simulation runs. The results demonstrate that:

- Engine Hours (EH) vs. Rock Drill Hours (RDH): On average, drillers spend ~4300 h/year running, but only ~3000 h engaged in actual drilling, indicating ~30% of engine time is lost to non-productive activities such as movements, delays, and maintenance.

- Penetration Rate (PR): The average PR under normal conditions is 1.36 m/min, but it decreases by ~50% in clay zones (down to 0.64–0.68 m/min).

- Availability & Utilization: Drill availability is ~86%, meaning machines are mechanically ready most of the time, while utilization is higher (~94%), showing efficient use when available.

- Maintenance & Failures: Bit wear (Comp 1) accounts for the majority of failures (>110 events per year per driller), while mechanical (Comp 6) failures take the longest to repair (up to 120 h).

- Weather: Adverse weather causes ~300 h of delays and ~15 full days of lost work annually, significantly extending drilling completion time.

Table 2. Descriptive statistics of KPIs derived from the simulation results

Variable	Mean	StDev	Q1	Median	Q3
Driller 1 - EH (h)	4326.70	46.00	4292.40	4326.20	4355.20
Driller 2 - EH (h)	4247.60	77.90	4178.20	4242.80	4308.40
Driller 3 - EH (h)	4113.70	89.10	4045.40	4109.80	4173.30
Driller 1 - RDH (h)	3001.30	36.90	2977.80	3001.30	3027.30
Driller 2 - RDH (h)	2945.90	54.60	2894.70	2943.80	2989.50
Driller 3 - RDH (h)	3070.00	66.90	3020.20	3068.90	3116.90
Driller 1 - Advanced Rate (m/min)	0.94	0.00	0.94	0.94	0.95
Driller 2 - Advanced Rate (m/min)	0.94	0.00	0.94	0.94	0.95
Driller 3 - Advanced Rate (m/min)	1.02	0.00	1.02	1.02	1.02
Penetration Rate (m/min)	1.36	0.00	1.36	1.36	1.36
Driller 1 - Availability	0.86	0.01	0.86	0.86	0.87
Driller 2 - Availability	0.86	0.01	0.85	0.86	0.86
Driller 3 - Availability	0.87	0.02	0.86	0.87	0.89
Driller 1 - Utilization	0.94	0.01	0.94	0.94	0.95
Driller 2 - Utilization	0.93	0.00	0.93	0.93	0.94
Driller 3 - Utilization	0.95	0.01	0.95	0.95	0.96
Comp 1 Repair Time (h)	23.30	1.03	22.47	23.20	23.95
T40 Comp 1 # of Failure	112.42	4.16	110.00	112.00	115.75
T35 Comp 1 # of Failure	115.96	4.22	113.00	116.00	119.00
Comp 2 Repair Time (h)	6.82	0.49	6.47	6.82	7.12
T40 Comp 2 # of Failure	26.77	0.81	26.00	27.00	27.00
T35 Comp 2 # of Failure	27.37	0.85	27.00	27.00	28.00
Comp 3 Repair Time (h)	17.43	1.71	16.30	17.43	18.57
T40 Comp 3 # of Failure	12.23	0.83	12.00	12.00	13.00
T35 Comp 3 # of Failure	12.74	0.67	12.00	13.00	13.00
Comp 4 Repair Time (h)	46.55	3.96	44.21	45.91	49.59
T40 Comp 4 # of Failure	9.15	0.71	9.00	9.00	10.00
T35 Comp 4 # of Failure	9.48	0.79	9.00	9.00	10.00
Comp 5 Repair Time (h)	77.90	5.01	74.17	77.96	81.43
T40 Comp 5 # of Failure	31.42	1.46	30.00	32.00	32.00
T35 Comp 5 # of Failure	30.66	0.91	30.00	31.00	31.00
Comp 6 Repair Time (h)	120.61	6.92	115.70	120.35	125.48
T40 Comp 6 # of Failure	30.52	1.62	29.00	30.00	32.00
T35 Comp 6 # of Failure	29.20	1.37	28.00	29.00	30.00
T40 PR at Clay Zone (m/min)	0.64	0.01	0.64	0.65	0.65
T35 PR at Clay Zone (m/min)	0.68	0.01	0.67	0.68	0.68
Delay Time Due to Weather (h)	300.64	27.82	282.00	295.50	321.13
Non-Working Days Due to Weather	14.69	3.19	12.00	15.00	17.00
Drilling Completion Time (h)	18.37	0.27	18.21	18.35	18.57

CONCLUSIONS

Production drilling is a key activity in surface mining, and its performance must be tracked with Key Performance Indicators (KPIs). The developed simulation model provides a practical framework to evaluate drilling under real-world conditions by incorporating geological, equipment, crew, and environmental factors, and quantifying metrics such as penetration rate, utilization, and maintenance impact.

The model was applied to a realistic dataset from a gold mine. A significant reduction in penetration rate in clay zones was obtained by comparing the overall mean penetration (1.36 m/min) with the much lower penetration in clay zones (0.64–0.68 m/min), as shown in Table 2. In addition, bit wear is observed to be the primary cause of malfunctions with the high number of failures recorded, exceeding 110 events per year. Similarly, the role of adverse weather was quantified through the model, which predicted an average of 300 hours of delays annually due to seasonal conditions. Overall, the model provides valuable insights for optimizing drilling configurations, maintenance schedules, and drilling patterns, thereby improving productivity and reducing operational costs in mining operations.

ACKNOWLEDGEMENT

The authors acknowledge the financial support provided by the Scientific and Technological Research Council of Türkiye (TÜBİTAK) under the 2224-B Program.

REFERENCES

Aalizad, S. A., &Rashidinejad, F. (2012). Prediction of penetration rate of rotary-percussive drilling using artificial neural networks - A case study. Archives of Mining Sciences, 57(3), 715–728. https://doi.org/10.2478/v10267-012-0046-x

Basarir, H., Tutluoglu, L., & Karpuz, C. (2014). Penetration rate prediction for diamond bit drilling by adaptive neuro-fuzzy inference system and multiple regressions. Engineering Geology, 173, 1–9. https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2014.02.006

Bilim, N., & Karakaya, E. (2021). Penetration Rate Prediction Models for Core Drilling. Mining, Metallurgy and Exploration, 38(1), 359–366. https://doi.org/10.1007/s42461-020-00322-6

Eren, T., & Ozbayoglu, M. E. (2010). Real time optimization of drilling parameters during drilling operations. SPE Oil and Gas India Conference and Exhibition 2010, OGIC, 2010-Janua (Miska 1988). https://doi.org/10.2118/129126-ms

Kennedy, B. A. (1990). Surface Mining (2nd ed.). Society for Mining, Metallurgy, and Exploration

Ozdemir, B., & Kumral, M. (2019). Analysing human effect on the reliability of mining equipment. International Journal of Heavy Vehicle Systems, 26(6), 872–887. https://doi.org/10.1504/IJHVS.2019.102716

Rais, K., Kara, M., Gadri, L., Hadji, R., & Khochman, L. (2017). Original approach for the drilling process optimization in open cast mines; case study of KEF Essenoun open pit mine northeast of Algeria. Mining Science, 24, 147–159. https://doi.org/10.5277/msc172409

Song, J., Wang, J., Li, B., Gan, L., Zhang, F., Wang, X., & Wu, Q. (2022). Real-Time Drilling Parameter Optimization Model Based on the Constrained Bayesian Method. Energies, 15(21). https://doi.org/10.3390/en15218030

Taheri, A., Qao, Q., & Chanda, E. (2016). Drilling Penetration Rate Estimation using Rock Drillability Characterization Index. Journal of The Institution of Engineers (India): Series D, 97(2), 159–170. https://doi.org/10.1007/s40033-015-0104-6

Ugurlu, O. F. (2018). Operation Management of Drilling Processes in Surface Mining. McGill University, Montreal, Quebec, Canada

Ugurlu, O. F., & Kumral, M. (2020). Management of Drilling Operations in Surface Mines Using Reliability Analysis and Discrete Event Simulation. Journal of Failure Analysis and Prevention, 20(4), 1143–1154. https://doi.org/10.1007/s11668-020-00921-x

BİR AÇIK OCAK MADEN İŞLETMESİNDE DÜZGÜN YÜZEY ELDE ETMEK İÇİN YAPILAN TRIM PATLATMA UYGULAMASI

A TRIM BLAST APPLICATION IN AN OPEN CUT MINE FOR WALL CONTROL

Ü. Kılıç[1 *], M. Derya[1], V. Alabaş[1], B. Bayus[2]

[1] Madser Patlayıcı Maddeler Ltd. Şti.
([*]Sorumlu Yazar: ukilic@madser.com.tr)
[2] Kapeks Kimya San. A.Ş.

ÖZ

Bir patlatmanın verimi değerlendirilirken, atım sonrasında geride kalan kayada hedeflenenden fazla veya daha az söküm olup olmadığı ve tehlike yaratacak şekilde askıda kaya kalıp kalmadığı gibi sonuçlar dikkate alınan konular arasındadır. Atım sonrasında elde edilecek düzgün yüzey, daha güvenli çalışma şartlarının oluşturulmasına katkı yapacağı gibi kazıcı makinenin verimini de arttıracaktır.

Bu bildiride bir açık ocak maden işletmesinde atım sonrasında şevlerin daha düzgün çıkması için yapılan Trim Patlatma uygulamaları anlatılmaktadır.

Anahtar Kelimeler: Trim Patlatması, Ön Kesme, Şev Kontrolü, Atım sonrası düzgün yüzey

ABSTRACT

It is taken into consideration some results like overbreak or poor breakage after blast while evaluating blast efficiency. Besides contributing to safe working conditions, having smooth face after blasting increases excavator efficiency. This paper covers Trim Blast applications which were done in an open cut mine to get smooth face.

Keywords: Trim Blasting, Presplitting, Wall Control, Smooth face after blast

GİRİŞ

Bir patlatmanın verimi değerlendirilirken, atım sonrasında geride kalan kayada hedeflenenden fazla veya daha az söküm olup olmadığı ve tehlike yaratacak şekilde askıda kaya kalıp kalmadığı gibi sonuçlar dikkate alınan konular arasındadır. Atım sonrasında elde edilecek düzgün yüzey, daha güvenli çalışma şartlarının oluşturulmasına katkı yapacağı gibi kazıcı makinenin verimini de arttıracaktır.

Bu çalışmanın yapıldığı açık işletmede nihai şevlere yaklaşırken şevin örselenmemesi için işletme tarafından aşırı kontrollü bir yöntem geliştirilmiştir. Patlatma deliklerinin nihai şev sınırından uzakta tutulduğu bu yöntemin sonucu, şeve yaklaştıkça makinenin kazıda zorlandığı, yıprandığı ve veriminin düştüğü gözlenmiştir (Kılıç vd., 2023). Sahada yapılan gözlemler ve işletmede çalışan müteahhit firma yetkilileri ile yapılan birebir görüşmelerden edinilen bilgiler değerlendirilerek nihai şevlerde düzgün ve stabil yüzey elde etmek için işletmenin şartlarına en uygun yöntem olan Trim Blasting uygulamasının denenmesine karar verilmiştir.

DÜZGÜN YÜZEY ELDE ETMEK İÇİN UYGULANAN ÖZEL PATLATMA YÖNTEMLERİ

Açık maden işletmelerinde nihai şevlerde fazla kazının önüne geçmek veya kayayı örselememek için geliştirilen ve uygulanan başlıca yöntemler, Ön Kesme (Presplitting), Trim Blasting ve Line Drilling olarak verilebilir.

Ülkemizde açık kazılarda patlatma sonrası düzgün yüzey elde etme çalışmalarında en fazla bilinen ve yaygın olarak kullanılan yöntem ön kesme yöntemidir. Oysa geliştirilen diğer yöntemler de bu konuda çok faydalı alternatif olabilir.

Ön Kesme (Presplitting)

Ön kesme metodu tek sıra halinde birbirine yakın delinen deliklerin daha az şarjla aynı anda üretim deliklerinden önce patlatılması esasına dayanır. Ön kesme delikleri planlanan kazı sınırından veya nihai şev sınırından delinir. Bu delikler aynı anda ateşlenerek kayada bir çekme gerilmesi yaratılır ve delikler arasında bir çatlak hattı oluşturulur. Yaratılan bu çatlak hattının, üretim patlatmaları sırasında gelişecek yeni çatlaklar için bir bariyer görevi yapması, şok dalgalarının hattın diğer tarafında yapacağı etkiyi azaltması beklenir. Ayrıca patlatma sırasında oluşan gaz enerjisi buradan tahliye olur ve çatlak gelişimi engellenir. Hava şoku ve gürültü sorunu yoksa yöntemin doğası gereği sıkılama yapılmaz. Tecrübeler göstermektedir ki sistemin başarısında en belirleyici unsur kayaç yapısıdır. Masif ve kırılgan kayaçlarda daha başarılı sonuçlar alınırken yumuşak, bozuşmuş kayaçlarda başarılı sonuçlar alınamayabilir. Ayrıca zayıf ve sık eklem takımına sahip kayalarda ciddi hasar söz konusu olabilir. Tek eksenli basma dayanımı 40 MPa'dan düşük kayaçlarda ön kesme önerilmemektedir (Esen 2024).

Tasarım sırasında genel kabul gören yaklaşımlardan söyle bahsedilebilir:

- Delik aralığı, kayaç dayanımı ve deliğin metresi başına doldurulan patlayıcı madde miktarına bağlıdır. Örneğin Orica (2008) tarafından orta sertlikteki kayaç koşullarında, 76 mm delik çapı için 0,5 kg/m şarj yoğunluğu ve 0,9 m delik aralığı önerilirken, 89 mm delik çapı için şarj yoğunluğu 0,6 kg/m ve delik aralığı 1,1 m olarak önerilmektedir (Orica, 2008).

- Patlayıcı çapı delik çapının 0,2- 0,3'ü kadar (Esen, 2024)

- Presplit delikleri genellikle üstten, delik çapının 8 katı kadar bir mesafe kalana kadar doldurulur. Sık çatlaklı kayaçlarda patlayıcı doldurulmayan bölüm delik çapının 15 katı kadar olabilir (Orica, 2008).

- Ön kesme deliklerinin bulunduğu hattın en yakındaki üretim deliğine (veya daha hafif şarjlanmış tampon deliklerine) olan mesafesi, kayaç özelliklerine bağlı olarak üretim deliklerinin yük mesafesinin %40-%70'i kadar olabilir (Orica, 2008).

- Ön kesme deliklerini önceden ateşlemek tercih edilmelidir.

- Sıkılama ve dip delgi yapılmaz

- Sarsıntı sorunu yoksa ön kesme delikleri aynı anda ateşlenmelidir.

Trim Patlatması

Trim patlatması, temiz bir aynaya sahip dar patern ile (3-4 sıra) yapılır. Son 2-3 sırada delik çapı düşürülür ve nihai sınır yakınındaki sırada deliğin metresi başına düşen şarj konsantrasyonu azaltılır. Trim patlatmalarında özgül şarj, üretim delikleri ile benzer veya % 20 kadar daha az olabilir (Esen, 2024).

Trim patlatma uygulamalarında trim deliklerinin aralıkları ve yükü düşürülür, yukarıda bahsedildiği gibi şarj konsantrasyonu azaltılır ve üretimden sonra ateşlenir.

Eğimin fazla olduğu şevlerde yardımcı delikler delinmesi gerekebilir. Bu durumda delik diplerinin şevden ne kadar uzakta bırakılacağı önemlidir. Delik delinirken bu konu mutlaka dikkate alınmalıdır. Bu çalışmada delik dipleri şeve en fazla 70 cm- 80 cm yaklaşacak şekilde planlama yapılmıştır.

Line Drilling

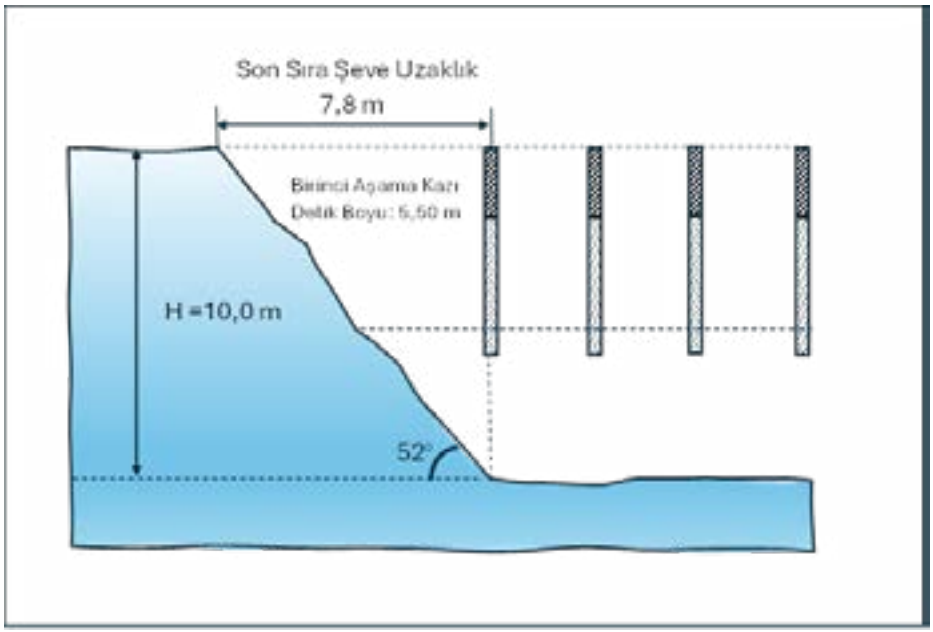
Line drilling tekniğinde, kazı sınırında birbirine yakın delinmiş delikler doldurulmadan açık halde bırakılır. Patlatma sonucu gelişen stres dalgaları delik hattı boyunca bir çatlak düzlemi oluşturur (Esen, 2024).

Bu uygulama genellikle 76 mm veya daha küçük çaplara sahip deliklerin kazı hattı boyunca delik çapının 2-4 katı kadar mesafelerle delinmesi prensibine dayanır. Bu hatta en yakın sıradaki delikler normal paternden daha dar aralıklara sahip olup daha az patlayıcı ile doldurulur. Line Drilling hattı ile ona en yakın sıra arasındaki mesafe normal yükün %50- 75'i kadar olup yaygın uygulamada delik aralığı patlayıcı şarjı gibi %50 azaltılır (ISEE, 2011).

YAPILAN TRIM PATLATMA UYGULAMASI

Mevcut Uygulama

Bu bildiride anlatılan uygulamanın yapıldığı açık ocakta 5 m'lik basamaklar halinde çalışılmakta olup nihai şevler, 2 basamağın birleşmesiyle 10 m olarak planlanmıştır. İlk kademe kazısı şeve yaklaşırken, son paterndeki şeve en yakın sıra, şev dibinin iz düşümünden konumlandırılmaktadır. Bu durumda patlatma delikleri şev sınırından çok fazla uzakta kalmaktadır. Örneğin 52 derece eğimle planlanan şevlerde, 1.kademe kazıları sırasında patlatma delikleri şeve en fazla 7,80 m yaklaşabilmektedir (Şekil 1).



Şekil 1. 52 derece eğimli basamaklarda 1. Aşama kazıları sırasında deliklerin konumu

Ocakta yapılan rutin patlatmalara ait veriler aşağıdaki gibidir:

Basamak Boyu	: 5 m
Delik Çapı	: 102 mm
Delik Boyu	: 5,50 m
Yük Mesafesi	: 3,00 m
Delik Aralığı	: 3,00 m
Delik Başına Ana Şarj	: 15 kg

Ocakta yapılan rutin patlatmalarda, şevleri korumak ve düzgün yüzey elde etmek adına son sıra deliklerinin şev sınırından uzakta tutulması dışında ayrıca bir özel uygulama yapılmadığı gözlenmiştir. Bu durumun yol açtığı temel sorunlar aşağıda özetlenmiştir:

i) Patlatma paternlerindeki son sıranın şeve uzak kalması nedeniyle atım sonrası şev sınırına ulaşılıncaya kadar makine ile kazı yapılması. Bu durum zaman ve üretim kaybına yol açtığı gibi kazı maliyetini (makine ve kamyonların bu iş için tahsis edilmesi, makinelerin yeterince gevşememiş yüzeyi kazarken zorlanması sonucu üretim kaybı yaşanması, tamir, bakım ve yakıt masraflarının artması vb.) arttırmaktadır.

ii) Çok çatlaklı formasyonlarda, planlanan şev sınırına ulaşmak için atım sonrası kazı- tarama işinin makine ile yapılması kayaçlarda fazla örselenmeye yol açmaktadır. Makine ile kazı sırasında, zayıf yapıdaki kayacın bünyesel çatlak sınırlarından kopması düzgün yüzey elde edilmesini zorlaştırmaktadır.

Şekil 1'de görüldüğü gibi şevin örselenmemesi için 1. kademe kazısı yapılırken şeve en yakın patlatma delikleri 7,80 m uzaklıkta delinmektedir. Bu durumda, delik boyu (5,50 m) ve delik çapı (102 mm) dikkate alındığında şev ile son delik sırası arasında (7,80 m'lik bölümde) özellikle şeve yakın kısımlarda yeterince kırılmamış, şevden kopmamış kayaçlar beklenmelidir. Atım sonrası bu bölgelerde yapılacak tarama (düzeltme) kazıları sırasında makinelerde zorlanmalar görülebileceği gibi çok çatlaklı-kırıklı formasyonlarda istenildiği gibi düzgün yüzey elde edilememe olasılığı yüksektir (Bkz. Fotoğraf 1).

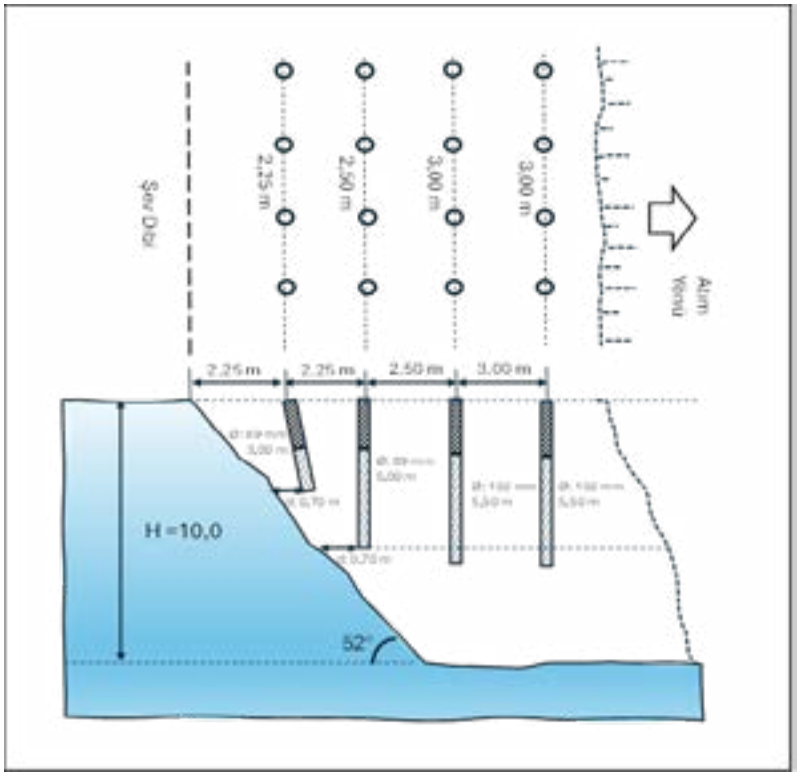


Fotoğraf 1. Çok çatlaklı bir yapıda şevin durumu

Önerilen Özel Uygulama

Saha ziyaretleri sırasında, şev kontrolü için yapılan özel patlatma uygulamaları hakkında bilgi verilmiş ve ön kesme (presplitting) uygulaması ve trim (düzeltme) patlatması alternatifleri uygun görülmüştür. İşletmenin patlayıcı madde ruhsatında fitil miktarının az olması, daha az işçilik gerektirmesi ve uygulama kolaylığı gibi avantajlarından dolayı şevlere yaklaşırken trim patlatması önerilmiştir. Bu amaçla basamak açısı 52 derece olan bir şeve yaklaşırken uygulanacak bir trim patlatma tasarımı yapılmasına ve ocakta uygun bir bölgede bu tasarımın uygulanmasına karar verilmiştir.

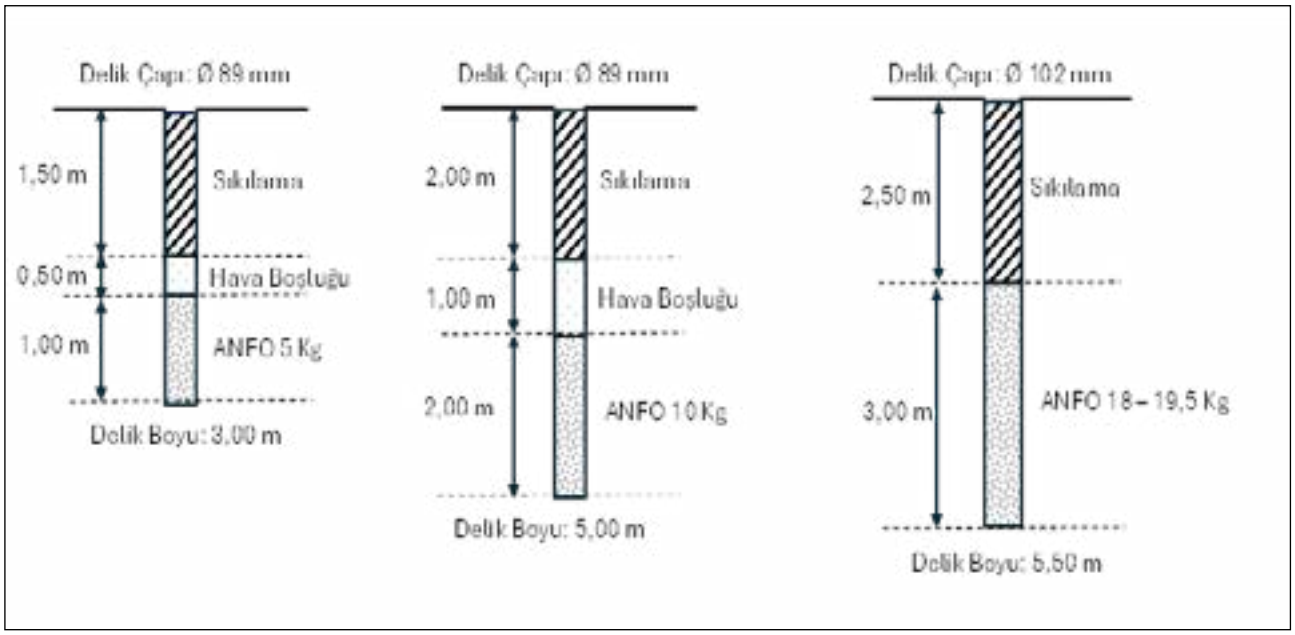
Önerilen tasarım, şevden büyük kütlenin kopmasını önlemek için 4 sıra delik delinmesi ve şeve en yakın son 2 sıranın daha küçük delik çapıyla delinerek daha az şarjlanması prensibine dayanmaktadır. Şekil 2'de görüldüğü gibi serbest yüzeye yakın ilk iki sıranın normal üretim delikleri gibi 102 mm çapında, şeve yakın son iki sıranın ise 89 mm çapında delinmesi önerilmiştir.



Şekil 2. Önerilen trim patlatma tasarımı delik düzeni

Bu tasarımda ilk iki sıradaki üretim deliklerinin yük mesafesi 3 m iken, 3.sıradaki deliklerin yükü 2,50 m ve son sıradaki deliklerin yükü 2,25 m olarak planlanmıştır. 3 m boyundaki son sıra trim deliklerine 14 derecelik bir eğim verilerek delik dibinin şevden 70 cm uzakta kalması sağlanmıştır. Dip delgisiz 5 m olarak delinecek 3.sıra deliklerinin dipleri şevden aynı şekilde 70 cm uzakta konumlanmaktadır.

Deliklerin dolumu sırasında şeve yakın son 2 sıradaki deliklerde hava boşluğu bırakılarak atımın şev üzerindeki etkisinin azaltılması hedeflenmiştir. Deliklerin dolum şekli Şekil 3'de verilmiştir.



Şekil 3. Trim patlatma uygulaması deliklerin dolum şekli

Saha Uygulamaları

Bölüm 3.2'de anlatılan tasarım parametreleriyle sahada 2 uygulama yapılmıştır. İlk uygulama 52 derecelik basamağın 1. kademe kazısı sırasında, 2. uygulama ise 65 derecelik basamağın 2. kademe kazısı sırasında yapılmıştır.

İlk Uygulama

İlk uygulamada toplam 71 adet delik, Şekil 2'deki gibi 4 sıra halinde delinerek Şekil 3'de belirtildiği gibi doldurulmuş ve patlatılmıştır. Bu uygulamaya ait veriler aşağıdaki gibidir:

Kayaç : Kireçtaşı ve Arjilik Zon

Delik Çapı : ilk 2 sıra 102 mm, şeve yakın son 2 sıra 89 mm

Delik Boyu : 3 m, 5 m ve 5,50 m

Yük mesafesi : ilk 2 sıra 3m, 3.sıra 2,50 m ve son sıra 2,25 m

Yaklaşma Mesafesi : 70 cm (son sıra ve 3.sıra delik diplerinin şeve olan mesafesi).

Son sıradaki trim delikleri şev başından 2,25 m uzakta

Yemleyici : 0,5 kg Kapeks Nova70 (50 mm)

Ana Şarj : Kuru deliklerde ANFO, Sulu deliklerde emülsiyon

Ana Şarj Miktarı : son sıra (3m'lik delikler) için 5 kg/delik (Su yok).

3. sıra (5 m'lik delikler) için 10 kg/delik (su yok)

1.ve 2. Sıra (5,5 m'lik delikler) deliklerde- 18 kg emülsiyon

Ateşleme sistemi : Kapeksdet Dual 25/500 ms ve sıralar arası 42 ms SD

İlk uygulamanın sonuçları

Uygulamadan sonra, son sıra deliklerin konumu ile 2,25 m uzaklıktaki şev başı işaretlenmiştir (Bkz. Fotoğraf 3). Atım sonrası, kazı-yükleme işi başladığında makinenin çalışması dikkatle takip edilerek çalışmadan foto ve video görselleri alınmıştır. Özellikle şeve yaklaşılan 3.sıradaki 5 m'lik deliklerden sonra kazı-yükleme işi takip edilerek makinenin zorlanıp zorlanmadığı, son sıra deliklerden sonra şevin örselenip örselenmediği izlenmiştir. Yapılan gözlemler sonucu gerek arjilik zonda gerekse kireç taşında yapılan kazı-yükleme işlerinde makinenin zorlanmadığı ve şevin örselenmeden çıktığı gözlenmiştir (Bkz. Fotoğraf 2). Yapılan bu uygulamada şeve yaklaşılan bölgelerde (trim delikleri ile şev sınırı arasında) kazıda zorlanma gözlenseydi bir sonraki uygulamada delikler şeve biraz daha yaklaştırılacaktı. Ancak yapılan gözlemlerde buna gerek olmadığı anlaşılmıştır. Ayrıca trim delikleri ve önündeki 5 m'lik deliklerin (3.sıra) dipleri şev sınırına 70 cm uzaklıkta kalmaktadır. Bu bölgelere denk gelen şev yüzeyinde aşırı örselenme veya yetersiz kırılma gözlemlenmediğinden bu mesafenin de aynen kalması uygun görülmüştür.



Fotoğraf 2. Atım sonrası son sıra deliklerin ve şev başının işaretlenmesi



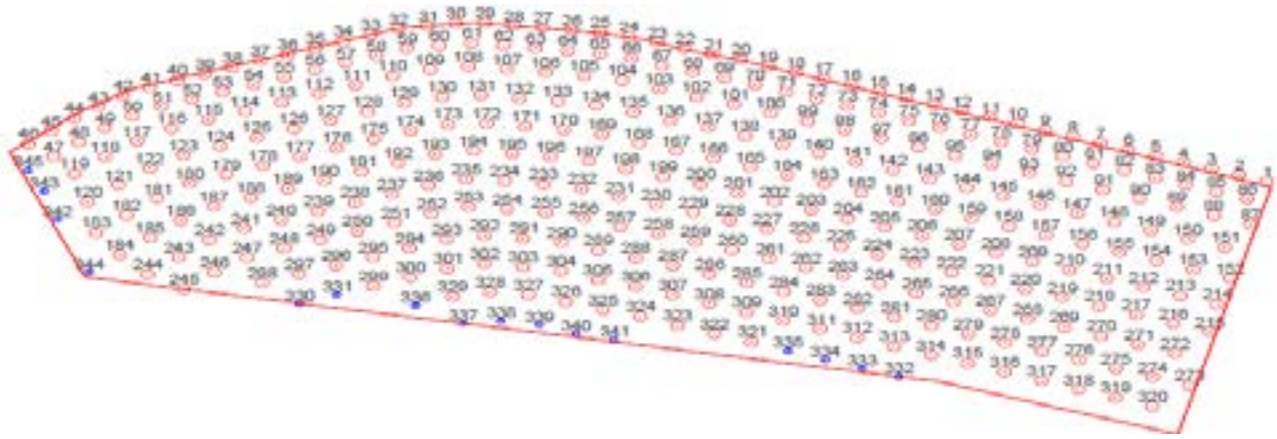
Fotoğraf 3. Atım sonrası görünüm

İkinci Uygulama

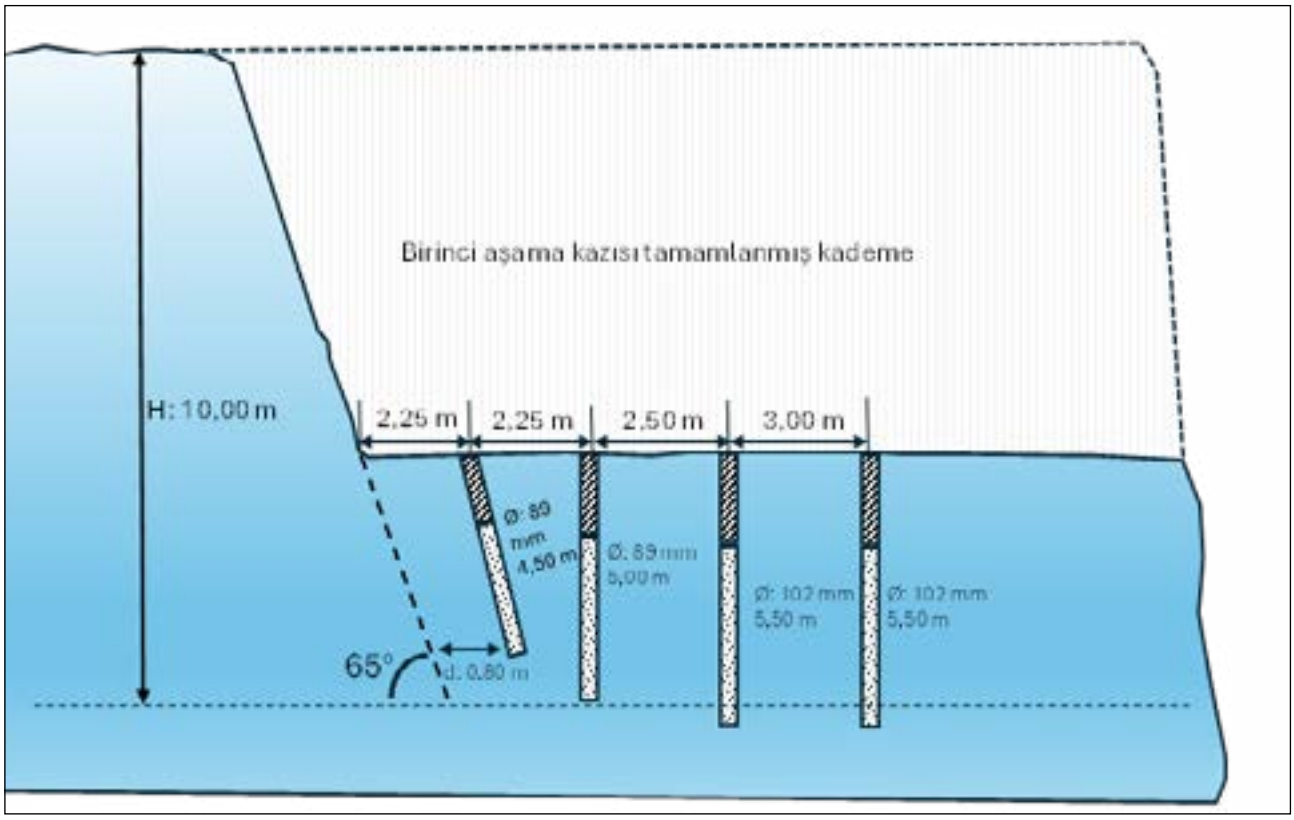
İkinci uygulamada 11 sıra halinde toplam 329 Adet delikten oluşan Trim Blast uygulaması yapılmıştır (Şekil 4). Bu uygulama Şekil 5'te gösterildiği gibi 65 derecelik şev açısına sahip basamağın alt kademesinde yapılmıştır. Uygulamaya ait veriler aşağıdaki gibidir:

Kayaç	: Kireçtaşı
Delik Çapı	: ilk 8 sıra 102 mm, şeve yakın son 2 sıra 89 mm
Delik Boyu	: 4,50 m- 5,80 m
Yük mesafesi	: ilk 9 sıra 3m, 10.sıra 2,50 m ve son sıra 2,25 m
Yaklaşma Mesafesi	: 80 cm (son sıradaki delik diplerinin şeve olan mesafesi)
	Son sıradaki trim delikleri şev başından 2,25 m uzakta

Yemleyici	: 0,5 kg Kapeks Nova70 (50mm)
Ana Şarj	: Kuru deliklerde ANFO, Sulu deliklerde emülsiyon
Ana Şarj Miktarı	: son sıra (4,5m'lik delikler) için 10 kg ANFO/delik
	10. sıra (5 m'lik delikler) için 10 kg ANFO/delik
	1-2. sıra (5,5 m'lik delikler) için 20 kg ANFO-emülsiyon
Ateşleme sistemi	: Kapeksdet Dual 25/500 ms ve sıralar arası 42 ms SD



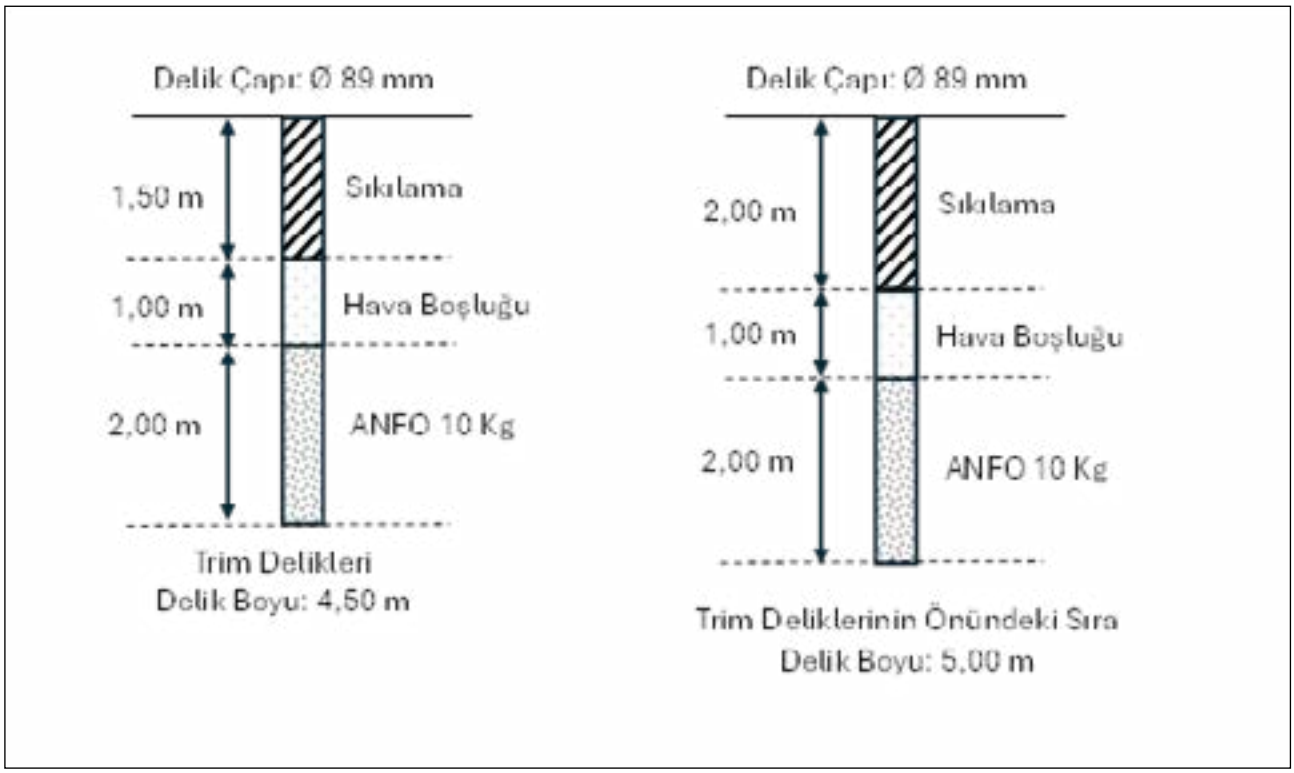
Şekil 4. 10.01.2024 tarihli 2.uygulamanın delik düzeni



Şekil 5. İkinci uygulamadaki deliklerin konumları

Şekil 4'teki düzende, son sıradaki Trim delikleri (1-46 nolu delikler) 4,50 m boyunda olup hem gerisindeki şev sınırından hem de önündeki 10.sıradan 2,25 m mesafededir. Bu Trim delikleri 80 derece açıyla delinmiş ve dip kısımları 65 derecelik açıya sahip şeve en fazla 80 cm yaklaşmaktadır (Bkz. Şekil 5). Trim deliklerinin önündeki 10.sıra delikler, büyük çoğunluğu 5,20 m üzerinde olmak üzere (sadece 47-51 nolu 5 adet delik 5 m'den kısadır) topoğrafyaya bağlı olarak basamak kotunu yakalamak için 1,46 m ile 5,80 m arasında değişen uzunluklarda delinmiştir. Bu 10.sıra deliklerin yük mesafesi 2,50 m'dir. Delikler arasında 25 ms ve sıralar arasında 42 ms yüzey gecikme kapsülleri kullanılmıştır.

Bu atımda 11. Sıradaki Trim delikleri ile 10. sıradaki (trim deliklerinin önündeki sıra) delikler 89 mm çapında delinmiş olup bu deliklerin dolum şekli Şekil 6'da gösterilmiştir. Bu deliklerde ortada 1 m'lik hava boşluğu bırakılmıştır. 1. sıra ile 9. Sıradaki delikler normal üretim delikleri olarak 102 mm çapında delinmiş ve 2,50 m sıkılama bırakılarak doldurulmuştur.



Şekil 6. Trim delikleri ve önündeki sıradaki (10.sıra) deliklerin dolum şekli

İkinci uygulamanın sonuçları

Bu uygulamadan sonra, kazı-yükleme işi başladığında makinenin çalışması takip edilerek çalışmadan foto ve video görselleri alınmıştır. 2. deneme uygulamasının yapıldığı paternde, atim sonrası yürütülen kazı ve yükleme işinde, makinenin zorlanmadığı ve şevin örselenmeden çıktığı gözlenmiştir (bkz. fotoğraflar 4-5)



Fotoğraf 4. Atım sonrası şevin görünümü- 1



Fotoğraf 5. Atım sonrası şevin görünümü- 2

SONUÇLAR

Bu çalışmada şevlerde düzgün yüzey elde etmek amacıyla bilinen özel delme-patlatma uygulamaları değerlendirilerek işletme koşullarına en uygun olan yöntem seçilmiştir. İşletmenin patlayıcı madde ruhsatında infilaklı fitil miktarının az olması, ayrıca infilaklı fitilin yaratacağı ses ve hava şokunun yakındaki yerleşim birimlerinde ve burada yaşayanlarda şikâyete konu olabileceği gibi durumlar göz önüne alındığında Trim Patlatma uygulamasının mevcut şartlar dahilinde en uygun yöntem olacağına karar verilmiştir. Yapılan 2 uygulamadan istenen sonuçlar elde edilmiştir. Bu sonuçlar değerlendirildiğinde:

- Uygulamaların yapıldığı şev yüzeylerinde herhangi bir örselenme veya şev sınırdan öteye geçen fazla kazı olmamıştır.

- Uygulama sonrası kazı-yükleme faaliyetleri takip edilmiş ve şeve yakın kısımlarda dahil olmak üzere makinelerin zorlanmadan kazı ve yükleme yapabildiği, askıda kaya kalmadığı gözlenmiştir.

Sahada yapılan bu uygulamaların sonuçları değerlendirildiğinde nihai şevlere yaklaşırken Şekil 1'de uygulanan yöntem yerine Trim patlatması uygulamasının sağlayacağı öngörülen faydalar şunlardır:

- Nihai şevlerde daha düzgün yüzey elde edilebilir ki bu durumun en önemli avantajı şev stabilitesi açısından daha güvenli çalışma ortamı yaratmasıdır.

- Şev sınırına yaklaşan makinenin daha rahat kazı yapabilmesi nedeniyle daha düzgün şev yüzeyi elde edilebilmektedir. Ayrıca aynı sebeple makinenin kazı hızı artmakta ve yıpranma, aşınma kaynaklı maliyetlerin düşmesi beklenmelidir.

Sonuç olarak, nihai şevlere yaklaşırken mevcut uygulama yerine Trim Uygulamasına devam edilmesi önerilmekle birlikte ocaktaki kayaç türlerine göre parametreler belirlenmelidir. Trim uygulamasında, bu tekniğin doğası gereği genel olarak nihai şeve yaklaşıldığında son 4-5 sıra halinde trim uygulaması yapılmaktadır. 2. Trim uygulamasında 11 sıradan oluşan 329 adet delik patlatılmıştır. Bu kadar sıra ve delik sayısı uygulamanın doğası ile uyuşmamakla birlikte sıra sayısı kademeli arttırılarak işletmenin sonuçlardan memnun kalacağı optimum bir nokta bulunabilir.

KAYNAKLAR

Esen, S., (2024). *Final Wall Blasting Techniques. KAPEKS Eğitim Semineri, Eğitim Notları*, Ankara,

ISEE, (2011). Blasters' Handbook (18th ed. 892.sayfa), Cleveland, Ohio, USA,

Kılıç, Ü., Alabaş, V., Derya, M., (2023). *Teknik Rapor-1*, Yayımlanmamış, Ankara

Orica, (2008). *Safe and Efficient Blasting In Open Cut Mines.* 141-146. Orica Australia Pty Ltd

DRILLING AND BLASTING TECHNIQUES UTILIZED AT DEEP UNDERGROUND METALLIFEROUS MINES

İ. Ö. Özen [1]

[1] *Newmont, Principal Advisor Technical Planning Systems, Vancouver – British Columbia, Canada (ismail.ozen@newmont.com)*

ABSTRACT

Maintaining a stable hangingwall (HW) and backs of underground long-hole open stopes is one of the most critical steps of production cycle. This paper highlights drilling and blasting techniques utilized at two different underground metalliferous mines to prevent HW failures and to keep stability of drawpoints during extraction of ore whilst ensuring safety of underground operators and equipment. Examples of such techniques include de-stress blasting using pre-conditioning and buffer rings at Musselwhite Mine situated in Ontario, Canada and drilling and blasting of two-lift stopes at Mount Isa Mines located in Queensland, Australia. Implementation of the de-stress blasting at the Musselwhite Mine showed significant success on maintaining the stability of stopes and minimized the impact of high-stress conditions. At the Mount Isa Mines, application of the two-lift stoping method was successfully employed which helped to maintain the stable pillars around the previously mined out stopes. This paper provides the best practices such as incorporating geotechnical input into stope designs which could be applicable at other high-stress underground metalliferous mines.

Keywords: Underground mining, drilling and blasting, sublevel open stoping, mine design

INTRODUCTION

Sublevel open stoping (SLOS) mining method requires dealing with large voids which are often backfilled upon completion of production activities. Stope voids could pose significant risks to underground employees and equipment due to potential ground failures which would impact the production cycle requiring additional unscheduled activities to recover ore or to regain access. In order to maintain a stable shape during the life span of a stope from initial blasts to backfilling, there needs to be adequate ground control measures in place and drilling blasting techniques would need to be adherent to the ground conditions. This paper emphasizes on how to prevent hangingwall (HW) failures and managing stope voids adequately with drilling and blasting techniques at high-stress underground metalliferous mines.

Musselwhite Mine

Musselwhite Mine (MWM) is an underground gold mine located on the traditional territory of North Caribou Lake First Nation in the Kenora District, Northwestern Ontario, Canada and has been continuously in operation since 1997. The MWM was previously owned and operated by Newmont between 2019 and 2025 and its ownership has been recently changed to Orla Mining in 2025. This seismically active mine utilizes two mining methods; modified Avoca and SLOS. Historically, Avoca and Modified Avoca stoping have been the predominant stoping methods in the upper mining zones of the MWM and with discovery the PQ Deeps (PQD) orebody at the deeper part of the mine, transverse stoping commenced in 2021. The large long-hole open stopes are situated approximately 1.2 km below surface where the PQD orebody thickness is greater than

10 m (up to 50 m) with an average thickness of 30 m and these stopes are accessed perpendicular to the vein. The level spacing of SLOS is 25 m, the width of stopes along the strike of the orebody is 20 m for primary stopes and 22 m for secondary stopes, and the stope width across the orebody between HW and footwall (FW) varies between 20 and 40 m. These long-hole stopes range from single lift (25 m tall) to double-lift (up to 58 m tall) with an average footprint of approximately 20 x 20 m. Primary-secondary stoping with a bottom-up sequence is employed for the SLOS. The infrastructure and access for the SLOS are located on the HW side of the orebody. Cemented rockfill (CRF) is used for backfilling the primary stopes and the secondary stopes are backfilled with unconsolidated rockfill (URF). Modified Avoca has a single access retreat and is utilized for mining narrow stopes parallel to the vein in the upper mining zones and stope voids are backfilled with URF.

Early stoping practices at PQD had experienced significant ground failures and these issues impacted the ounce profile in 2021 and 2022 due to increased oversize material in drawpoints coupled with slower production rates (Perry et al., 2024). In order to overcome these geotechnical challenges, a series of variations have been adopted to the stope designs, development layouts, stope sequencing, drilling and blasting techniques, and ground control measures such as increased cabling regime on the stope backs (crown) and shotcrete arches at the drawpoints were introduced to maintain stable mining shapes. The earlier transverse stopes had the initial toe blasts entirely undercutting the stopes to generate large voids for the subsequent blasts while leaving an unstable void hanging which was forced to hold its mass with the support of 5 m-long cables installed at a 2 m-spacing on the stope backs. However, the strongly folded orebody coupled with completely undercut stopes caused major falloffs within the stopes as the stope voids after the initial toe blasts were propagating up in an uncontrolled manner. This situation made it difficult to fire the subsequent stope blasts safely and introduced complexity around production activities requiring additional unscheduled tasks such as rehabilitation, re-drilling and cleaning of production drill holes and secondary blasting at the stope brow. In addition, large-sized materials had to be mucked out at slower production rates. Significant improvements were made to the stope blast sequence (Figure 1) and the design of transverse stopes (Figure 2) to maintain stable backs and HW by limiting the unsupported back spans. These changes ensured the safety of underground personnel and equipment. The improvements on drilling and blasting methods to deal with high-stress mining conditions at the MWM are written in the next chapter.

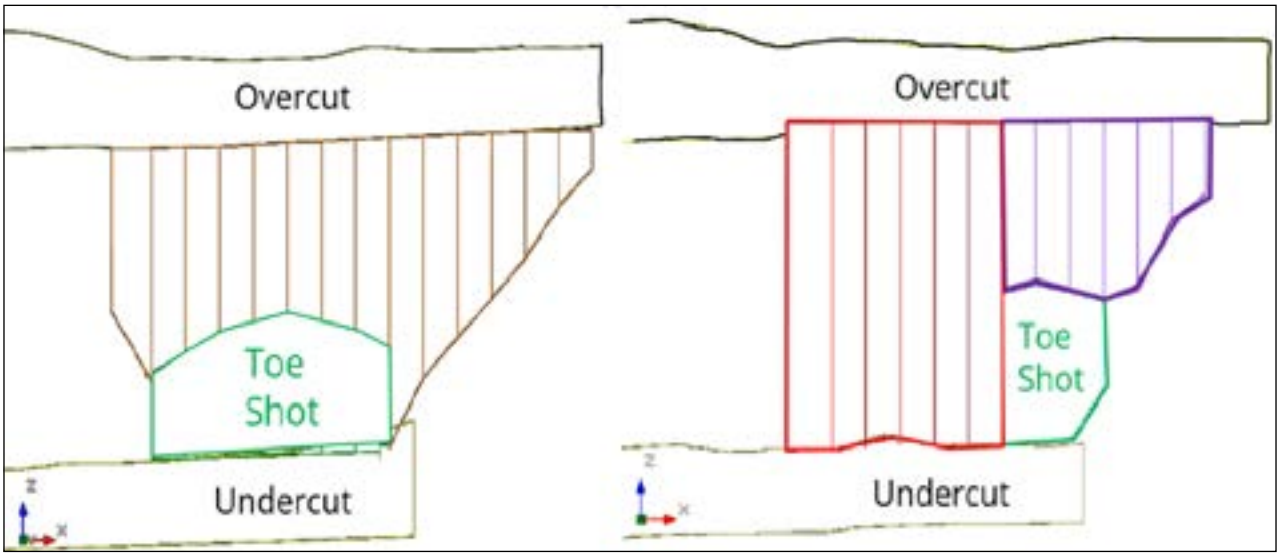


Figure 1. Example of previous blasting sequence with undercutting the stopes (on the left) and revised blasting sequence utilizing the maximum available void (on the right) to reduce unsupported back span (Perry et al., 2024)

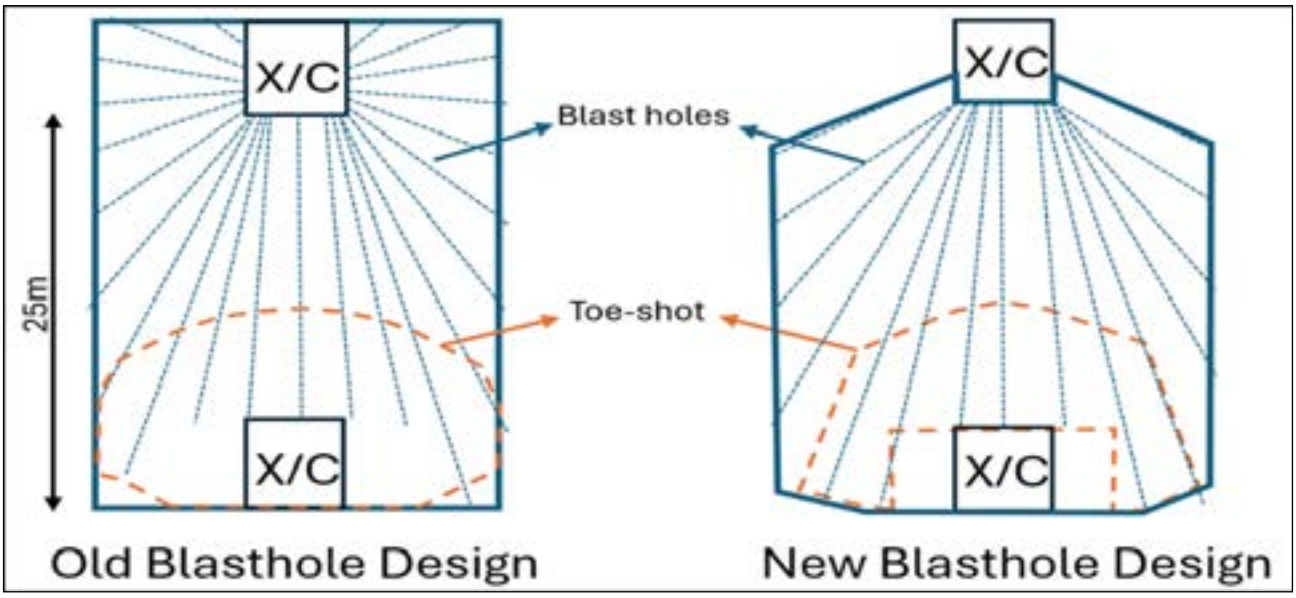


Figure 2. Previous flat-back stope design with upward holes (on the left) vs revised stope design with dropped shoulders for more stable shapes (on the right) which had better stoping results – Cross-section view looking west (Özen, 2025)

Mount Isa Mines

Mount Isa Mines (MIM), owned and operated by Glencore, is located in North Queensland, Australia. After 60 years of copper production, the MIM`s underground copper operations (Enterprise, X41 and Black Rock) has been recently closed in 2025. The MIM`s Enterprise was a seismically active high-stress mine with production horizons reaching down to nearly 2 km below surface. The 3500 Orebody (OB) at the Enterprise Mine was a continuous north–south striking lens over 1 km in length, about 400 m in height and 60 m in width (Matthews, 2015). Ore production at the 3500 OB commenced in 1996 using SLOS method with U614 stope which was later used a mullock dump for storing development waste. The 3500 OB stopes were usually backfilled with pastefill and cemented hydraulic fill (CHF); if no subsequent stopes were expected to adjoin the stopes, hydraulic fill or mullock fill (unconsolidated rockfill) was used for backfilling. The 3500 OB stopes were extending multiple sublevels up to a height of 200 m. At the peak of annual production with 6.3 Mt of ore in early 2010s, the average sizes were approximately 170 kt in this orebody and have decreased to about 50 kt in recent years due to depletion of the orebody and difficulties around mining at the deeper part of the mine economically. The primary-secondary-tertiary stoping with bottom-up multi-front mining sequence was used at the 3500 OB and the stope geometries varied across the orebody as the stope walls were exposed to different types of backfill. Therefore, assessment of the stope stability and pillars around the mined-out stopes were conducted for each individual stope to minimize sterilization of ore whilst maintaining stable pillars to eliminate failures which would risk the safety of underground personnel, equipment and infrastructure. To assess the stability of pillars, a site-specific method was used for comparing the pillar vertical height to thickness ratio of stopes in the area which then became useful tool in designing pillars with mullock-filled stopes (Matthews, 2015). It was observed that increasing the thickness of pillars would likely cause the stopes to remain stable but would result in sterilizing an unacceptable amount of ore. Following the risk assessments for the stability of pillars, some large long-hole open stopes at the 3500 OB were divided into two lifts to minimize the risk of failure and to maximize the ore extraction safely (Figure 3). This paper will focus on the extraction of U644, a two-lift stope at the 3500 OB, which extended up to 136 m in height. The U644 stope walls were exposed to the previously mined out stopes which were backfilled with pastefill, CHF and mullock-fill (Özen, 2011).

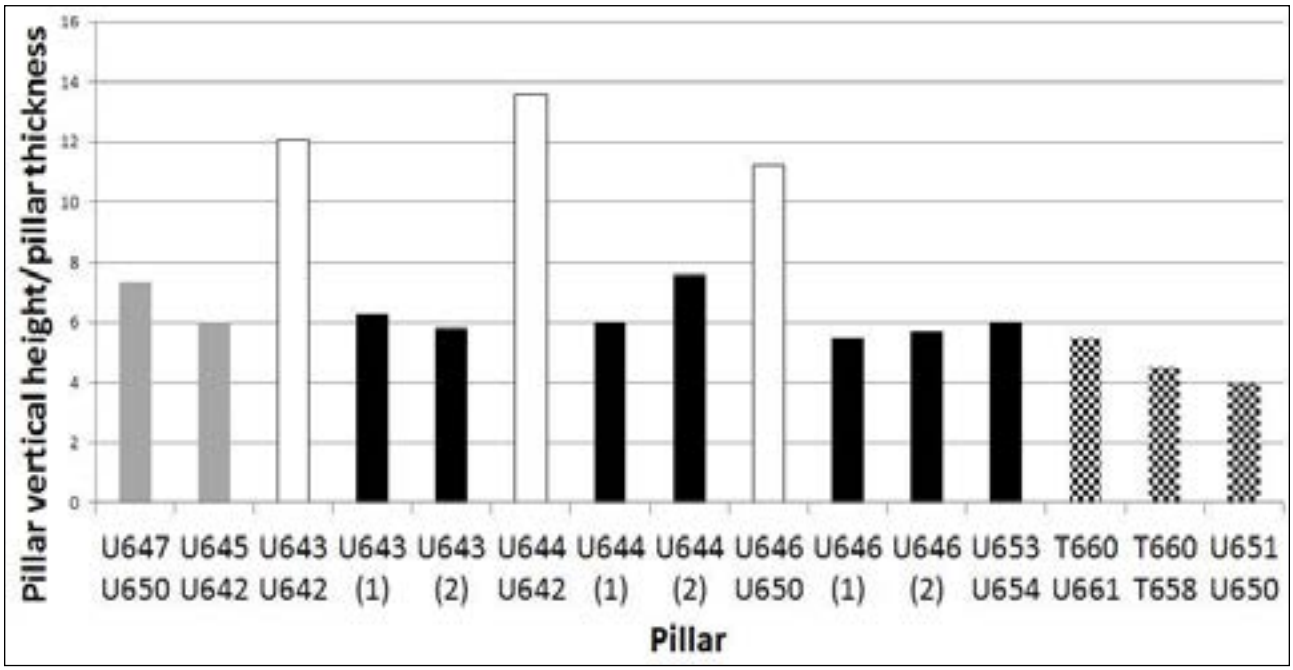


Figure 3. Graph illustrating the pillar vertical height to thickness ratios in the 3500 Orebody at the Mount Isa Mines Enterprise Mine. Grey stopes were extracted before the two-lift stoping method. Black stopes are the two-lift stopes. White stopes are two-lift stopes if they were taken as one lift. Stopes in which the pillar vertical height to thickness ratio method has been applied are checked (Matthews, 2015)

IMPROVEMENTS ON STOPE DRILLING & BLASTING

Musselwhite Mine

The MWM has experimented with various drilling and blasting techniques to improve the recovery of stopes, to minimize the dilution on both primary and secondary SLOS and more importantly to prevent HW failures. One of the significant positive outcomes was achieved by utilizing the maximum available void ratio without completely undercutting the stopes that helped maintaining the stability of stope void and opened up free face to blast the subsequent firings safely. This approach required taking larger toe shots in the vertical extent (similar to the vertical crater retreat method) instead of multiple smaller shots which previously impacted ground stability and incurred higher rehabilitation requirements due to the frequent firings. For instance, the MWM was pulling a 20 m long-hole rise in 3m intervals before whereas the revised blasting regime would only require 2-3 blasts without any need to rehabilitate the top cut drift (Özen, 2022). Also, the total number of body blasts for all stopes was decreased to 3-4 major firing sequences from the original 5-7 firings. This revised blasting method minimized the need to clean production holes for the same amount of ore produced, while also lowering operating costs by requiring fewer firings. As the mine started maturing on sublevel stoping practices, other drilling and blasting techniques were employed to overcome stress-related challenges such as damage on the stope walls, instability of the intermediate and final HW, hole squeezing and ring falloff near the open edge.

At the MWM, production drill holes are at 102 mm diameter and 2.5 m of burden and spacing was used in the past. In 2023, vibration monitoring for some transverse stope blasts showed that 10% of the drill holes never went off. That was likely caused by the drill holes being too close together and destroying each other before they could detonate. For this reason, 27D * 102 mm hole diameter (2.7 m burden) has been recently used. Some of the rules of thumb for stope charging include stemming all drill holes with 1.5 m of stemming using 19 mm crushed screened bagged material except the HW holes and shoulder holes, and placing an airbag on top of the emulsion for the charge column greater than 10 m before pouring the stemming down the hole to avoid the stemming getting buried in the emulsion (Özen, 2025).

The MWM has conducted trials of pre-conditioning ring and buffer rings on the secondary stopes to prevent the adverse effect of high-stress conditions as recommended by the Rock Mechanics team (Figure 4 and Figure 5).

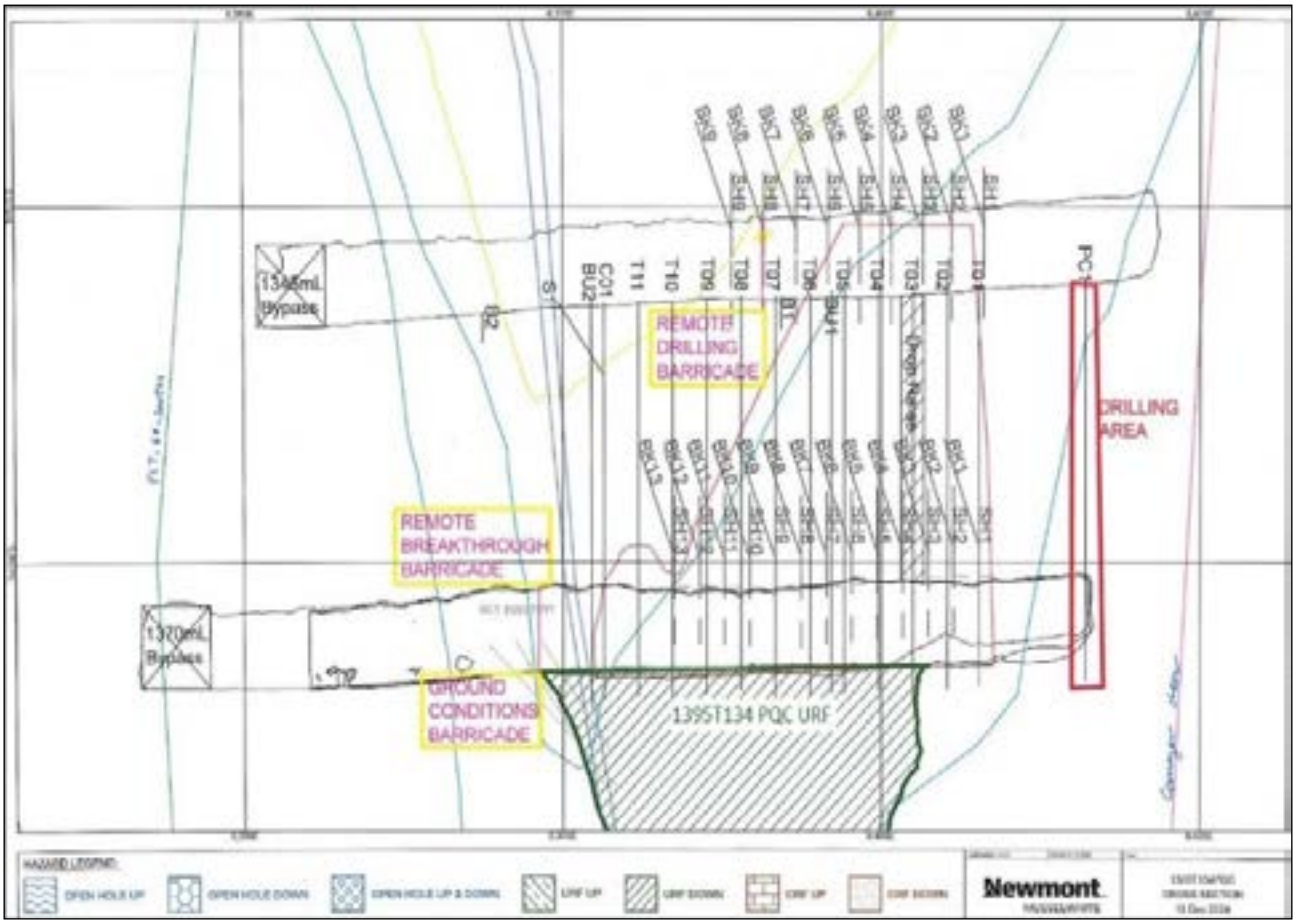


Figure 4. Section view of drilling layout for a secondary transverse SLOS at the MWM showing the pre-conditioning ring PC1, the buffer rings BU1-2, and the production rings T01-11. The PC1 and the BU1-2 rings helped maintaining the stability of the stopes under high-stress conditions.

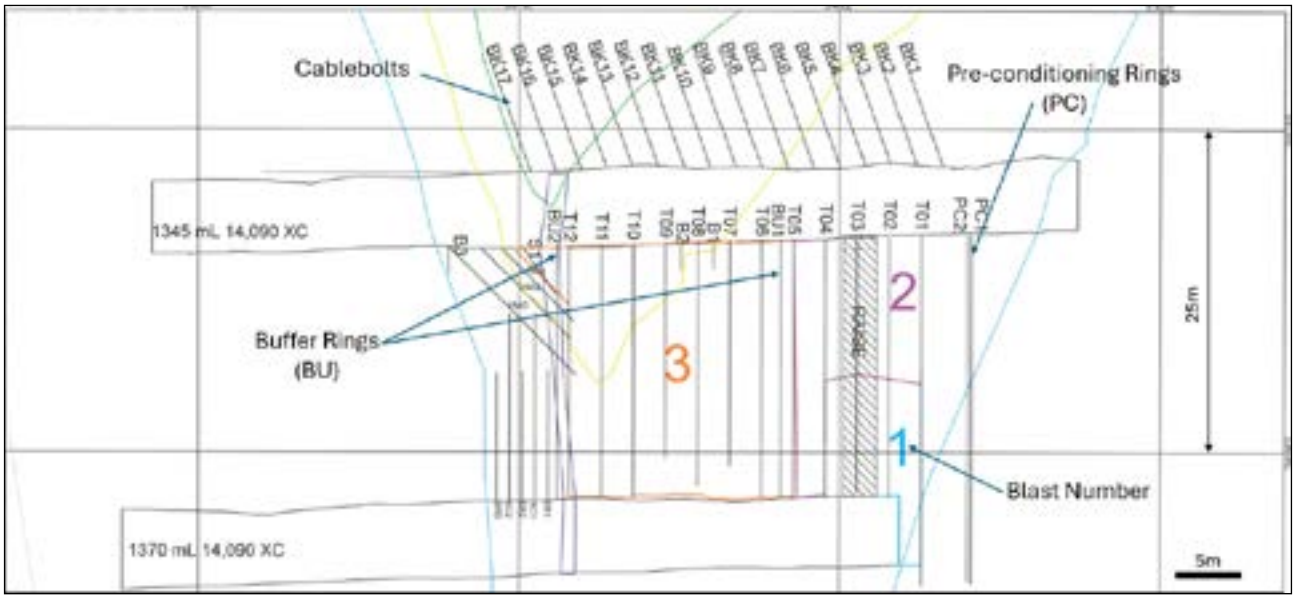


Figure 5. Long section view (looking north) of the 1370T090PQD stope design with the buffer rings and the pre-conditioning rings to prevent the adverse effect of high-stress conditions (Özen, 2025)

Pre-conditioning Rings at the Musselwhite Mine

The pre-conditioning ring is comprised of densely-drilled sacrificial drill holes in the FW side of the SLOS. These holes are to be blasted prior to any stoping activities to minimize the stress induced ground failures in the secondary stopes by creating an open crack through the drill holes which divert the stress away from the stopes (Nichols and Sinaga, 2023). The purpose of the pre-conditioning ring is to fragment the rockmass by generating a stress curtain in the FW which would prevent the horizontal stress flowing into the stope and reduce the stress related issues such as hole squeezing and hole sidewall sloughage. Drilling and blasting of the pre-conditioning ring is the first step in the stoping cycle before commencing production drilling for the stope blasts to ensure the integrity of the drill holes throughout the production phase (Figure 6). The pre-conditioning ring was initially trialed at two secondary SLOS using a single-string of 40 mm packaged explosive and 3 m of stemming with crushed rock in every drill hole. Later applications had emulsion at every other hole (Figure 7). These trials showed positive results as there were no signs of hole fracturing. In addition to that, the blast damage at the stope crown was minimal with the height of stemming and dropped explosive column. Based on these results, the pre-conditioning ring became the standard method of drilling and blasting for the SLOS.

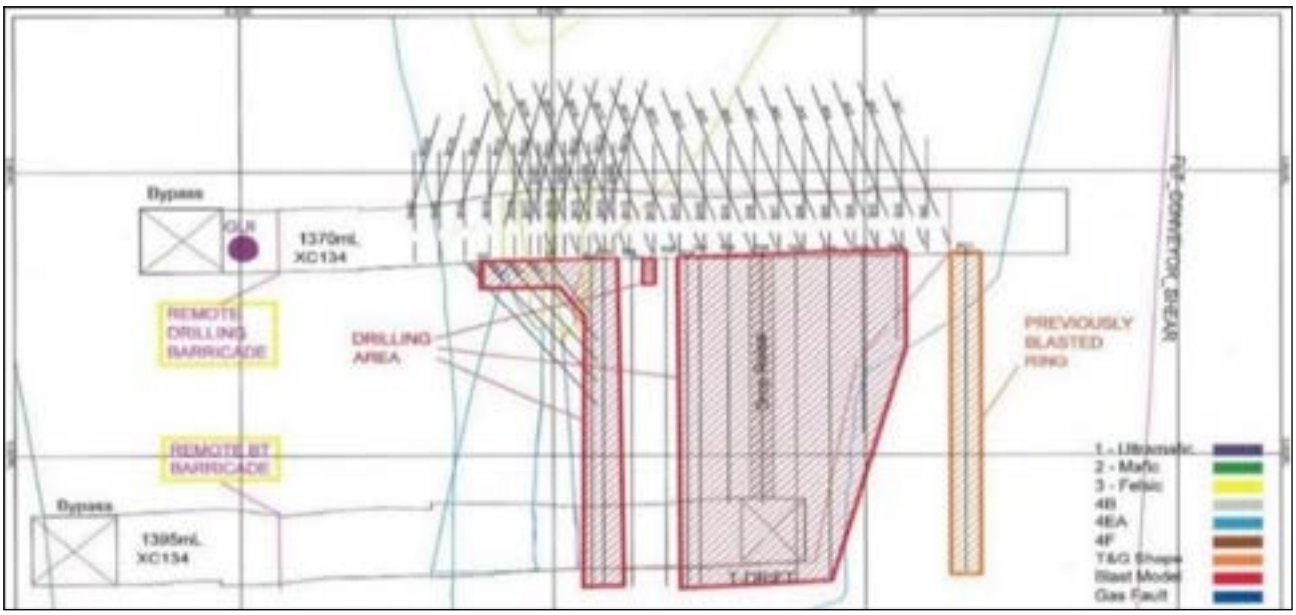


Figure 6. Production drilling commences after the pre-conditioning ring is blasted at a secondary transverse SLOS within a high-stress mining area (cross section view looking north)

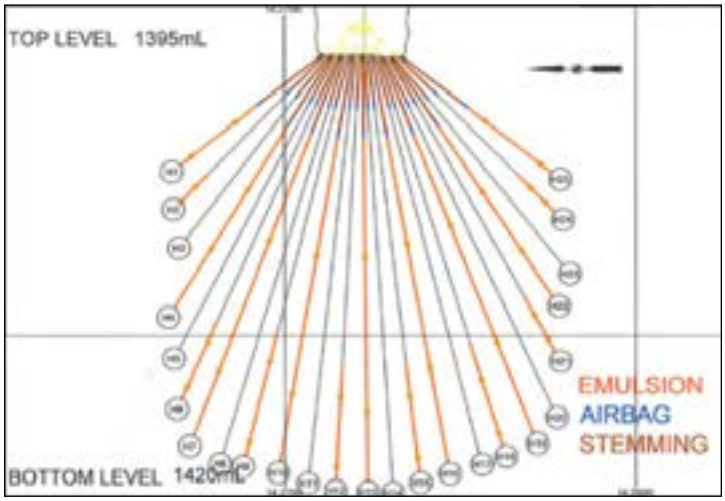


Figure 7. Cross-section view (looking east) for a charge plan of the pre-conditioning ring at a secondary transverse SLOS within a high-stress mining area. All drill holes are stemmed with crushed bagged material and an airbag is placed on top of the emulsion charge column.

Buffer Rings at the Musselwhite Mine

The buffer rings consist of a ring of production drill holes that are drilled as the same drill pattern of regular stope blastholes and offset by 1.0 m from the leading edge of the major blasts taken towards the HW; the SLOS blasts at the MWM commence from the FW to the HW. As compared to the pre-conditioning ring, the buffer rings are not loaded or stemmed. The buffer rings reduce the blast damage on the HW by providing a plane of weakness or perforation to dissipate the radial cracking by eliminating propagation of the blast energy into the HW (Nichols and Sinaga, 2023). It also reduces the penetration of pressurized blast fumes into the HW by providing 'vent pipes' to the collar. Implementation of the buffer rings has helped maintain stable interim HW between major blasts and the final HW that provided safer work platforms to underground operators and equipment (Figure 8).

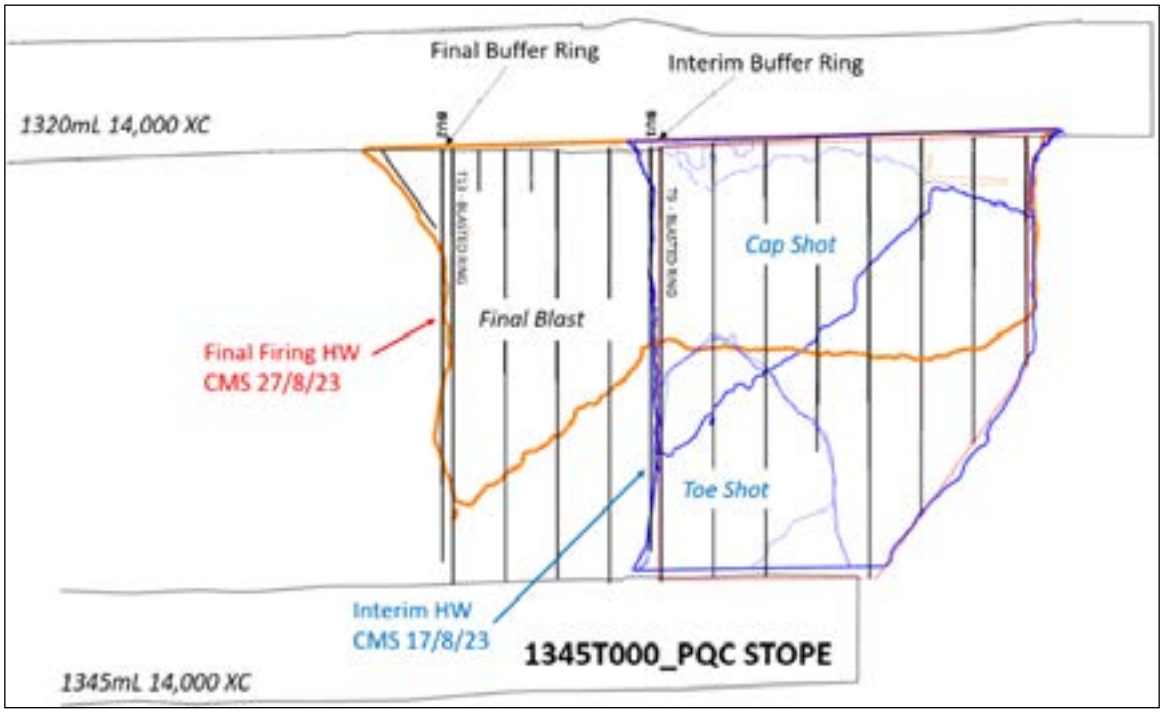


Figure 8. Cross section view (looking north) of a 1345T000PQD transverse stope with the buffer rings implemented for the stability of the intermediate and final hangingwall

Mount Isa Mines

At MIM`s Enterprise Mine, the two-lift stoping method helped in unlocking the true potential of the 3500 OB by eliminating the need for leaving large pillars and safely exposing the stope pillars to the previously mined-out stopes. The U644 stope, a two-lift stope in the 3500 OB, was located to the north of U643 (a previously mined two-lift stope with pastefill at the bottom lift and CHF on top) and to the northwest of U642 (a mullock-filled stope) forming the U644 in a 'L' shape. The dimensions of U644 were 136 m in height and east-west length was 30 m with a footprint of 21 m; the vertical height of the U644 Lift 1 was 60 m and Lift 2 was 76 m (Figure 9). A 10 m-pillar was designed with mullock-filled U642. The total design shape of U644 was 179.6 kt at 4.7% Cu (L1 at 72.6 kt and L2 at 107 kt) of which 178.4 kt were extracted between late 2011 and early 2012 with 0.65% underbreak of the design. As opposed to other stopes in the 3500 OB, two cut-off (CO) long-hole winzes were drilled and blasted for the U644 which assisted extraction of the L-shaped stope safely and efficiently. For the U644 Lift 1 between 29E and 30E sublevels (Figure 10), one CO slot with two long-hole winzes was located on the eastern side of stope retreating to the west. For the U644 Lift 2 between 28D and 29E sublevels (Figure 11), two different CO slots were utilized; one CO slot was located on the eastern side of stope retreating to the west and the other CO slot was located on the southern end retreating to the north which eliminated any potential issues during blasting near the previously filled stopes. This novel drilling and blasting method was the first of its kind and successful implementation during extraction of the U644 has led the similar design parameters to be utilized

for other stopes. Whilst managing the integrity of the different size pillars around the U644, a significant amount of engineering controls were put in place during drilling and blasting phases to manage the drill breakthroughs and to provide safe working platforms to the underground operators on various levels. In total, there were 9,400 m of down hole drilling with 140 mm hole diameter. The CO slots were drilled with a dice five pattern and had a burden and spacing of 3.0 m x 1.5 m respectively. The main rings had variable burdens from 2.3 m to 4.0 m and the spacing of 6.0 m.

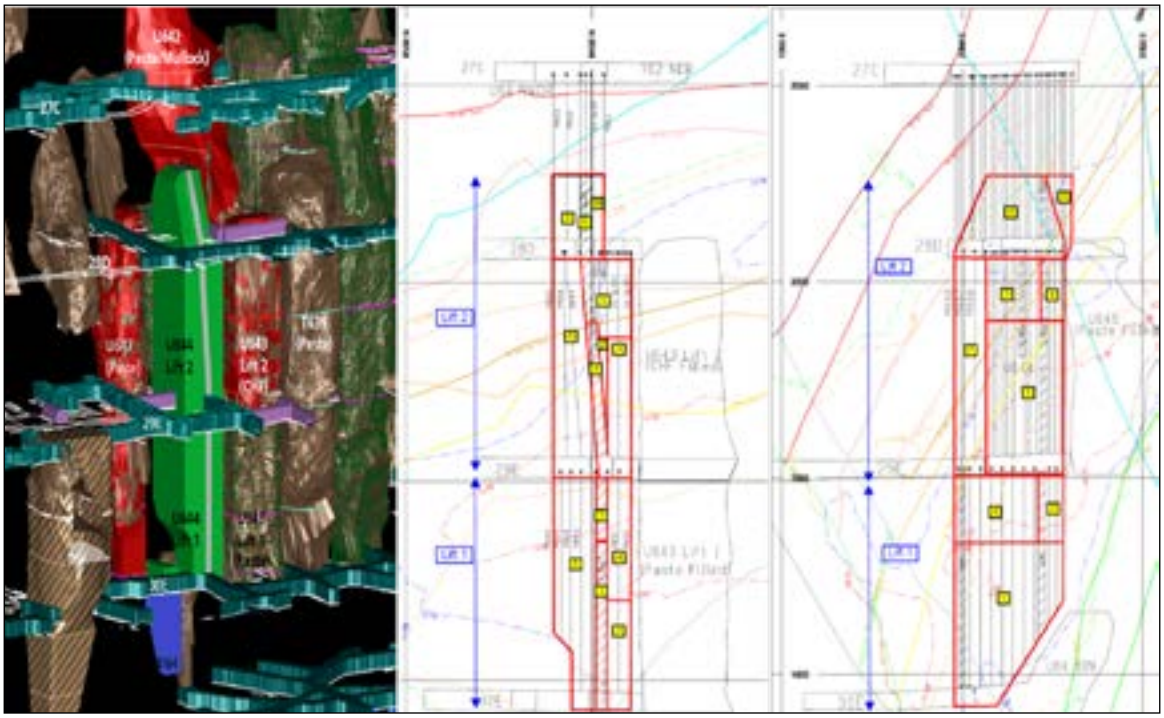


Figure 9. Isometric view of the two-lift U644 stope showing exposure to different stopes walls (on the left) and the section views of blasting sequences at the U644 (on the right) (Özen, 2011)

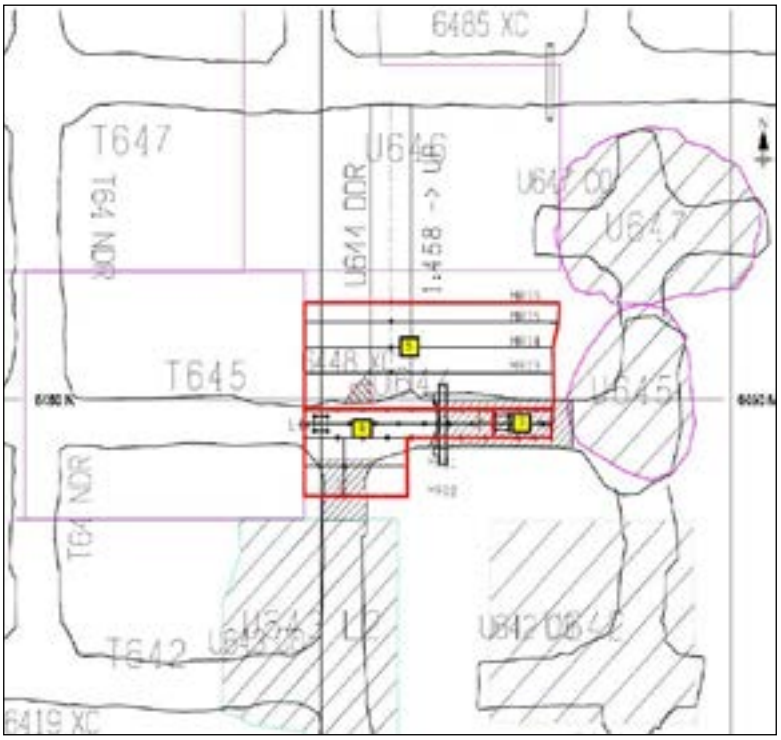


Figure 10. The U644 Lift 1 stope firing sequence on 29E top sublevel utilizing one CO slot with two long-hole winzes (Özen, 2011)

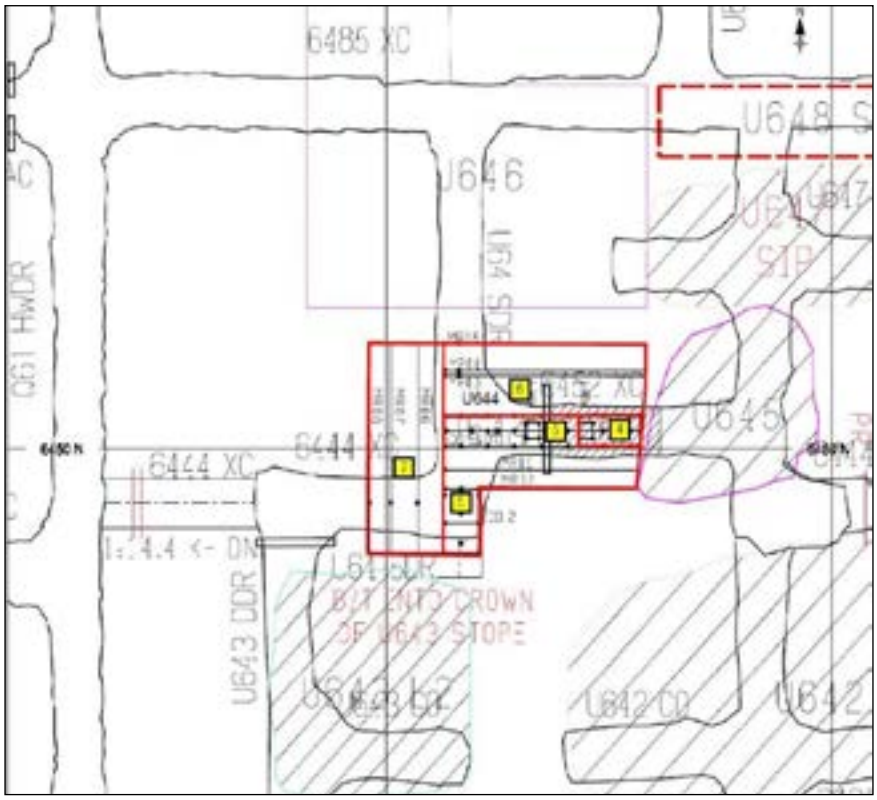


Figure 11. The U644 Lift 2 stope firing sequence on 28D mid sublevel using two CO slots (Özen, 2011)

CONCLUSIONS

At the Musselwhite Mine, implementation of the buffer rings minimized damage to the HW by dissipating the blast energy. Also, the pre-conditioning ring on the FW reduced the impact of high-stress conditions and helped increasing the daily production rates via reducing re-drilling. With adoption of optimized drilling and blasting practices, incorporating geotechnical and geological input into the design parameters and establishing adequate ground control measures, the result of stoping improvements is evident that the transverse longhole stopes at the PQD have yielded a 5-7% dilution on a target planned dilution of 17% and a 90-94% recovery for both primary and secondary stopes (Özen, 2025). These were achieved with minimal oversize material at the drawpoints while providing safer work platforms to underground operators and equipment. It is important to note that, the buffer rings and the pre-conditioning ring have slightly increased drilling costs; however, these costs were marginal compared to the previous drilling and blasting costs associated with re-drilling, hole cleaning and secondary breakage of oversized materials. Although there have been improvements on the ground control measures such as plating and tensioning cable bolts, dumping the cables against the foliation to prevent rock-mass failures and using shotcrete arches at the drawpoint, implementing the buffer rings and the pre-conditioning ring has shown remarkable success since its inception in 2023.

At the Mount Isa Mines` Enterprise Mine, the two-lift stoping technique has been successfully applied at the 3500 Orebody stopes. This has allowed a significant amount of ore to be mined from a number of sublevel open stopes which may not be extracted otherwise due to the concerns around the pillar stability or without sterilizing substantial amount of ore by leaving large pillars. This method required extensive planning and scheduling to safely extract ore from the stopes reaching up to a height of 150 m. One of the benefits was being able to schedule the pre-production tasks in various ways to suit the mining schedule by providing multiple development faces and drilling horizons on multiple sublevels. Additionally, the two-lift stoping method required significant amount of supervision and engineering controls in place so that concurrent mining activities can be conducted safely by maintaining stand-off distances especially during drilling at various sublevels to ensure safety of the underground operators without exposing them to open-hole hazards or drill breakthroughs. Although the two-lift stoping is an

effective method in leaving as little ore behind as possible, it does take longer than taking a single lift stope and incurs additional ground support costs both in developing the stope and rehabilitation after the first lift has been taken (Matthews, 2015). Overall, successful application of the two-lift stoping method has allowed mining the stopes with stable pillars and helped identifying further opportunities.

Although there is no direct link between the works conducted at these two different mine sites, a similar methodical approach was employed by incorporating geotechnical input into the stope design process. The best practices include checking the drill hole deviation, using up-to-date geological mapping for the geotechnical assessments, reviewing the drillers` and blasters` sheets for accurate drill and blast data, using vibration monitoring devices, and conducting regular surveys to ensure the integrity of stope walls. In addition to these, maintaining the stable stopes for safer production has been the primary purpose of various stoping trials which could be applicable at other deep-stress underground mines.

LIMITATIONS & FUTURE WORK

The results of de-stress blasting at the Musselwhite Mine incorporated the initial stoping trials conducted in 2023 and 2024. Future works at the MWM include optimization of burden and spacing based on the data collected from the vibration monitoring devices and the particle size distribution. The two-lift stoping examples from the Mount Isa Mines are referring to the stope designs completed in between 2011 and 2015, and the mine has completed its underground operations in 2025.

ACKNOWLEDGMENTS

The author would like to express his gratitude to Newmont, Glencore MIM and Orla Mining for their permission in publishing this paper and sharing improvements on stoping techniques with greater mining community. Additionally, the author would like to thank his family for their continued support.

REFERENCES

Matthews, D. (2015). 'Pillar design around mullock-filled stopes in the 3500 Orebody, Mount Isa Mines', in Y Potvin (ed.), Design Methods 2015: Proceedings of the International Seminar on Design Methods in Underground Mining, Australian Centre for Geomechanics, Perth, 257-272, https://doi.org/10.36487/ACG_rep/1511_14_Matthews.

Nichols, L., and Sinaga, F. (2023). Newmont Musselwhite Mine, Canada, MEMO – Buffer Ring Design Requirements [unpublished internal report].

Özen, İ. (2011). U644 Stope Final Design Note, Mount Isa Mines Ltd, Australia [unpublished internal report].

Özen, İ. (2022). Newmont Musselwhite Mine, Canada, MEMO - Blasting Sequence of Ventilation Raise [unpublished internal report].

Özen, İ.Ö. (2025). Optimizing Transverse Stoping at the Musselwhite Mine. The Australasian Institute of Mining and Metallurgy Underground Operators Conference Proceedings, 407-423.

https://www.ausimm.com/globalassets/conferences-and-events/underground-operators-2027/underground-operators-2025/ugops-2025-proceedings-ebook-2.pdf

Perry, A., Hashemi, A., Özen, İ.Ö., Anongos, V. (2024). Optimizing stope design in a deeper mining zone at the Musselwhite Mine. CIM Journal, 16(1), 48-59. https://doi.org/10.1080/19236026.2024.2409056

POLİMETAL GEDİKTEPE MADEN İŞLETMESİ ÜRETİM PATLATMARININ NİHAİ ŞEV YÜZEYİNE ETKİSİNİN PPV TABANLI KAYA KÜTLESİ HASAR MODELİ İLE İRDELENMESİ VE ALTERNATİF UYGULAMA SONUÇLARININ KARŞILAŞTIRILMASI

INVESTIGATION OF THE EFFECT OF POLYMETAL GEDİKTEPE MINE PRODUCTION BLASTING ON THE FINAL SLOPE SURFACE WITH PPV BASED ROCK MASS DAMAGE MODEL AND COMPARISON WITH ALTERNATIVE APPLICATION RESULTS

Ö. G. İlik [1*], S. Arslan [2], K. Varol [3]

[1]Kapeks Kimya sanayi A.Ş
*(*Sorumlu yazar: gorkem.ilik@kapeks.com.tr)*
Polimetal Gediktepe Maden İşletmesi
[1]Kapeks Kimya sanayi A.Ş

ÖZ

Madencilik faaliyetlerinde kazı işlemi kayaç yapısına bağlı olmakla birlikte çoğunlukla delme ve patlatma uygulamaları ile gerçekleştirilmektedir. Patlatma ile kazı işlemi patlatma sonucu oluşan yüksek şok ve ısı ile kayacı kırılmasını, oluşan yüksek basınçlı gaz ürünü ile kırılma işleminin devam etmesini ve ötelenmesini sağlama esasına dayanmaktadır. Patlatma enerjinin hedef odaklı homojen dağılımının sağlanması patlatma geometrisi, kullanılan patlayıcı madde türü ve ateşleme sistematiği ile doğrudan ilişkilidir. Patlatma sonucu oluşan kırılma mekanizması hedef kayaç için fayda sağlar iken nihai şev yüzeyinde de süreksizlik formları yaratarak istenmeyen hasarlar oluşturabilmektedir. Bu hasarlar orta ve uzun vade de şev yenilmelerine, ocak tasarım parametreleri olan basamak şev ve genel şev açısını değişmesine ve dolayısı ile cevher kaybına ve hatta maden işletme ömründe azaltmaya sebebiyet verebilmektedir.

Bu çalışma, Polimetal Gediktepe Maden İşletmesinde nihai şev sınırına yakın gerçekleştirilen patlatma uygulamalarının nihai şev yüzeyinde meydana getirebileceği hasar limitinin Forsyth (1993) tarafından ortaya konulan PPV tabanlı kaya kütlesi hasar modeli yaklaşımı ile tahmin edilmesini, gerçekleşen PPV verilerinin kayıt altına alınmasını, irdelenmesini ve iyileştirme çalışmalarının karşılaştırmalı sonuçlarını içermektedir.

Anahtar Sözcükler: Elektronik ateşleme sistemi**,** Patlatma uygulamaları, PPV kaynaklı kayaç hasarı, Şev duraylılığı,

ABSTRACT

Although the excavation process in mining activities depends on the rock structure, it is mostly carried out by drilling and blasting applications. Excavation by blasting is based on the principle of breaking the rock with the high shock and heat generated as a result of blasting, and ensuring the continuation and translation of the breaking process with the high pressure gas product formed. The homogeneous distribution of blasting energy is directly related to the blasting geometry, the type of explosive material used and the firing system. While the fracture mechanism resulting from blasting is beneficial for the target rock, it can also create discontinuity

forms on the final slope surface and cause unwanted damage. These damages may cause slope failures in the medium and long term, change the pit design parameters of step slope and overall slope angle, and consequently lead to ore loss and even a reduction in the mine operating life.

This study includes the estimation of the damage limit of blasting near the final slope boundary at Polymetal Gediktepe Mine Operation by using the PPV-based rock mass damage model approach proposed by Forsyth (1993), recording and analyzing the actual PPV data and the results of the improvement works.

Keywords: Electronic initiation system, Blasting, PPV induced rock damage, Slope stability

GİRİŞ

Patlatma ile kazı işlemi, patlatma sonucu oluşan yüksek şok ve ısı ile kayacı kırma, oluşan yüksek basınçlı gaz ürünü ile kırılma işleminin devam etmesini ve ötelenmesini sağlama esasına dayanmaktadır. Kırılma mekanizması patlatma esnasında basma kuvvetinde bulunan şok dalgalarının süreksizlik veya zon geçiş yüzeylerinden geri yansıyarak çekme kuvveti oluşturması ve çekme kuvveti düşük olan kayacın yenilerek hasar alması olarak açıklanabilmektedir (ISEE, 2011). Bu kırılma mekanizması, yük mesafesi, delikler arası mesafe, patlayıcı şarj parametreleri ve ateşleme zaman tasarımı ile kontrol altına alınarak operasyon için en uyun tane boyutuna kayacı kırma ve yüklenebilir yığın formu oluşturma gibi faydalı işe dönüştürülmektedir. Lakin dalga formaları her yönde hareket ettiğinden özellikle patlatma alanına sınır şev yüzeyi ve gerisinde yer alan kaya kütlesi' ne de hasar verebildiği bilinmektedir. Bu sebep ile nihai şev sınırına yakın gerçekleştirilen özel kesme patlatma uygulamaları ile patlatma kaynaklı oluşabilecek hasarın minimum seviyeye düşürülmesi mümkün olmaktadır.

Patlatma sırasında kırılma ve ötelenme mekanizması süresi boyunca titreşim olarak bildiğimiz birim parçacık hızı PPV mm/s meydana getirmektedir. Bu parametrenin genlik miktarı kayaç mekanik özelliklerine göre kayaç üzerinde yenilmelere sebebiyet verdiği gerçekleştirilen çalışmalar ile ortaya konulmuştur. Forsyth tarafından ortaya konulan Liu, Fleetwood ve Siskind tarafından yapılan çalışmalar ile geçerliliğini koruyan PPV tabanlı kaya kütlesi hasar modeli, PPV ve kayaç hasar ilişkisini en yalın hali ile ortaya koyabilmektedir (Silva vd.,2018).

Bu çalışma Polimetal Gediktepe Kuzey Ocağında gerçekleştirilen nihai şev patlatmalarının PPV tabanlı kaya hasar modeli vasıtası ile kayaç yapısının PPV hasar limitinin tayin edilmesi ve gerçekleştirilen patlamaların PPV verilerinin kayıt altına alınarak sonuçlarının değerlendirilmesi ve iyileştirme çalışmalarının karşılaştırmalı olarak irdelenmesi içermektedir.

Polimetal Gediktepe Maden İşletmesi ve Jeolojisi

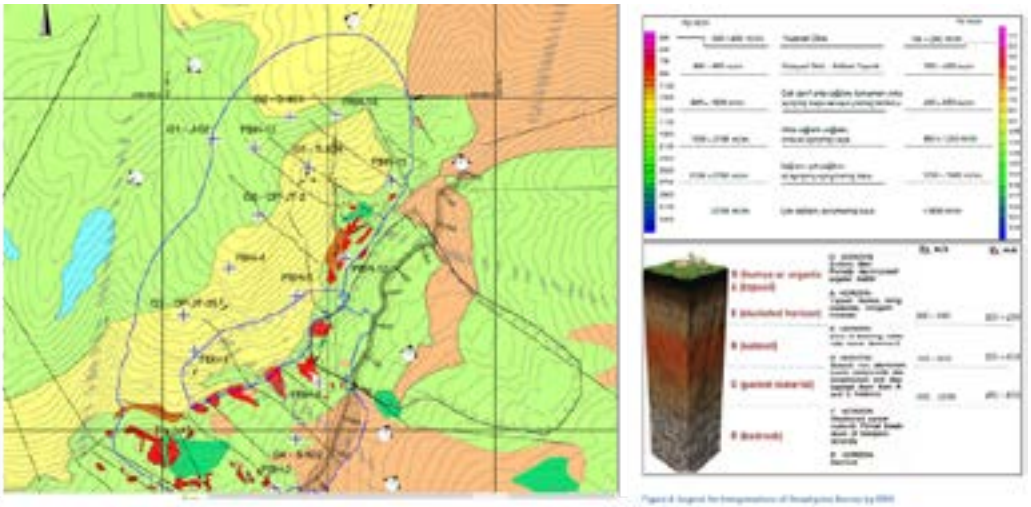
Polimetal Gediktepe Maden Sahası Şekil 1'de görüldüğü üzere Balıkesir İli şehir merkezinin kuş uçuşu yaklaşık 67 km güneydoğusunda Bigadiç'in 38 km doğusunda yer almaktadır. İşletme Türkiye'nin ana tektonik birliklerinden olan Afyon zonu içerisinde bulunmaktadır. Afyon zonu Menderes masifi ile Afyon'un batısı Denizli'nin kuzeyi arasında kalmaktadır. Ana kayaç grubu, Paleozoyik yaşlı metamorfik kayaçlardan, gınays, şist, mika grubu, Paleozoyik, amfibolit, mermer ve kuvarsit olup metamorfizmanın çeşitli dereceleri gözlemlenebilmektedir.



Şekil 1. Polimetal Gediktepe İşletmesi konumu

Kayaç Mekanik Özellikleri

Bu çalışma, farklı litolojiler içeren maden sahasının kuzeyinde yer alan kuzey ocağında gerçekleştirilmiştir. Çalışma alanını temsil edebilecek kaya mekanik verileri Şekil 2'de sunulan Golder firmasının hazırlamış olduğu ocak şev tasarımı nihai raporunda belirtilen sondaj verileri kullanılarak elde edilmiştir. (Golder, 2019)



Rock Type [A]	Corehole.Sample #	Interval (m)	Unit Weight (kN/m³)	UCS (MPa)	Tensile Strength (MPa)	Ratio of UCS to Tensile Strength	Elasticity Modulus (GPa)	Poisson's Ratio
	OP-JT-25.Sa-004	58.30 - 58.50	27.82	16.6	--	--	4.92	0.34
	OP-JT-25.Sa-006	62.28 - 62.60	27.04	--	7.48	--	--	--
	OP-JT-25.Sa-007	75.78 - 76.10	26.33	89.3	7.86	11.4	26.58	0.22
	S878.Sa-002	51.90 - 52.11	26.90	50.3	--	--	27.07	0.22
	OP-JT-2.Sa-005	9.75 - 10.10	27.03	53.8	--	--	28.96	0.21
	OP-JT-2.Sa-006	13.25 - 13.75	26.47	--	3.89	--	--	--
	OP-JT-2.Sa-009	13.25 - 13.75	26.79	--	4.49	--	--	--
	OP-JT-2.Sa-012	114.60 - 114.82	26.03	52.5	--	--	15.60	0.24
	Quartz Feldspar Schist Average		26.67	54.7	6.02	9.1 [B]	18.79	0.25

Şekil 2. Gediktepe İşletmesi sondaj noktaları ve çalışma alanını temsil eden kaya mekanik verileri.

Şekil 2'de çalışma alanını temsil edebilecek sondaj lokasyonları ve verileri işaretli olarak görülmektedir. 7m basamak genişliği ve 15 m basamak yüksekliğine sahip çalışma alanı içerisinde birden fazla litoloji farklılığının olması, birden fazla kaya mekanik verisi ile değerlendirme yapılması gerekliliğini ortaya koymuştur. Bu kapsamda Çizelge 1'de görüldüğü üzere düşük ve orta dayanım olmak üzere iki ayrı sınıfa ayrılmıştır. Değerlendirmeler bu iki farklı veri setine göre gerçekleştirilmiştir.

Çizelge 1. Kaya Mekanik Verileri

Parametreler	Düşük Dayanım	Orta Dayanım
UCS (MPa)	16	54,7
TS (MPa)	1,5	6,02
E (MPa)	4920	18790
V_p (m/s)	1000	2100

PPV Tabanlı Kaya Hasar Modeli ve Kayaç Hasar Limitlerinin Hesaplanması

Forsyth tarafından ortaya konulan PPV tabanlı kaya hasar modeli, kaya malzemelerinin belirli bir PPV_{max} gerilme hızı altında P dalga hızı, çekme dayanımı ve young modülü parametrelerine bağlı olarak kaya malzemesinin çekme dayanımında yenilme olacağı prensibine dayanmaktadır (Fleetwood vd.,2009). Bu prensibe bağlı ampirik formül aşağıda paylaşılmıştır. Yapılan çalışmalar neticesinde minimum hasarın oluşma süreci olan titreşim kaynaklı genişlemenin yaklaşık PPVmax/4 kadar düşük seviyelerde meydana geldiği belirtilmekte olup minör hasar limiti olarak kabul edilmiştir.

PPV_{max}=0,1xUCS

PPV_{max}: Çekme dayanımını yenerek kayaç hasarı oluşturacak kritik pik parçacık hızı (m/s)

UCS: Tek eksenli basınç dayanımı (MPa)

V_p: P dalga hızı (m/s)

E: Young Modülü (GPa)

Golder firması tarafından hazırlanan rapordan elde edilen düşük ve orta dayanıma sahip kaya mekanik verileri ile yapılan hesaplama sonucu aşağıda paylaşılmaktadır.

Düşük dayanım,

PPV_{max}=0,305 m/s=305mm/s

PPV_{min}=0,078 m/s=78mm/s

Orta dayanım,

PPV_{max}=0,673 m/s=673mm/s

PPV_{min}=0,168 m/s=168mm/s

PATLATMA UYGULAMALARI VE ÖLÇÜM SONUÇLARININ DEĞERLENDİRİLMESİ

Kayaç PPV tabanlı kayaç hasar limitleri belirlendikten sonra mevcut patlatma parametreleri sonuçları kayıt altına alınmıştır. Elde edilen veriler doğrultusunda alternatif patlatma tasarımı hazırlanmıştır. Alternatif olarak uygulanan patlatma tasarımında UCS ortalama değerinin işletme genelinde 40MPa altına dayanıma sahip olması daha önce de denenen ve sonuç alınamayan pre-splitte uygulaması yerine line drill (boş delik) uygulaması ile gerçekleştirilmesine karar verilmiştir. Şekil 3'te görüldüğü üzere Her iki patlatmada da PPV değerinin ölçülebilmesi için patlatma gurup sınırına nihai şev doğrultusunda yaklaşık 5m mesafede zemine gömülen 30x30x30cm beton küp üzerine sabitlenen Shottrack Vip Pro 10-40g ivme ölçüm cihazı ile kayıt alınmıştır. Alınan kayıtlar ivmeden, PPV'ye çevrilerek değerlendirilmiştir.



Şekil 3. Shottrack 10-40 g ivme ölçüm cihazının konumlandırılması

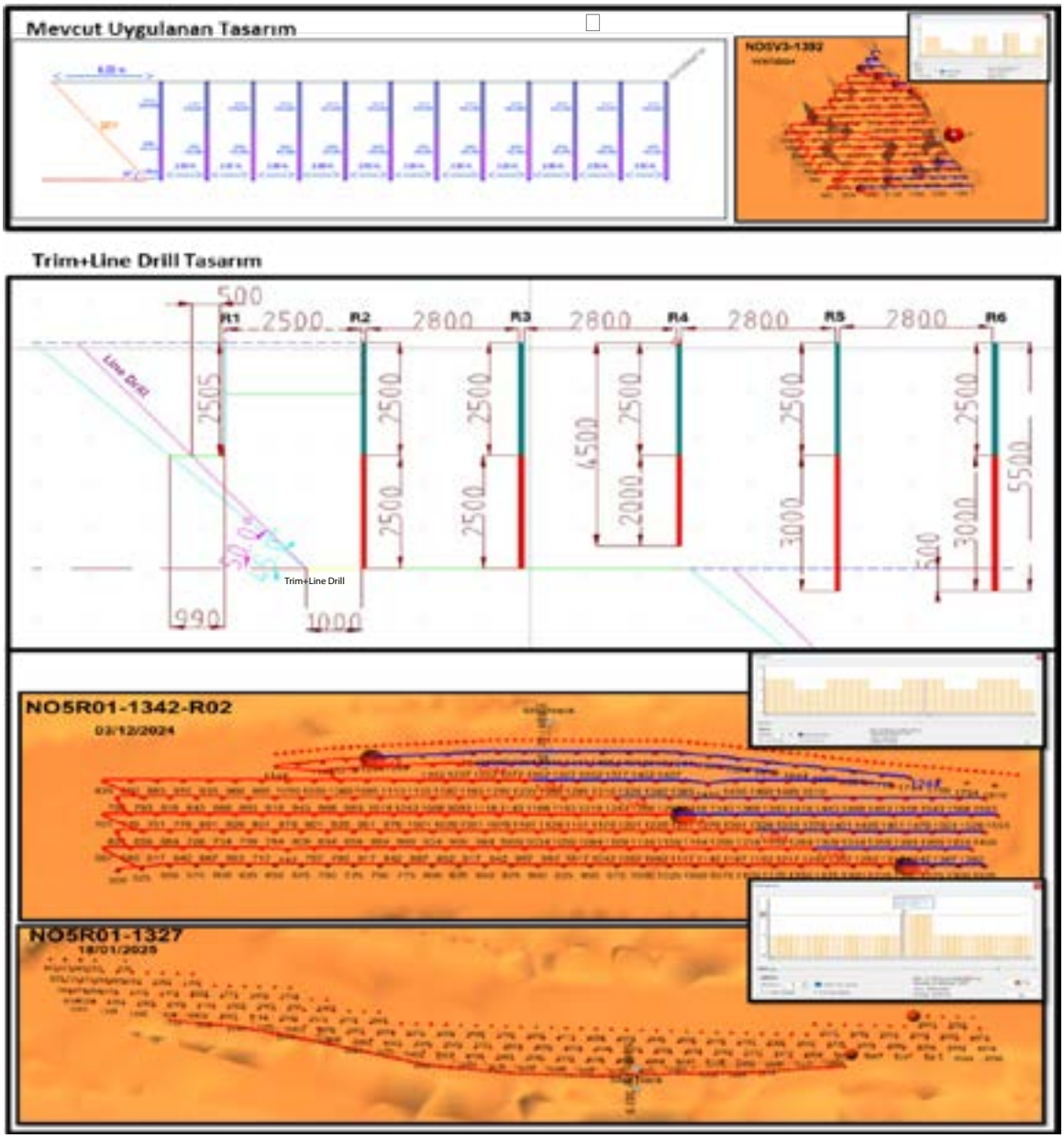
Patlatma Parametreleri

Mevcut uygulanan tasarım, trim+line drill ve elektronik+trim+line drill tasarımlarına ait en kesit, ivme ölçer pozisyonu ve ateşleme tasarımı Şekil 4'de görülmektedir. Mevcut tasarımda nihai şev yüzeyine zarar vermemek delikler adına şev üst sınırından 6m, şev alt sınırından 1m konumlandırılmaktadır. Trim+line drill tasarımda ise line drill (boş delik) sev açısından 5° daha dik uygulanmıştır. Delikler Şev üst sınırına 3,5m ve şev orta sınırına 1m olacak şekilde tasarlanmıştır.

Çizelge 2. Patlatma parametreleri

	Mevcut Tasarım	**Trim+Line Drill Tasarım**	**Elektronik+Trim+Line Drill Tasarım**
Delik Çapı (mm)	89	89	89
Yük Mesafesi (m)	2,80	2,80	2,80
Delikler Arası Mesafe (m)	3,20	3,20	3,20
Sıkılama Mesafesi (m)	2,50	2,50	2,50
Dip Delgi (m)	-	0,50	0,50
Delik Boyu (m)	5,00	5,41	4,83
Line Drill Delik Çapı	-	89	89
Line Drill Delikler Arası Mesafe (m)	-	1,00	1,00
Sıra Sayısı (adet)	18	6	5
MIC (kg)	61	39	21
Ana Patlayıcı Türü	Anfo	Anfo	Anfo
Özgül Şarj (kg/m$^{3)}$	0,21	0,28	0,25
Kullanılan Ateşleme Sistemi	Elektriksiz	Elektriksiz	Elektronik
Grup Sınırı ile Shottrack Arası Mesafe (m)	5,16	5,10	5,10

Çizelge 2'de patlatmalara ait patlatma parametreleri görülmektedir.



Şekil 4. Tasarımlara ait en kesit, ivme ölçer pozisyonu ve ateşleme tasarımı

Patlatma Sonuçları

Mevcut, trim+line drill ve elektronik+ trim+line drill tasarım ile gerçekleştirilen patlatmalara ait alınan ölçüm sonuçları Şekil 5 ve Çizelge 3'te özet olarak paylaşılmaktadır.

Çizelge 3. Patlatma Parametreleri

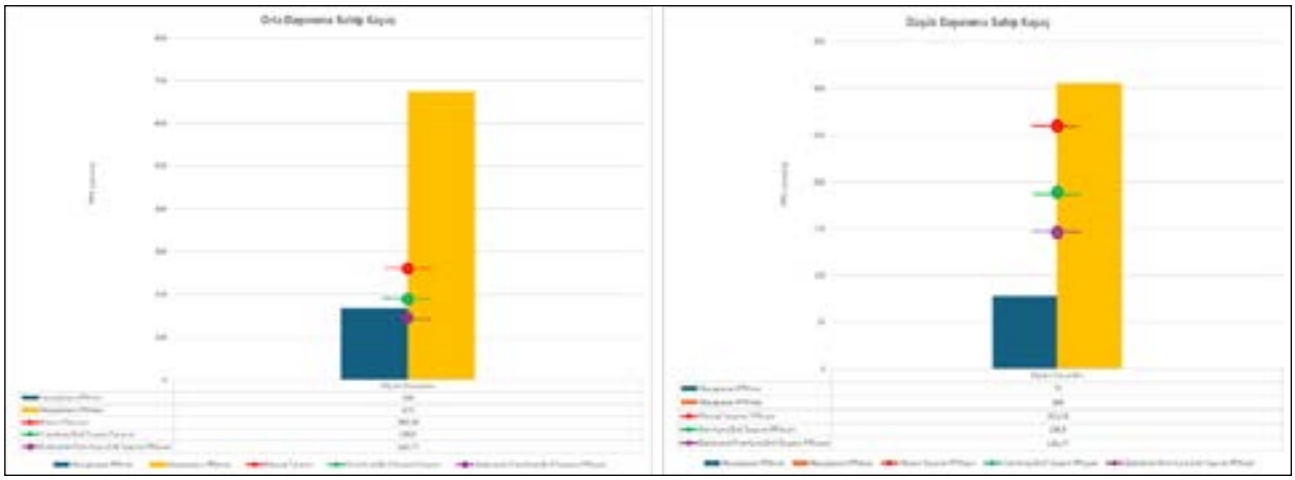
	İvme$_{sum}$ (g)	**Hız$_{sum}$(mm/s)**	**Deplasman$_{sum}$ (mm)**
Mevcut Tasarım	11,78	260,83	16,93
Trim+Line Drill	12,26	188,80	5,72
Elektronik+Trim+Line Drill	9,47	145,77	2,07



Şekil 5. Tasarımlara ait en kesit, ivme ölçer pozisyonu ve ateşleme tasarımı

Patlatma Sonuçlarının Değerlendirilmesi

Forsyth tarafından ortaya konulan PPV tabanlı kaya hasar modeli ile hesaplanan PPV hasar limit sonuçları ile ölçüm sonuçları Şekil 6'da paylaşılmıştır. Mevcut patlatma tasarımı orta dayanıma sahip kayaç majör yenilme limiti olan PPV_{max} 'nın %158, düşük dayanıma sahip kayaç majör yenilme limitin ise %17 altında olduğu görülmektedir. Trim+Line Drill uygulanan tasarım sonucu ise orta dayanıma sahip kayaç majör yenilme limiti olan PPV_{max} 'nın %256, Düşük dayanıma sahip kayaç majör yenilme limitin ise %62 altında olduğu, Elektronik+Trim+Line Drill uygulanan tasarım sonucu ise orta dayanıma sahip kayaç majör yenilme limiti olan PPV_{max} 'nın %361, Minor yenilme limiti olan PPV_{min} ise %15 altında kaldığı, düşük dayanıma sahip kayaç majör yenilme limitin ise %109 altında, minor yenilme limiti olan PPV_{min} ise %86 üstünde olduğu görülmektedir.



Şekil 6. Hesaplanan ve ölçülen PPV sonuçlarının karşılaştırılması

Mevcut ve trim+line drill uygulama sonucunun her iki dayanım özelliğinde de minör hasat limiti olan PPVmax/4 değerlerin üzerinde olduğu, elektronik+trim+line drill uygulamasının ise orta dayanım özelliklerine sahip kayaçta minör hasar limitinin altına olduğu görülmektedir.

SONUÇ

Gerçekleştirilen çalışmada, 7m basamak genişliği ve 15m basamak yüksekliği nihai şev tasarım parametrelerine sahip Gediktepe Maden işletmesinde uygulanan mevcut patlatma tasarımı ve alternatif olarak oluşturulan trim+line drill (boş delik), elektronik+trim+line drill kesme patlatma tasarımlarının nihai şev doğrultusunda 5m gerisine konulan shottrack 10-40g ivme ölçer ile alınan kayıtlarının, Forsyth tarafından ortaya konulan PPV tabanlı kaya hasar modeli ile hesaplanan PPV değerleriyle karşılaştırılması gerçekleştirilmiştir.

Trim+line drill tasarımının, mevcut uygulanan tasarıma kıyasla 5m mesafede %38 daha az PPV, elektronik+trim+line drill tasarımının %79 daha az PPV oluşturduğu alınan ölçümler ile tespit edilmiştir. Bu azalmanın kayaç üzerinde daha az hasar oluşturacağı ve şev stabilitesine pozitif katkı sağlayacağı değerlendirilmektedir. Bu farkın, dört ana parametreden meydana geldiği,

- Line drill (boş delik) uygulaması ile patlatma sonucu gaz basıncının bir miktarının kaya hareketi yerine doğrudan tahliye olması ve line drill hattı boyunca oluşan radyal kırılmaların şev düzeyinde yaratmış olduğu kesme etkisi.

- Sıra sayısının 1/3'e düşürülmesi sonucu kaya hareketinin rahat gerçekleşmesi (sabit burden relief)

- Az sıra sayısı ile birim zamanda patlayan patlayıcı miktarı'nın (MIC) azalması

- Elektronik ateşleme sistemi yardımı ile MIC ve atım yönü kontrolü

Değerlendirilmektedir,

Ayrıca mevcut tasarımda şev üstü sınırından 6m ilerde olan delik pozisyonun patlatma sonrası tarama operasyon süresinin artması gibi problemlerin azaltılması nedeni ile maden operasyon verimliliğine pozitif katkı sağladığı görülmektedir. Mevcut çalışmaya devam edilip, verilerin arttırılması hedeflenmektedir.

KAYNAKLAR

Fleetwood, K. G., Villaescusa, E., Li, J. (2009). Limitations of using PPV damage models to predict rock mass damage. Paper presented at the Thirty-Fifth Annual Conference on Explosives and Blasting Technique, International Society of Explosives Engineers, Denver, CO, USA.

ISEE (International Society of Explosives Engineers). (n.d.). Shock/stress wave induced cracking (18th ed., pp. 137–139). Printed in the United States of America: 18th Edition, First Printing:Jan 2011

Silva, J., Worsey, T., Lusk, B. (2018). Practical assessment of rock damage induced by blasting. Journal of Mining Science and Technology International, *29*(3), 379–385, Kentucky, USA

Golder. (2019) Open Pit Slope Desing And Dewatering & Depresssurizing Evaluation Final Report. Gediktepe Project, Balıkesir Province, Turkey

Shottrack. https://www.shottrack.com.au/product/vib-pro-10-20-40g/

A HISTORY OF BLAST MOVEMENT AND GRADE CONTROL OPTIMISATION

W. Hunt[2], D. La Rosa[2], B. Diallo[2], J. Alford[2]
Ö. G. İlik[1], *, S. Esen[1], D. Ünver[1], E. Özkan[1],

[2]Orica Digital Solutions
[1]*Kapeks Kimya sanayi A.Ş*
*(*Corresponding Author: gorkem.ilik@kapeks.com.tr)*

ABSTRACT

Blast movement in surface mining has been a source of loss since the first blast was ever fired. Since the 1980s, researchers, mining companies, and explosives manufacturers have sought to mitigate the effects of blast-induced movement and optimise grade control delineation. Technological evolution has included simple 2D heave models, blast-inserted hardware, and sophisticated 3D predictive modelling. Grade control polygons, once manually drawn, are now automatically generated using complex non-linear algorithms. This paper presents a concise history of the technological milestones in blast movement mitigation and grade control polygon optimisation. Recent applications show that modern solutions such as OREPro™ 3D can substantially reduce ore loss and dilution, delivering measurable economic benefits.

Keywords: Blast movement, grade control, dilution, optimisation, 3D modelling

INTRODUCTION

Blasting is known to be the first stage of the comminution process in the mine-to-mill value chain. It is both a cost-effective and energy-efficient preparation step for the subsequent crushing and grinding operations at the processing plants. The major goals for any given blast may be fragmentation, ore loss and dilution prevention (grade control), wall-control, muckpile profile (dig-ability), environmental effects (vibration, airblast, fumes, dust etc.), and cost. However, irrespective of the KPI, the blast is considered a failure if it does not break the rock sufficiently for excavation. Breaking the rock usually results in displacement and heave, unless the rock is extremely plastic or soft. When the rock is displaced, "blast movement" occurs, which changes the shape and location of the in-situ rock, and the ore are contained within it. While changing the shape and location of the blast block is inevitable, it can have detrimental effects on the value recovered through grade control if the post-blast rock is not well-understood. Mistakenly sending sub-economic rock to a mill (unintentional dilution) or sending economically viable rock to a waste dump (unintentional ore loss) detracts from the achievable value realised at the mine's mill (Hunt W. a., 2019).

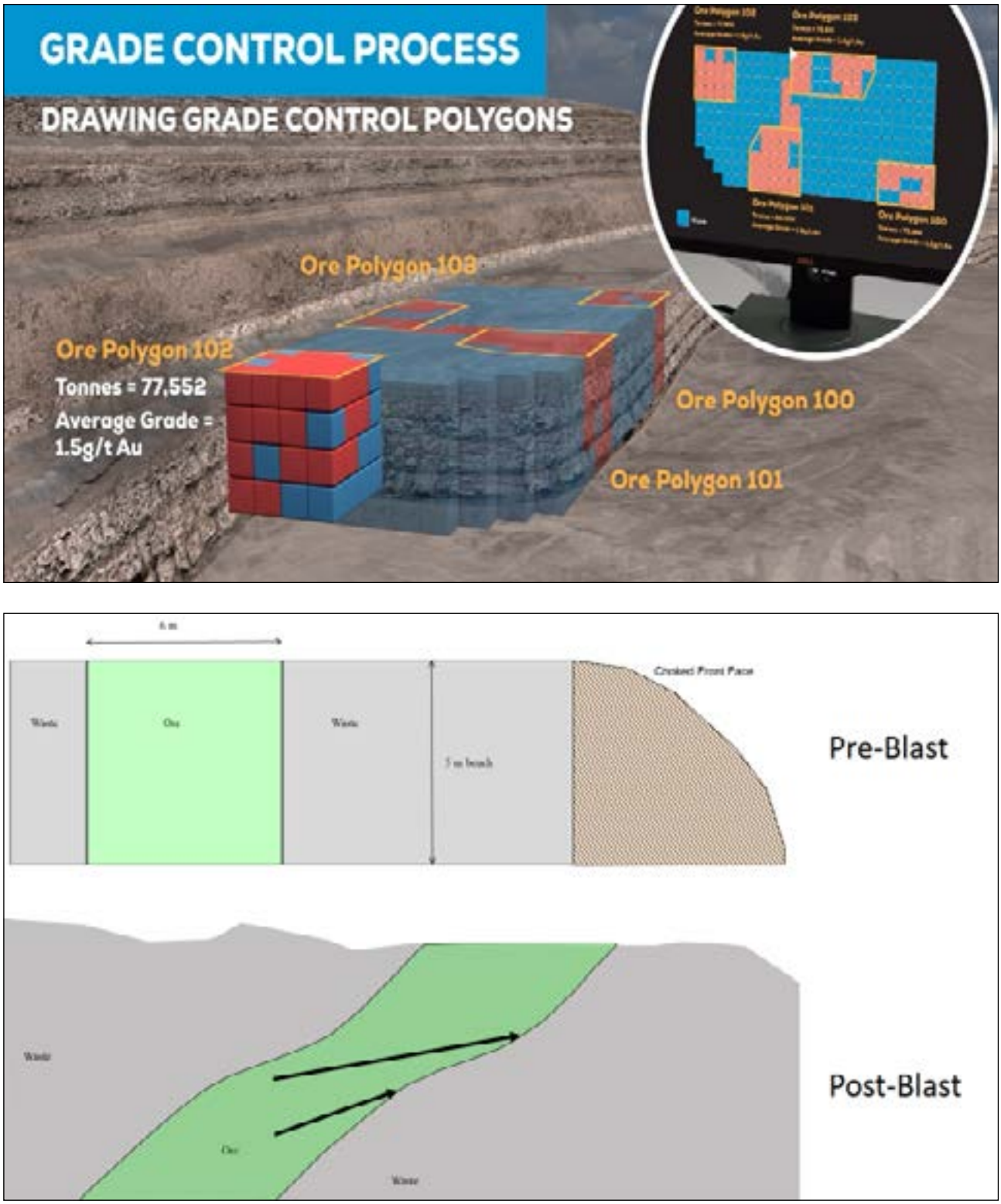


Figure 1. a) Transformation of in-situ rock during blasting (Hunt, 2019)
b) Two-dimensional grade control polygons representing complex 3D ore boundaries

These polygons are supplied to equipment operators via moving maps in fleet management systems (FMS) or flagging on muck-piles to help them excavate and send material to its assigned destination. The decision to delineate one material from another can be as simple as a cutoff grade in Figure 2 (Will Hunt, 2022), or based on expected profit by calculating recovered value at each possible destination (Godoy, 2014).



Figure 2. A typical classification tree for a gold operation

The process of generating polygons was, until recently, performed by manually drawing polygons in the mine's grade control software. As evidenced in much research, humans cannot compete with a computer in drawing optimal polygons (Isaaks E. H., 2014). So, the profit contained in a blast was highly dependent upon the person drawing the polygons, which varied greatly person-to-person and even day-to-day, leading to subjective outcomes (Norrena K, 2001). Additionally, creating polygons was performed on the in-situ grade control model, without taking blast-induced movement into account.

Attempts to Solve Blast Movement with Models – 1980s to Early 2000s

In the late 1980s, researchers at Sandia National Laboratory in NM, USA, began to build models of the blasting process that attempted to simulate movement. A blast movement model was created in 1989 (Kavetsky, 1990), but computer power was severely limited, and the complex calculations required to adequately or accurately model blast movement meant that the model was impractical for operational use.

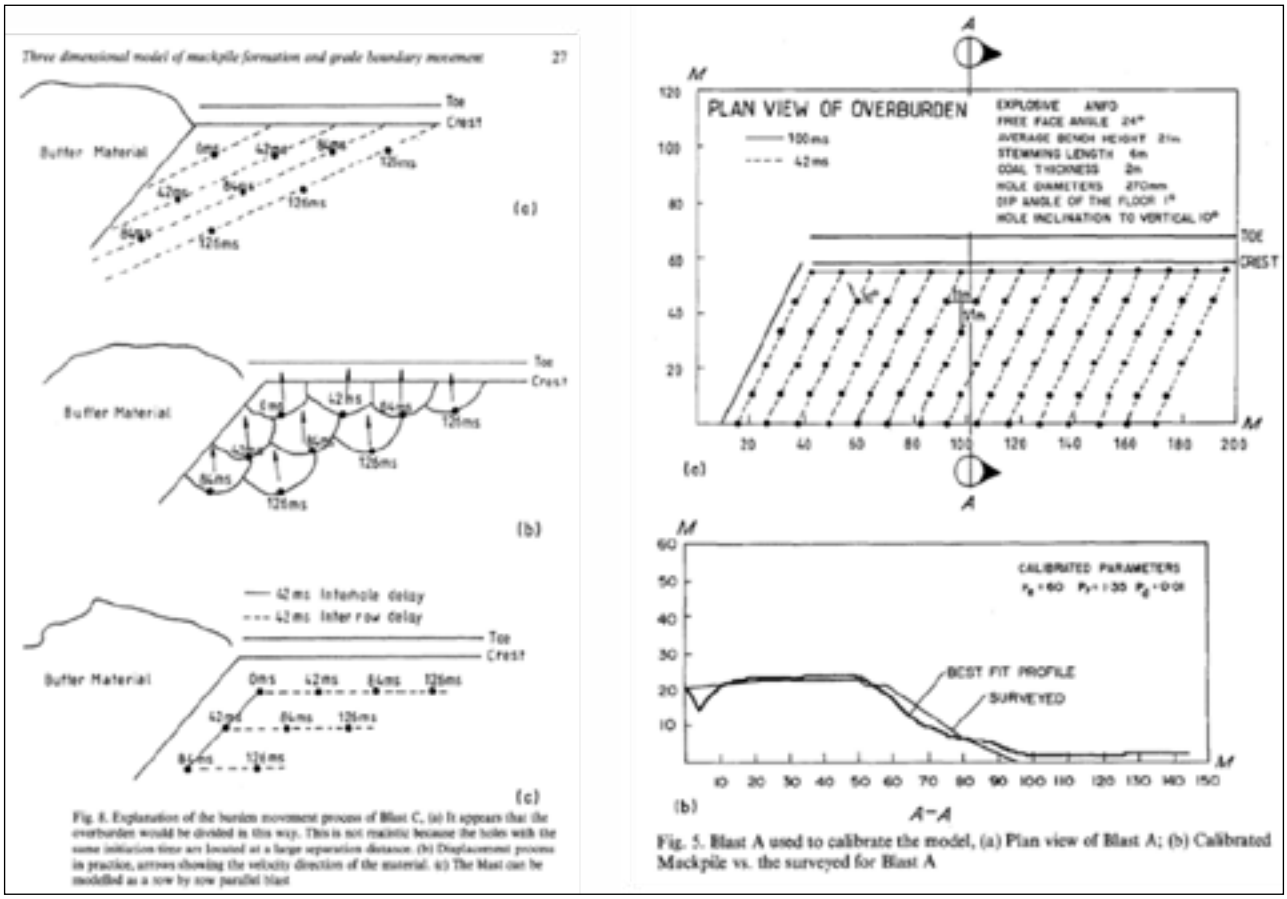


Figure 3. Blast movement model (Kavetsky, 1990)

If blast induced movement was known, blasts could potentially be designed to limit the effects, and the grade control delineation could be changed to minimise the effects of the movement on value achieved. For these and other reasons, many researchers from several organisations continued to work on "heave models" throughout the 1990s and 2000s (P.C. Dare-Bryan, 2012). Over time, the models became more sophisticated and used more complex physics to simulate movement, but they were plagued by long run times, over-simplification of particle swell, and none were adopted for operational use in the mining industry. In 2006, Tordoir hypothesised that computer gaming would likely create the technological advances needed to model blast movement within operational timelines (Tordoir A, 2006), and it turned out to be an accurate prediction, but those advancements would come later.

In 1995, the Mackay School of Mines in Reno, NV, USA, began to work towards building a blast movement model. To understand the complex movement taking place below the surface in a blast, they created "BVI's", or "Blast Vector Indicators", that were placed at various locations in dedicated holes before the blast was fired. These BVI's consisted of PVC pipes and painted sandbags (Figure 4). After the blast, the BVI's were located, allowing the researchers to calculate vectors of displacement in three dimensions (Figure 4) (Taylor, 1995).

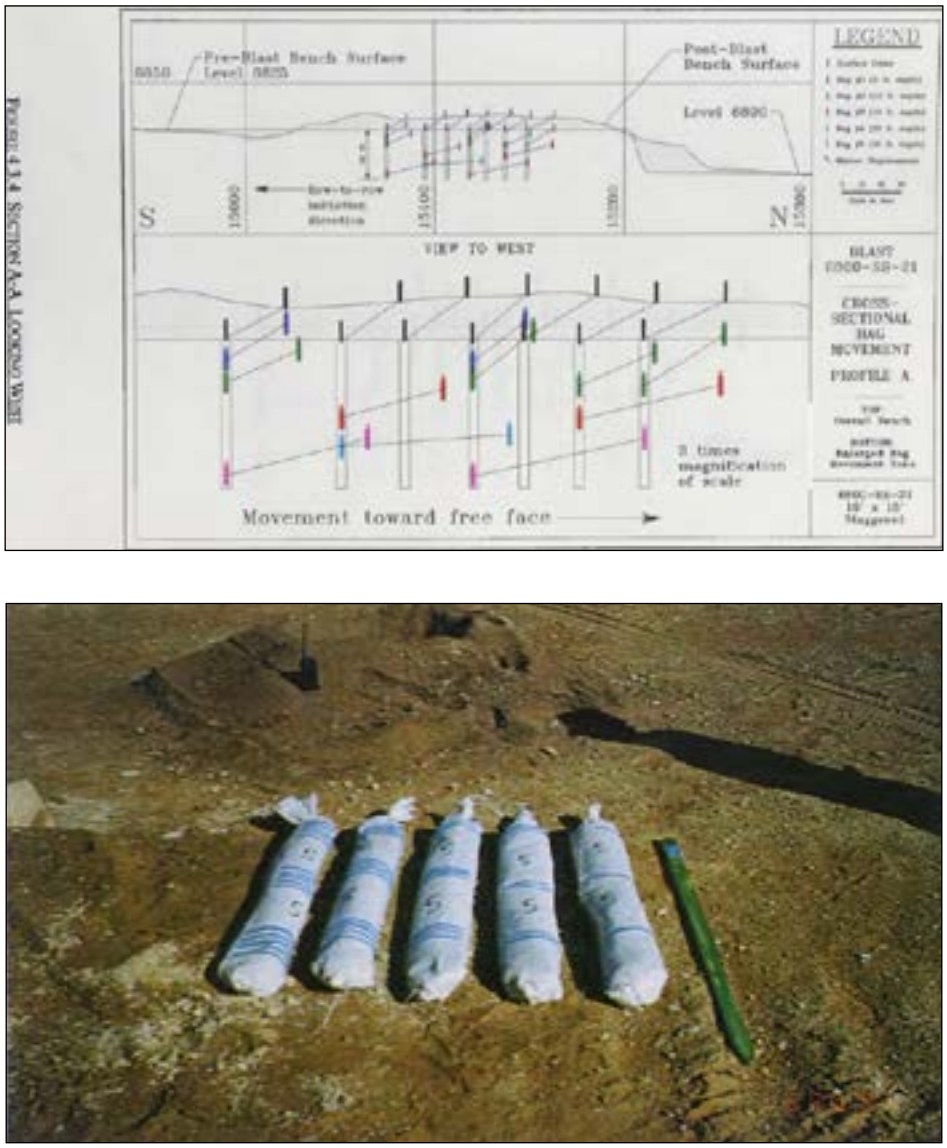


Figure 4. a) Blast Vector Indicator (BVI) components prepared before placement in drill holes (Taylor, 1995)
b) Post-blast cross-sectional movement vectors measured using BVI (Taylor, 1995)

Even with this information, once again, computer power was still the limiting factor, and it was nowhere near powerful enough to adequately model the complexity in a blast within a reasonable amount of time to make the data useful. So, the researchers, in search of a practical solution, created a simplified methodology for offsetting the in-situ grade control polygons horizontally into post-blast locations by statistically shifting the nodes of the polygons according to horizontal movement observed in nearby BVI's Figure 5).

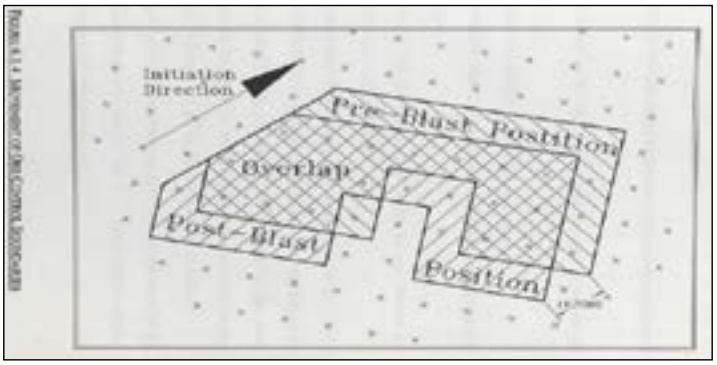


Figure 5. Stop gap method of sliding polygons (Taylor, 1995)

This method of "sliding polygons", or creating "moved polygons" was used by the industry for the next 20 years, in one manner or another. But, the BVI's used by Mackay were not practical, as they had to be excavated before their locations could be known. They needed a BVI solution that miners could use on a daily basis.

So, they began to experiment with other items that could be located in the blasted rock without excavation. Over the next several years, they experimented with magnets, RFID's, and even radioactive elements. Unfortunately for them, researchers at the University of Queensland were also working on the same problem, and they, through their commercial arm, JKTech, invented directional transmitters that could be located by walking over the muck pile with a detector. They called these devices "BMM's", or Blast Movement Monitors, that were commercialised in 2004 (Adam, 2004). They were used by some researchers to continue efforts towards building blast movement models for practical application (Tordoir A, 2006), such as Figure 6.



Figure 6. BMMs in Use to Build a Blast Movement Model (Tordoir, 2006) (Taylor, 1995)

BMM's became ubiquitous throughout the industry after their commercialisation. The vectors provided by them, coupled with the method of shifting polygons horizontally, were used in production at mines around the world for many years, with notable benefits. However, this method of polygon node translation involved a 2D oversimplification of a complex 3D problem, and without an underlying post-blast model, it was not possible to "optimise" the post-blast polygon locations. Some researchers questioned the method and the supposed benefits of shifting polygons with BVI's or BMM's (Isaaks E., 2019).

Polygon Optimization 1980 to 2010s

Polygon optimisation, sometimes referred to as "digline optimisation", went through an academic and practical process as well. The stop-gap method of sliding polygon nodes created by Taylor in 1995 was very useful, but it had several drawbacks.

Firstly, this method did not allow for managing variable vertical movement, which was measured at the time of Taylor's work. But, as the research was being performed at a single flitch mine, vertical movement was not a critical concern. Secondly, mining directions and face angles could not be considered in the creation of the "moved polygons", as the polygons could not be constructed to accommodate variable mining directions and complex face angles, which are a fact of surface mining (Figure 7).

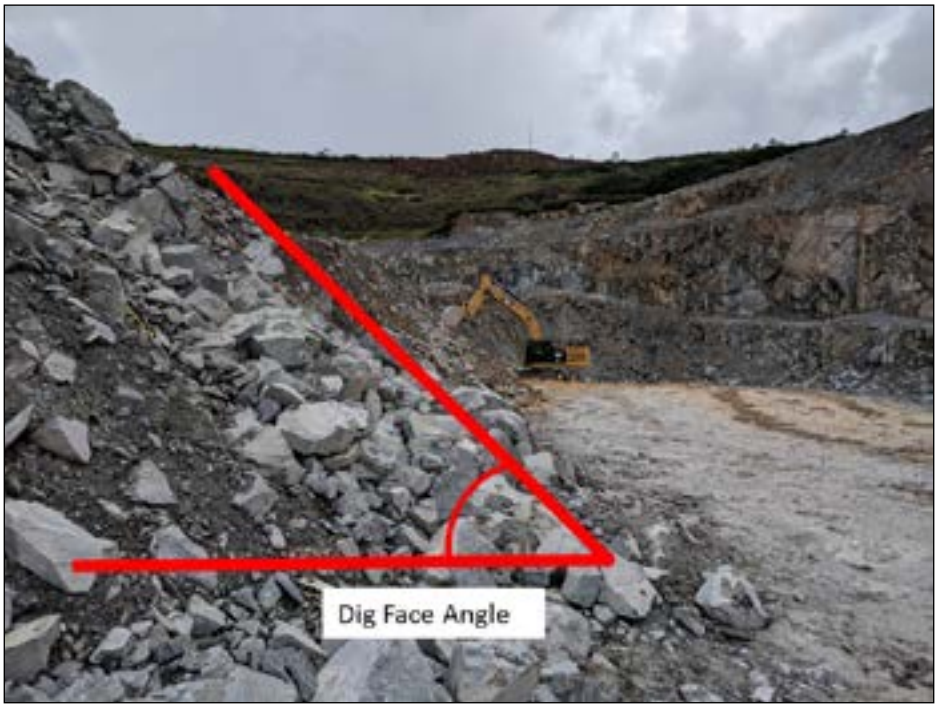


Figure 7. Typical dig face, or mining face angle (Taylor, 1995)

Lastly, the moved polygons did not have an underlying block model for calculations, which does not allow for the contents of the moved polygons to be calculated. Therefore, no optimisation could take place.

Researchers continued to utilise algorithms, such as those created for schedule optimisation, and develop new algorithms to create polygon delineation programs, such as Figure 8 (Norrena K, 2001). These programs were, essentially, two-dimensional algorithms that assumed vertical digging, which is not possible in many cases.

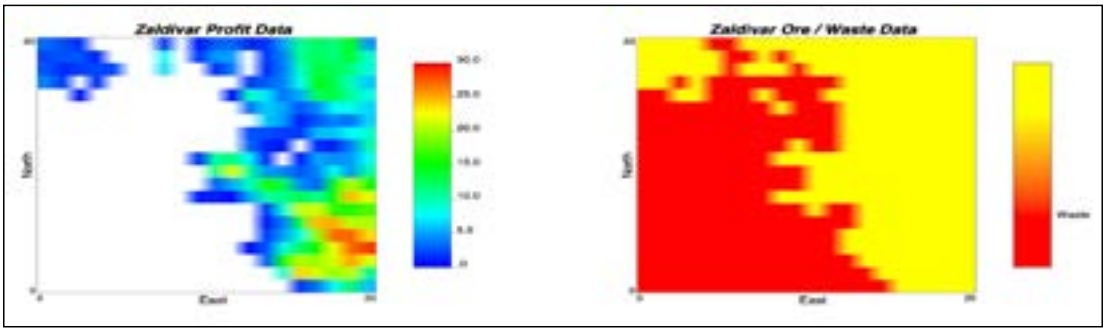


Figure 8. Digline optimisation (Norrena K, 2001)

Since grade control polygons had been traditionally drawn manually, a computer-powered optimiser was easily able to create more profitable delineations (Figure 9).

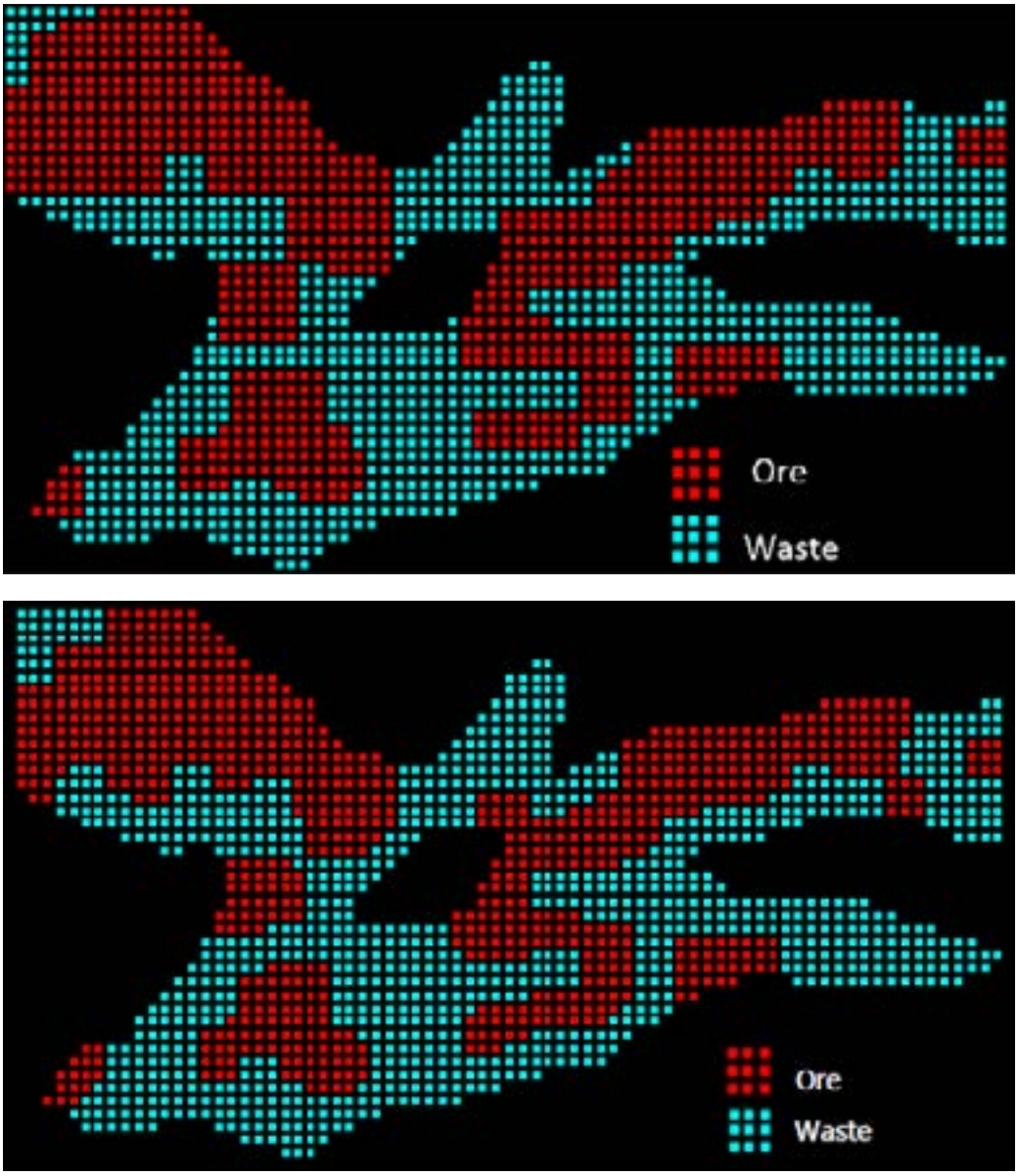


Figure 9. Manually-drawn Vs. computer drawn dig limits (Ruiseco, 2016)

In addition to the methods being developed for the creation of polygon delineation, new methods of classification were created to allow for optimal delineation that incorporated recovered value at each possible destination (Godoy, 2014).

Several products were developed to aid in the creation of grade control polygons, such as "Digger" (Isaaks E. H., 2014), "Dig Doctor" (Ruiseco, 2016), and others.

Polygon Optimisation and Blast Movement Modelling Makes a Comeback – 2010s Through 2020s

Throughout the 2010s, researchers continued to develop blast movement models and sought practical ways to apply them. In 2014, Isaaks proposed combining a post-blast movement model with a polygon optimisation algorithm to maximise recovered value — a method aiming to achieve the highest possible profit for each blast (Isaaks E., 2014).

By late 2018, a small startup launched "OREPro™ 3D," software designed to create a post-blast model and generate optimised grade control polygons. Supported by Kinross, this system was validated through a reconciliation study at Tasiast, resulting in an additional 10,893 oz Au and a reduction in variance from 18% to 1% (Poupeau, 2019). Other companies reported similar outcomes, supporting Isaaks' hypothesis.

Initially, OREPro™ 3D required BVI data and post-blast surveys, classifying it as a reactive model. However, challenges like safety risks and limited data availability drove the development of a more autonomous solution. By 2020, leveraging GPU-based computation and proprietary algorithms, the software evolved into a predictive physics model that eliminated the need for BVI hardware.

Today, OREPro™ 3D can create post-blast grade control models and optimised polygons within seconds, integrating profit goals, flitch boundaries, digging directions, and face angles (Figure 10, Figure 11.

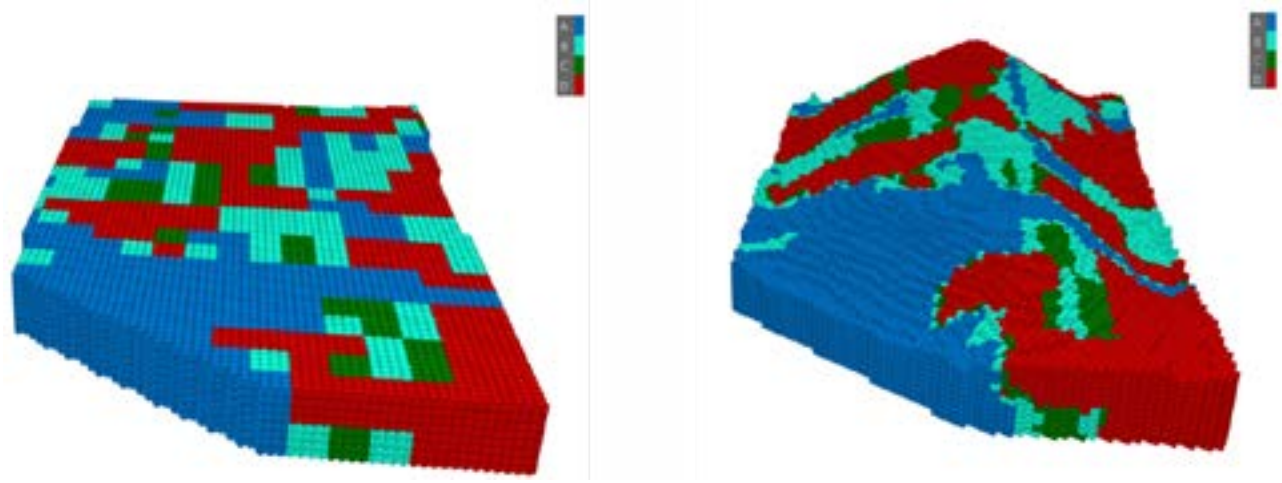


Figure 10. OREPro™ *3D pre and post-blast block models*

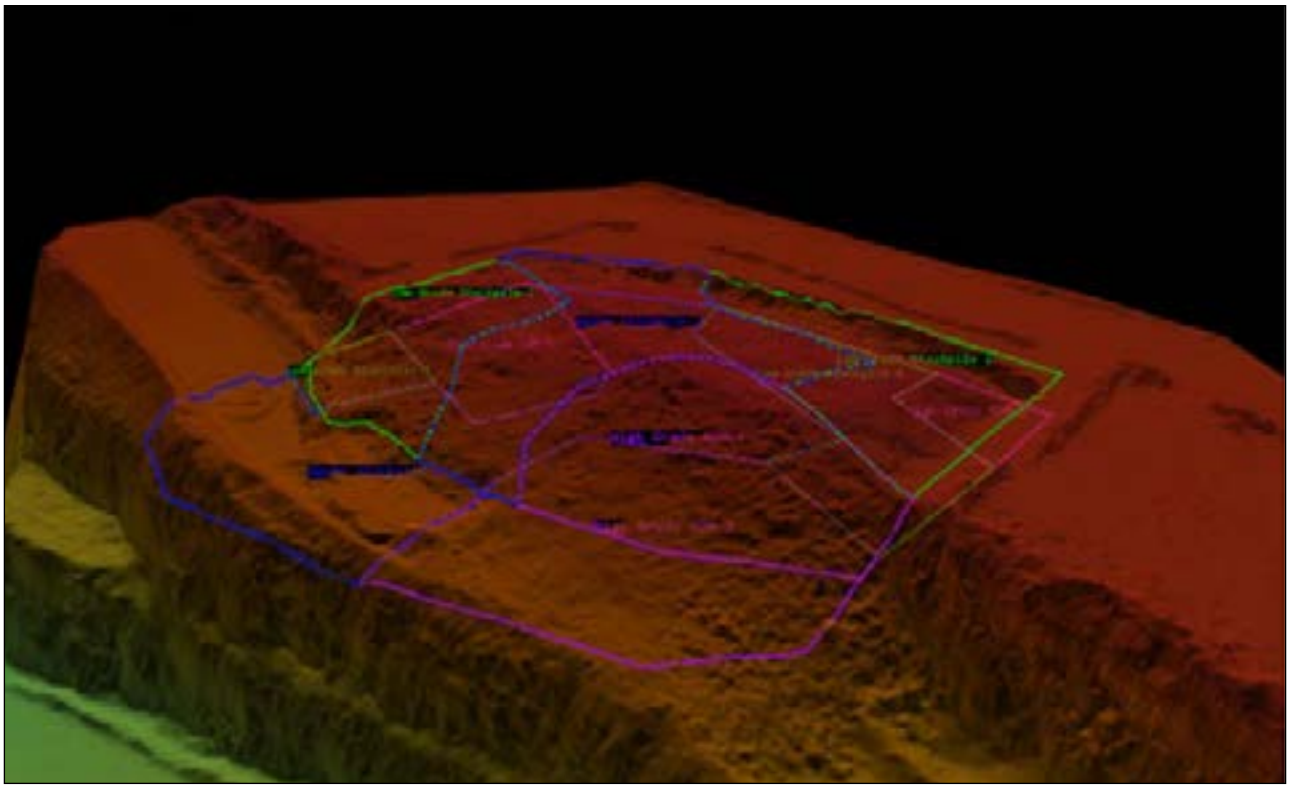


Figure 11: 3D grade control polygons created using OREPro™ 3D

SUMMARY

To date, over 60,000 blasts have been modelled using OREPro™ 3D, with less than 1% relying on BVIs for movement tracking. While data from other software is limited, they have likely been used in thousands of blasts as well. The industry began its grade control optimisation journey in the 1980s by attempting to model post-blast heave but faced a 30-year delay until computing power became sufficient. Today, thanks to the efforts of researchers, academics, and companies, the industry has returned to the originally proposed solution.

What the next 30 years will bring remains uncertain. However, identifying our true objectives and working backwards from those goals can help drive purposeful innovation and deliver meaningful improvements to industry performance.

REFERENCES

Adam, M. a. (2004). A new technology for measuring blast movement. Proc. of Innovative Mineral Developments - Achievements in a Changing World, Sydney: AUSIMM.

Godoy, R. D. (2014). Grade control based on economic ore/waste classification functions and stochastic simulations: examples, comparisons and applications. Mining Technology, 123.

Hunt, W. (2019). How to use heave, movement, and ore block optimization to increase grade and decrease dilution. SME Annual Conference. Denver: SME.

Hunt, W. (2019). To flitch or not to flitch. ISEE Annual Meeting. Denver: ISEE.

Hunt, W. a. (2019). How to use heave, movement, and ore block optimization to increase grade and decrease dilution. SME. Denver: SME.

Isaaks, E. (2019). Don’t be misled by ore loss and dilution calculations. SME Annual Conference. Denver: Isaaks & Co.

Isaaks, E. H. (2014). Optimum dig lines for open pit grade control. Proceedings of the 9th International Mining Geology Conference (pp. 425-432). Australian Institute of Mining and Metallurgy.

Isaaks, E., B. R. (2014). Modelling blast movement for grade control. Mining Geology. Adelaide: AUSIMM.

Kavetsky, R. Y. (1990). A three dimensional model of muckpile formation and grade boundary movement in open pit blasting. International Journal of Mining and Geological Engineering, 18–34.

La Rosa, D., T. D. (2005). Australia Patent No. 7367269.

Norrena, K., & D. (2001). Automatic determination of dig limits subject to geostatistical, economic, and equipment constraints. SME. Denver: SME.

P.C. Dare-Bryan, B. P. (2012). Computer modelling of cast blasting to calculate the variability of swell in a muckpile. FragBlast 10. New Delhi: ISEE.

Poupeau, H., & a. (2019). Blast induced ore movement: The missing step in achieving realistic reconciliations. Mining Geology. Perth: AUSIMM.

Ruiseco, J. (2016). Dig-limit optimization in open pit mines through genetic algorithms. Masters of Engineering, McGill University.

Taylor, S. (1995). Blast induced movement and its effect on grade dilution at the Coeur Rochester Mine. Reno: Thesis, University of Nevada Reno.

Thornton, M. A. (2004). A new technology for measuring blast movement. Proc. of Innovative Mineral Developments - Achievements in a Changing World. Sydney: AUSIMM.

Tordoir, A., & W. D. (2006). A new 3D simulation framework to model blast induced rock mass displacement using physics engines. Fragblast 9. Grenada.

Will Hunt, L. J. (2022). Economic ore control (EOC). SME Annual Conference (p. Presentation). Salt Lake City: SME.

Y.V. Vasylchuk, C. D. (2019). Approximate blast movement modelling for improved grade control. Mining Technology, 128(3).

BULK -EMÜLSİYON KULLANILARAK BİR YERALTI MADEN İŞLETMESİNİN GALERİ ATIMLARININ İYİLEŞTİRİLMESİ

IMPROVEMENT OF AN UNDERGROUND MINING OPERATION'S GALLERY SHOTS USING BULK-EMULSION

S. Oran Altan[1], H. Bereket[2]

[1]Esan Eczacıbaşı Endüstriyel Hammaddeler San. ve Tic. A.Ş Türkiye
[2]Nobel Explosives Patlayıcı Maddeler San.ve Tic. A.Ş Türkiye

ÖZET

Bulk-Emülsiyon patlayıcı ürünleri, yeraltı madenciliğinde gelişmiş patlatma verimliliği sağlamak amacıyla kullanılan modern patlayıcı türlerindendir. Bulk Emülsiyon, genellikle hidrolik veya elektrikli bir pompa sistemi yardımıyla deliklere doğrudan şarj edilmektedir. Geleneksel kartuşlu patlayıcılara kıyasla daha az insan gücüne ihtiyaç duymakta ve uygulama süresini önemli ölçüde azaltmaktadır. Böylece, hem operasyonel verimlilik artmakta hem de iş güvenliği açısından daha kontrollü bir süreç sağlanmaktadır. Bu çalışmada, geleneksel kartuşlu patlayıcılar ile Bulk-Emülsiyon ürünleri karşılaştırılmış ve çeşitli performans kriterleri değerlendirilmiştir.

Uygulamalar sonucunda, Bulk-Emülsiyon patlayıcılarla yapılan patlatmalarda daha homojen ve ince taneli bir parçalanma elde edildiği, kesitlerin düzgün bir biçimde açıldığı, istenilen ilerlemenin tam olarak sağlandığı ve kazı sonrası aynanın daha düzenli oluştuğu raporlanmıştır. Bununla birlikte, kapsül (delik) sayısında yaklaşık %23 oranında azalma sağlanmıştır. Bu durum, hem maliyetleri düşürmekte hem de çevresel etkileri azaltarak daha sürdürülebilir bir madencilik uygulaması sunmaktadır.

Anahtar Kelimeler: Patlatma, Bulk-Emülsiyon Patlayıcı, Parçalanma.

ABSTRACT

Bulk-Emulsion explosives are modern explosive types used to provide improved blasting efficiency in underground mining. Bulk-Emulsion is typically charged directly into holes using a hydraulic or electric pump system. Compared to traditional cartridge explosives, it requires less manpower and significantly reduces application time. This increases operational efficiency and provides a more controlled process for occupational safety. This study compared traditional cartridge explosives with Bulk-Emulsion products and evaluated various performance criteria.

The results of the applications reported that blasting with Bulk-Emulsion explosives resulted in more homogeneous and fine-grained fragmentation, smooth cross-sections, full progress, and a more uniform post-excavation face. Furthermore, the number of capsules (holes) was reduced by approximately 23%. This reduces both costs and environmental impact, enabling a more sustainable mining practice.

Keywords: Blasting, Bulk-Emulsion Explosive, Fragmentation

GİRİŞ

Madencilik ve inşaat sektörlerinin vazgeçilmez bir bileşeni olan patlayıcı maddeler günümüz madencilik faaliyetlerinin ihtiyaçlarına paralel olarak sürekli bir dönüşüm ve gelişim içerisindedir. Bu bağlamda, **bulk emülsiyon** patlayıcıları, hem güvenlik hem de verimlilik açısından sağladığı avantajlarla öne çıkan bir üründür. Enerji yoğunluğu yüksek, suya karşı dayanıklı ve çevresel etkileri minimize eden yapıları sayesinde bulk emülsiyon, geleneksel patlayıcılara kıyasla çok daha sürdürülebilir çözümler sunmaktadır. Ülkemizde yeraltı işletme yöntemiyle faaliyet gösteren inşaat ve maden işletmelerinin tamamına yakınında kartuşlu patlayıcılar kullanılarak üretim işlemleri gerçekleştirilmektedir. Son yıllarda hızla yükselen patlayıcı hammadde fiyatları yüzünden üreticiler maliyetleri azaltabilmek için yeni uygulamalar arayışına girmişlerdir. Kartuşlu patlayıcılara alternatif olarak Bulk-Emülsiyon ürünü kullanılmaktadır.

Bulk emülsiyon patlayıcılar hidrolik veya elektrikli bir pompa yardımı ile delik içerisine şarj edilmektedir. Hidrolik pompalar yeraltında kullanılan araçların üzerine kolaylıkla monte edilebilir ve hidrolik sistemlerine bağlanarak kolay kullanım olanağı sağlamaktadır. Bulk emülsiyon patlayıcılar pompa üzerinde bulunan antistatic özel bir hortum yardımı ile delik içerisine şarj edilmektedir. Hortumun uç kısmında bulunan noozle aparat Bulk- emülsiyon patlayıcının delik çeperlerine homojen olarak dağılmasını sağlamaktadır. Delik içerisi boşluk kalmadan tamamen dolduğu için kartuşlu patlayıcılarda görülen temas etmeme problemi Bulk Emülsiyon şarjı sırasında ortadan kalkmaktadır. Bulk Emülsiyon patlayıcılar kartuşlu patlayıcılara (powergel) oranla daha yüksek detonasyon hızı (VOD)'na sahiptirler.

BULK-EMÜLSİYON (POMPALANABİLİR) PATLAYICI

Bulk-Emülsiyon patlayıcılarda emülsiyonlaştırma ve karıştırma işlemi emülsiyon istasyonunda veya karıştırma/yükleme kamyonunda gerçekleştirilebilir. Tipik bir bulk-emülsiyon teknik özellikleri Çizelge 1'de verilmiştir. Resim 1'de pompalama istasyonu ve pompadan patlayıcı şarjının nasıl olduğu görülmektedir. Patlayıcı istasyonda hazırlandığı zaman, patlayıcı kamyonu patlayıcılar için basit bir taşıma ve yükleme ünitesi görevi görür. Alternatif olarak, kamyon bir karıştırma ve yükleme ünitesi olarak kullanılabilir. İkinci durumda ise patlayıcının hazırlanması iş yerinde gerçekleşmektedir ve çeşitli karışımların hassas miktarlarıyla sürekli patlatma deliğine şarjlanmasına olanak tanımaktadır. Bu sistem patlayıcıların ekonomik olarak üretilmesini sağlar. Şarjlama işlemi doğrudan ve 200 kg/dakikaya kadar hızlarda kolayca pompalanabilir. Bir diğer avantajı ise su içeren deliklere bile pompalanabilmesidir. Bulk-Emülsiyon zorlu koşullar altında bile aylarca özellikleri değişmeden kalabilir (Satıcı Ö., 2006)

Çizelge 1. Bulk-emülsiyon teknik özellikleri

Yoğunluğu	1,10 - 1.20 (g/cm³) (İdeal)
Kritik delik çapı Ø	40 mm
Patlama hızı	6180 m/s
CO_2 Salımı	165 (Kg/t) (Duman Class 1)
Bağıl etkin enerji (Relative Effective Energy)	
Bağıl ağırlık kuvveti	(%) 96
Bağıl Yığın kuvveti	(%) 148



Şekil 1: Bulk-emülsiyon pompası



Şekil 2 : Bulk-emülsiyon IBC tank



Şekil 3 : Bulk emulsion sevk işlemi.

Bulk-Emülsiyon Patlayıcıların Avantajları

Bulk-emülsiyon patlayıcılar; patlatma etkinliği, verimlilik, lojistik süreçlerin yönetimi ve güvenlik açısından önemli avantajlar sunmaktadır. Bu avantajlar aşağıdaki alt başlıklar altında detaylandırılmıştır.

Patlatma Performansına Etkileri

- Yüksek detonasyon hızı sayesinde patern aralıkları artırılarak daha az delik açılması yeterli olmakta, böylece delme maliyetleri düşmektedir.
- İlerleme hızında önemli artışlar sağlanmaktadır.
- Daha iyi kaya parçalanması ve gevşek pasa yapısı ile yükleme işlemi kolaylaşmaktadır.
- Yan kayaca ve/veya tavana daha az şarj uygulanarak enerji kontrolü sağlanmakta ve nihai yapılar korunmaktadır.

Patlatma Verimliliğine Etkileri

- Şarj işlemi hızlı gerçekleştirilebildiğinden, üretim patlatmalarında şarj süresi önemli ölçüde azalmaktadır.
- İlerleme atımları hem daha verimli hem de daha kısa sürede tamamlanmaktadır.
- Patlayıcıların insan gücüyle taşınmasına olan ihtiyaç ortadan kalkmaktadır.

Lojistik Süreçlere Etkileri

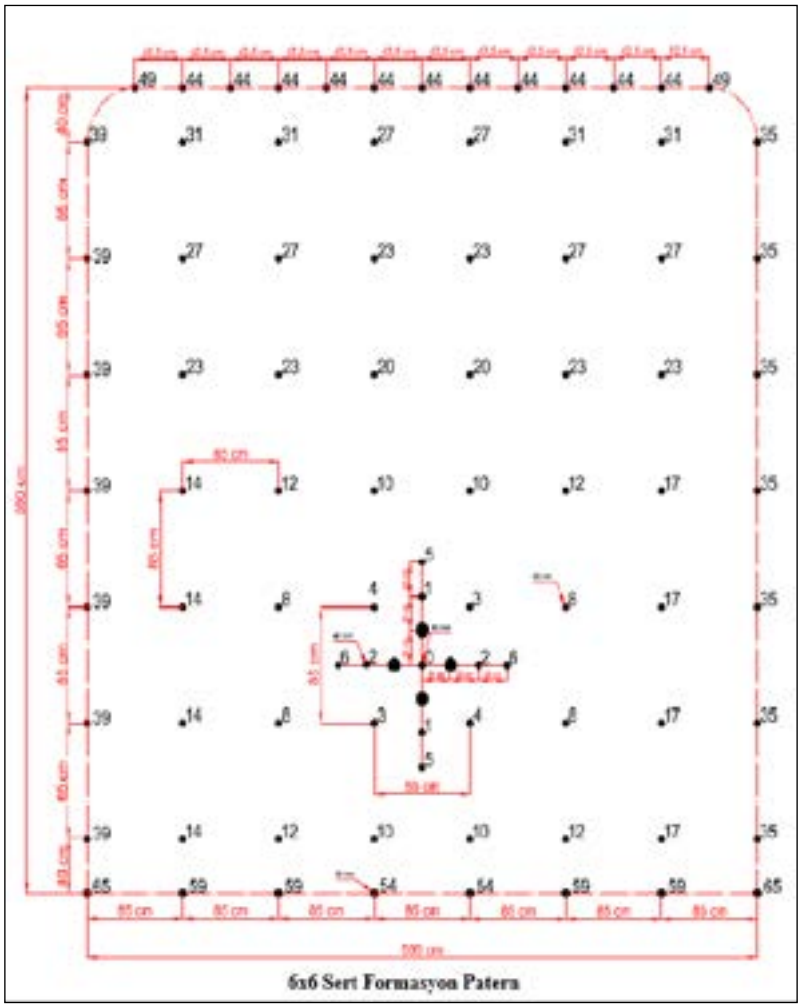
- Patlayıcı depolama ihtiyacı ve buna bağlı giderler azalmaktadır.
- Patlatma döngüsü daha kısa sürede tamamlanarak operasyonel verimlilik artmaktadır.
- Patlayıcı ambalajlarının imhasına gerek kalmadığından çevresel ve operasyonel avantajlar sağlanmaktadır.

Güvenlik Üzerindeki Etkileri

- Kısa nakliye döngüleri sayesinde operasyon sırasında daha yüksek güvenlik sağlanmaktadır.
- Darbe ve şoka karşı düşük hassasiyeti ile güvenlik riskleri azalmaktadır.
- Pompalama yöntemiyle delik dolumu yapılarak daha güvenli bir sistem kurulmaktadır.
- Suya karşı dayanıklılığı sayesinde kartuş patlayıcılarda görülen temas etmeme problemleri ortadan kalkmaktadır.
- Pompalanan hortum çapı, kritik çapın altında olduğundan patlayıcının dolumu sırasında tehlike arz etmemektedir.
- Sülfürlü (reaktif) zeminlerde sülfitlerin nitratla tepkimeye girmesi sonucu açığa çıkan yüksek ısılar, prematüre patlamalara neden olabilmektedir; Emülsiyon patlayıcılar, sülfürlü zeminlerden numuneler alınarak test sonucunda sülfür oranına göre tepkimeye girmeyecek şekilde üretildikleri için prematüre patlatmalara neden olmaz.
- Nitrat bazlı patlayıcılara kıyasla çok daha düşük seviyede yeraltı suyu kirliliğine neden olmaktadır.

Örnek Uygulama ve Sonuçlar

Bu çalışma kapsamında gerçekleştirilen patlatmalar, Balıkesir ilinde faaliyet gösteren, kurşun-çinko madeni üretimi yapan bir yeraltı madenciliği işletmesinde uygulanmıştır. Uygulamada kullanılan patlatma paternine ve patlatma gecikmelerine ait görsel Şekil 4'de sunulmaktadır.



Şekil 4. Patlatma aynasına ait patern ve gecikme tasarımı



Şekil 5. Patlatma aynasına ait örnek bir görüntü.

İşletmede kartuşlu patlayıcı ve Bulk-Emülsiyon kullanılarak birer atım izlenmiştir. Atımlara ait patlatma parametreleri ve kullanılan patlayıcı madde bilgileri ile miktarları Çizelge 3'de verilmiştir.

Çizelge 2. Powergel magnum 365 teknik özellikleri.

TEKNİK ÖZELLİKLER	
İdeal Patlama Hızı	6330 m/s
İdeal Patlatma Basıncı	120300 atm
İdeal Patlatma Sıcaklığı	2630º K
Yoğunluk	1.20 gr/cm³
Suya Dayanıklılık	Çok İyi
İdeal Patlama Isısı	3580 Kj/Kg
İdeal Gaz Hacmi	941 Lt/Kg
ANFO'ya göre Efektif Enerji	118%
ANFO'ya göre Bulk Strenght	177%

Çizelge 3. Atımlara ait patlatma parametreleri ve diğer bilgiler

Atım Verileri	1. Atım	2. Atım
Patlayıcı Cinsi	Kartuşlu Patlayıcı	Bulk-Emülsiyon
Ayna Genişliği	6x6	6x6
Delgi Boyu	3,8 m	3,8 m
Sıkılama Boyu	1 m	1 m
Kapsüller Sayısı	85 adet (LP 5 m)	65 adet (LP 5 m)
Dinamit (Powergel Magnum 365)	270 kg	33kg
Bulk-Emülsiyon	-	280 kg
Delik Çapı	45 mm	45 mm
İlerleme Boyu	2,5 m	3,7 m
Ayna Yüzey Alanı	36 m^2	36 m^2
Özgül Şarj	1,98 kg/m^3	2,3 kg/m^3
Ayna Dolum Süresi	75 dk	48 dk

Patlatma sonrası atımlar incelendiğinde kartuşlu patlayıcı kullanılarak yapılan patlatma sonucu elde edilen yığının ait görüntü Şekil 5'de verilmiştir. Elde edilen yığının parça boyut dağılımındaki iri parçalanma açıkça gözlenmektedir.



Şekil 6. Kartuşlu patlayıcı kullanılarak yapılan patlatma sonucu elde edilen yığına ait örnek görüntü.

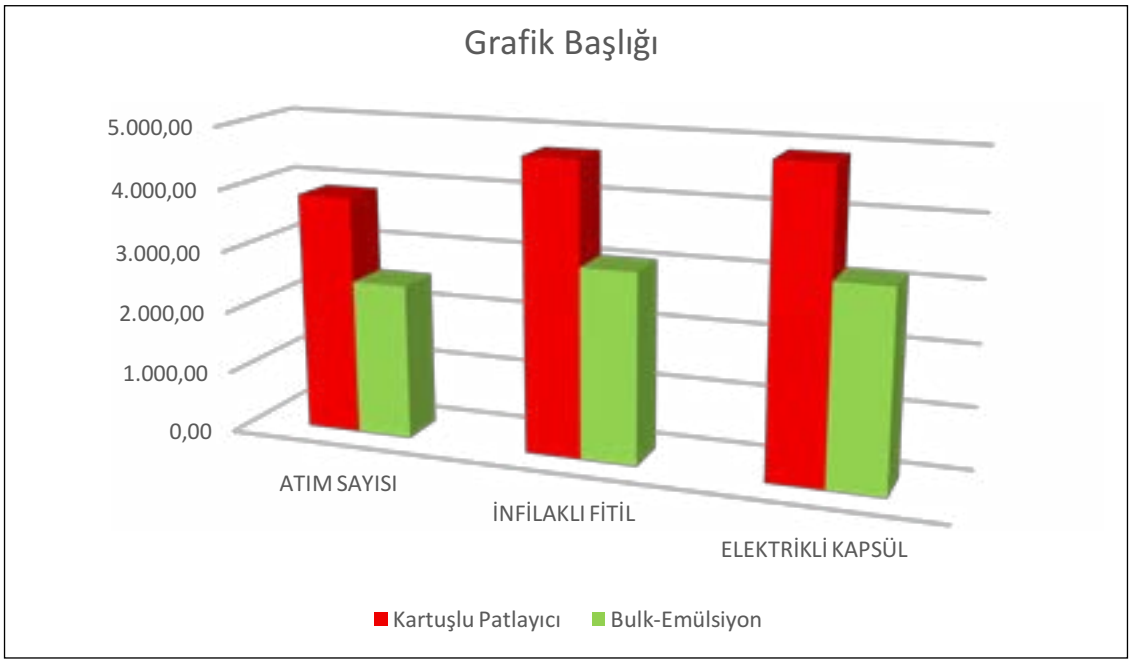


Şekil 7. Bulk-emülsiyon patlayıcı kullanılarak yapılan patlatma sonucu elde edilen yığına ait görüntü.

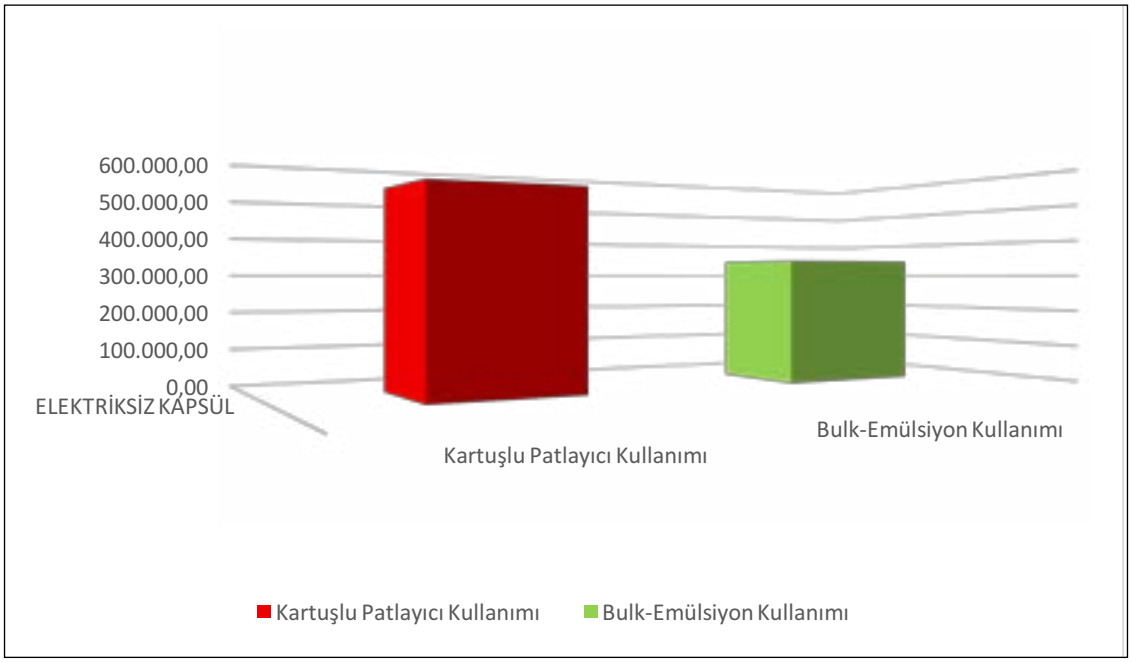
Elde edilen yığının parça boyut dağılımında iri parçaların azaldığı ve daha iyi bir parçalanma derecesine sahip olunduğu görülmektedir.



Şekil 8. Bulk-emülsiyon patlayıcı kullanılarak yapılan patlatma sonucu elde edilen tavan görüntüsü



Çizelge 4. Yıllık patlayıcı madde kullanım miktarları



Çizelge 5. Elektriksiz kapsül kullanım grafiği

Yukarıdaki tabloda bir yılda kullanılan Elektriksiz kapsül, infilaklı fitil, elektrikli kapsül ve atım sayısındaki azalma ileriye yönelik yatırımlar için ciddi bir kazanç sağlamaktadır.

SONUÇLAR

Çalışma kapsamında incelenen patlatmalar sonucunda aşağıdaki sonuçlar elde edilmiştir.

- Pompalanabilir patlayıcılar delik cidarını tamamen doldurabilme özelliği ile atım sonrası görüntülerine bakıldığında tane boyutunun kapsüle duyarlıya göre çok daha küçük olduğu gözlenmiştir.
- Pompalanabilir patlayıcı madde kullanımı ile ayna şarj süresi kısalmıştır.
- Yapılan deneme sonucunda delik sayısı %23 düşürülmüştür.
- Bulk-Emülsiyon kullanımı ile düşen delik sayısına karşın ilerleme boyu %35 artmıştır.
- Patlayıcı miktarı azalmıştır.
- Delik sayısının azalması ile delgi maliyetleri %20 azalmıştır.
- Delik sayısının azaltılmasıyla kullanılan yıllık kapsül sayısı %35 azalmıştır.
- Atım sonrası açığa çıkan gaz miktarı çok azdır. Gaz miktarının az olması nedeni ile aynaya giriş süresi kısalmıştır.
- Tane boyunun küçülmesi pasa naklinde kamyon sayısını ve toplam nakliye süresini azaltmıştır.
- Dolum işlemi için gerekli personel sayısı azalmıştır.

KAYNAKLAR

Satıcı, Ö., 2006. Drilling & Blasting As A Tunnel Excavation Method. 24 s.

Bereket. H. 2025. Metalik Madenler Sempozyumu.

MALATYA BULVAR BOSTANBAŞI EVLERİ'NİN PATLAYICI MADDE KULLANILARAK KONTROLLÜ YIKIMI VE İŞ SAĞLIĞI VE GÜVENLİĞİ ÖNLEMLERİ

DEMOLITION OF MALATYA BULVAR BOSTANBAŞI HOUSES USING EXPLOSIVES AND OCCUPATIONAL HEALTH AND SAFETY MEASURES

E. Kahraman[1,*] E. Özdemir[2], U. Sınıkçı[3],

[1]Çukurova Üniversitesi, *Mühendislik Fakültesi, MadenMühendisliği Bölümü, Adana, Türkiye*
*(*Sorumlu yazar: ekahraman@cu.edu.tr)*
[2]İnönü Üniversitesi, *Malatya MYO,* İş *Sağlığı ve Güvenliği Programı, Malatya, Türkiye*
[3]*Mermad Madencilik* İnşaat, *Mersin, Türkiye*

ÖZ

6 Şubat 2023 tarihinde meydana gelen yıkıcı deprem sonrasında, ağır hasar görmüş yapıların hızlı, güvenli ve maliyet etkin biçimde tasfiyesi amacıyla en uygun yöntem olarak kontrollü patlatma tekniği benimsenmiştir. Bu çalışma, Malatya Bulvar Bostanbaşı Evleri'nde yürütülen yıkım sürecini ayrıntılı olarak incelemektedir. Yapıların statik ve dinamik özellikleri dikkate alınarak geliştirilen patlatma planı, blokların güvenli biçimde çökertilmesini sağlamış ve çevresel etkiler asgari düzeye indirilmiştir. Yıkım öncesi, yıkım sırasında ve sonrasında uygulanan iş sağlığı ve güvenliği tedbirleri sistematik bir yaklaşımla değerlendirilmiştir. Bulgular, kontrollü patlatma yönteminin ekonomik açıdan avantaj sağladığını, operasyon süresini kısalttığını ve çevresel etkileri azalttığını ortaya koymaktadır.

Anahtar Kelimeler: Asrın felaketi, kontrollü patlatma, bina yıkımı, iş sağlığı ve güvenliği

ABSTRACT

Following the devastating earthquake of February 6, 2023, controlled blasting was adopted as the most appropriate method for the rapid, safe, and cost-effective removal of severely damaged structures. This study provides a detailed examination of the demolition process carried out at the Bulvar Bostanbaşı residential complex in Malatya. The blasting plan, developed by considering the static and dynamic characteristics of the buildings, ensured the safe collapse of the blocks while minimizing environmental impacts. Occupational health and safety measures implemented before, during, and after the demolition were systematically evaluated. The findings demonstrate that controlled blasting not only offers economic advantages but also shortens the operation duration and mitigates environmental effects.

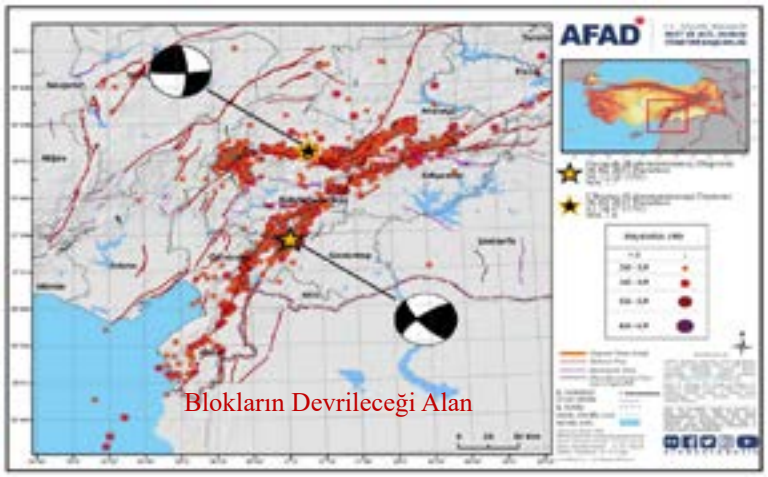
Keywords: Disaster of the century, controlled blasting, building demolition, occupational health and safety

GİRİŞ

Sanayileşme süreci, hızlı nüfus artışı, yerleşim alanlarının sınırlılığı ve büyükşehirlere yönelen yoğun göç hareketleri, konut talebini önemli ölçüde artırmaktadır. Bu talebin karşılanabilmesi amacıyla son yıllarda yüksek katlı yapıların inşası yaygınlaşmıştır. Ancak, bu yapıların ekonomik ve yapısal ömürlerini tamamlamaları veya doğal afetler sonucunda hasar görmeleri durumunda, kontrollü yıkımlarının gerçekleştirilmesi kaçınılmaz hâle gelmektedir.

Geleneksel mekanik yıkım yöntemleri, özellikle büyük ölçekli yapılar söz konusu olduğunda, iş gücü ve ekipman ihtiyacına bağlı olarak yüksek maliyetler doğurmaktadır (Akatay, 2000; Koca, 2006). Buna karşın, patlayıcı madde kullanılarak gerçekleştirilen yıkım teknikleri, özellikle yedi katın üzerindeki yapılarda daha hızlı, güvenli ve ekonomik bir alternatif olarak öne çıkmaktadır (Fazilet, 2014). Bu bağlamda, yıkım yöntemlerinin seçiminde maliyet, hız, güvenlik ve çevresel etkiler gibi faktörlerin bir arada değerlendirilmesi gerekmektedir.

6 Şubat 2023 tarihinde, Kahramanmaraş'ın Pazarcık ve Elbistan ilçelerinde sırasıyla 7,8 Mw ve 7,5 Mw büyüklüklerinde, yaklaşık dokuz saat arayla meydana gelen iki büyük deprem, Türkiye'nin yakın tarihinde en yıkıcı doğal afetlerden biri olarak kayıtlara geçmiştir (Şekil 1). "Asrın felaketi" olarak nitelendirilen bu depremler, Kahramanmaraş, Gaziantep, Şanlıurfa, Diyarbakır, Adana, Adıyaman, Osmaniye, Hatay, Kilis, Malatya ve Elazığ illerinde geniş çaplı yıkıma ve yüksek can kaybına yol açmıştır. Deprem sonrası süreçte, hasar görmüş yapıların kontrollü biçimde yıkılması, hem güvenlik hem de yeniden yapılanma faaliyetleri açısından kritik önem taşımaktadır.



Şekil 1. 06.02.2023 Pazarcık (Kahramanmaraş) Mw 7.7 ve Elbistan (Kahramanmaraş) Mw 7.6 depremleri ve artçı şok aktivitesi (AFAD, 2023)

Deprem sonrası 11 ilde T.C. Çevre, Şehircilik ve İklim Değişikliği Bakanlığı tarafından hasar tespit çalışmaları yapılmış olup binaların durumu hasarsız, az hasarlı, orta hasarlı ve ağır hasarlı derecelendirilmiştir. Hasarsız bina deprem nedeniyle herhangi bir hasar meydana gelmeyen binadır. Az hasarlı bina deprem nedeniyle binanın boyasında, sıvalarında ve duvarlarında oluşan ince çatlaklar ile duvarlardan düşen sıvaların olduğu binalardır. Hasarsız ve az hasarlı binalar değerlendirirken depremden önce oluşan binadaki hasarlar ve kusurlar değerlendirilmez ve binanın kullanılmasında bir sakınca yoktur. Orta hasarlı binalar deprem nedeniyle binanın duvarlarındaki yarıklar ile taşıyıcı elemanlardaki ince çatlakların olduğu binalardır. Depremden önce oluşan binadaki hasarlar ve kusurlar değerlendirilmez. "Orta" hasarlı yapıda taşıma gücündeki azalma giderilmeden (yapı onarılmadan) ya da güçlendirilmeden yapı kullanılmamalıdır. Eşyaların tahliyesi gerçekleştirilebilir. Son olarak ağır hasarlı binalar deprem nedeniyle binanın taşıyıcı elemanlarındaki geniş ve yaygın kesme kırılmalarının/ayrılmaların olduğu binalardır. Ağır hasarlı yapıların onarılmaz taşıma gücü kaybı ve geri (dayanım ve ekonomik açısından) alınamaz hasarları olan binalar olarak tanımlanır (CSB, 2023).

Ülkemizde meydana gelen bu felaket sonrası yıkılması gereken binalar bölge halkı için halen devam etmekte olan artçı sarsıntılar ve binaların statik durumundan dolayı tehlike yaratmaktadır. Bu durum hasarlı binaların acil olarak yıkılmasına sebep olmuştur. Özellikle kat sayısı fazla olan binaların mekanik olarak yıkımı hem zaman alıcı hem de maliyetlidir. Diyarbakır kentinde 8. Ana Jet Üs Komutanlığı içerisinde bulunan su kulesi yıkımında yapılan çalışmalarda kontrollü patlatma tekniğinin maliyetinin % 80 daha az olduğu görülmüştür (Doğan & Uzal, 2009).

Mekanik yıkımdan kaynaklanan dezavantajları ortadan kaldırmak için hasarlı binaların patlayıcı madde kullanılarak yıkımı yapılmaya başlanmıştır. Binanın konumu, yapısı, kat sayısı gibi parametreler değerlendirilerek yıkım yöntemine karar verilmektedir. Ülkemizde binaların patlayıcı madde ile yıkımı kentsel dönüşüm projelerinde aktif olarak kullanılmaktadır. Böylece son yıllarda yapıların patlayıcı madde kullanılarak yıkımı ile ilgili çalışmalarda ön plana çıkmıştır.Türkiye'de betonarme yapıların kontrollü patlatmalarla yıkımına ilişkin literatürde kapsamlı araştırmalar bulunmaktadır. Bu çalışmalarda, yıkım sürecinde kullanılan patlatma teknikleri, uygulamada tercih edilen ekipmanlar, yıkımın çevresel etkileri, farklı yıkım yöntemlerinin karşılaştırılması ve maliyet analizleri ayrıntılı olarak incelenmiştir (Akatay, 2000; Güven, 2019).

Kentsel dönüşüm projesi kapsamında Ankara ili Sincan ilçesinde bulunan Güneşevler Sitesi'ne ait 4 adet binanın kontrollü patlatma tekniği ile yıkımını gerçekleştirilmiştir (Karadoğan vd., 2015). Benzer şekilde İstanbul ili Kartal ilçesinde bulunan Tüm Emek İş Sitesi'ne ait 4 blokta kontrollü patlatma tekniği kullanılarak yıkılmıştır (Özer vd., 2015). Her iki çalışmada da binanın yapısı, mevcut durumu, çevre binalara olan mesafesi göz önüne alınarak uygun patlatma tasarımı yapılmış ve patlayıcı madde kullanılarak yapılan yıkımlar öngörülen şekilde gerçekleşmiştir.

Edirne Kapıkule Gümrük Lojmanlarının patlayıcı kullanılarak kontrollü yıkımı gerçekleştirilmiştir. Binanın yapısal durumuna uygun olarak patlatma tasarımı yapılmış. Çalışmada yıkım maliyeti değerlendirilmiştir. Kat sayısının az olması ve sıralı patlatma ateşleme süresinin kısa olmasından dolayı mekanik yıkımın daha ekonomik olduğu sonucuna varılmıştır (Özyurt vd., 2016).

Bu çalışma, yüksek katlı yapıların yıkımında kullanılan yöntemleri kapsamlı bir şekilde ele almayı ve uygulama güvenliğini incelemeyi amaçlamaktadır. Ayrıca, 6 Şubat 2023 depremlerinin ardından ağır hasar gören yapıların yıkım sürecinde karşılaşılan zorlukların analiz edilmesi ve bu sürece yönelik çözüm önerilerinin geliştirilmesi yoluyla literatüre katkı sağlamayı hedeflemektedir. Bu kapsamda, Malatya ilinde bulunan ve söz konusu depremler sonucunda ağır hasar alan Bulvar Bostanbaşı Evleri örneği ele alınmış; yapının kontrollü patlatma yöntemiyle yıkımında kullanılan patlatma teknikleri, uygulama aşamaları ve süreç yönetimi ayrıntılı olarak sunulmuştur. Bunun yanı sıra, yıkım sırasında uygulanan iş sağlığı ve güvenliği önlemleri değerlendirilerek, benzer projeler için rehber niteliğinde çıkarımlar yapılmıştır.

YAPILARDA KONTROLLÜ PATLATMA TASARIMI

Kontrollü patlatma yöntemi, yapıların planlı ve güvenli bir şekilde yıkılabilmesi amacıyla taşıyıcı sistemin kritik noktalarına yerleştirilen patlayıcıların eşzamanlı veya belirli gecikmelerle ateşlenmesi prensibine dayanmaktadır. Bu yöntem, alt katlardaki taşıyıcı elemanların patlayıcı etkisiyle ani şekilde devre dışı bırakılması ve bunun sonucunda üst katlarda yer alan elemanların yüksek basınç ve moment etkisi altında zincirleme biçimde göçmesi ile yapının yıkımını tetikler (Özyurt, 2013).

Patlayıcı madde kullanılarak yapılan yıkımlarda standart bir tasarım yaklaşımı bulunmamaktadır; her yapı için ayrı bir patlatma tasarımı yapılması zorunludur. Tasarım sürecinde yapının statik ve dinamik özellikleri, taşıyıcı sistem tipi (çerçeve, perde duvar, karma sistem vb.), malzeme özellikleri (beton sınıfı, donatı oranı, donatı detaylandırması), yapı yüksekliği ve kütlesi, zemin özellikleri, çevredeki yapıların konumu ve hassasiyeti gibi çok sayıda parametre dikkate alınmalıdır (Dowding, 1996; Özyurt, 2013). Bu parametreler, patlatmanın davranışını ve oluşacak göçme mekanizmasını doğrudan etkileyen kritik tasarım değişkenleridir.

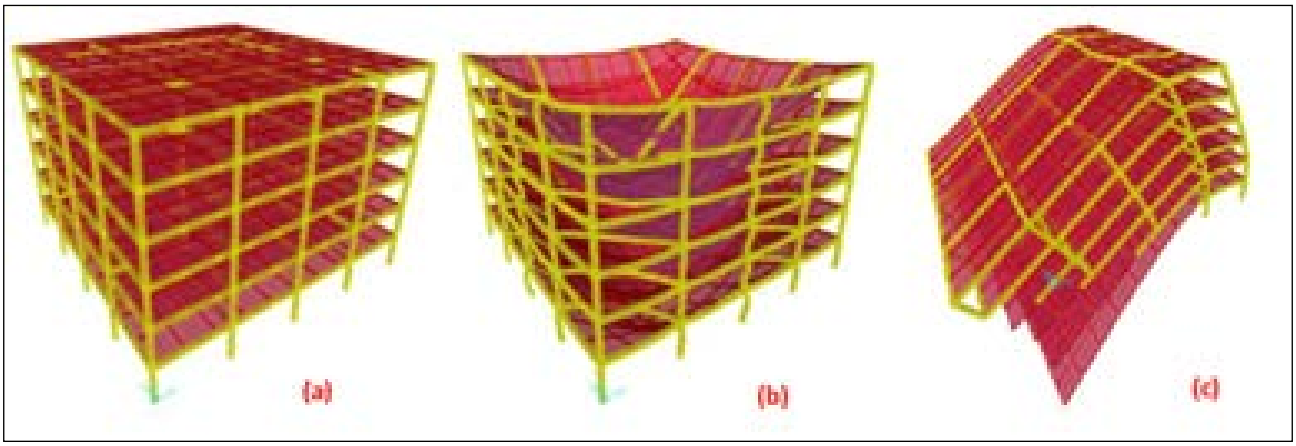
Patlatma tasarımının en temel amacı, yapının önceden belirlenmiş bir yönde ve istenilen hızda çökmesini sağlamaktır. Bu amaçla öncelikle yapının statik dengesi incelenir ve göçme mekanizması kurgulanır. Statik denge, hangi taşıyıcı elemanların ne sıralamayla devre dışı bırakılması gerektiğini belirlemede önemli bir rol oynar. Bu analiz, aynı zamanda kullanılacak patlayıcı miktarının, kapsül ve fitil düzeninin ve ateşleme gecikmelerinin (delay time) optimize edilmesine de temel oluşturur. Uygun şekilde tasarlanan bir patlatma senaryosu, yapının çevredeki diğer yapılara zarar vermeden, en az sarsıntı ve gürültü ile, hızlı bir şekilde yıkılmasını sağlar.

Kontrollü yıkım uygulamalarında iki temel yaklaşım kullanılmaktadır:

İçe Çökme (Implosion): Bu yöntemde ise yapının kendi ayak izi içinde çökmeye zorlanması hedeflenir. Özellikle yoğun kent dokusu içinde, çevredeki yapılara minimum zarar verilmesi gereken durumlarda tercih edilir. İçe çökme yönteminde gecikmeli ateşleme sistemleri kullanılarak katların belirli bir sırayla devre dışı bırakılması sağlanır, böylece yapı kademeli olarak kendi üzerine katlanarak çöker (Özyurt, 2013) (Şekil 2 (b)).

Yana Devrilme (Toppling): Bu yöntemde yapı bir bütün olarak belirlenen yöne doğru devrilir. Genellikle yapının çevresinde yeterli boşluk olduğunda tercih edilir. Devrilme yönü, yapının ağırlık merkezi ve taşıyıcı sistem zayıflatmaları dikkate alınarak belirlenir (Şekil 2 (c)).

Bu yöntemlerin her birinde dikkat edilmesi gereken en önemli unsurlar; patlayıcı miktarının hassas şekilde belirlenmesi, gecikme zamanlarının optimize edilmesi, çevresel etkilerin (titreşim, gürültü, toz) minimize edilmesi ve yıkım alanında iş sağlığı ve güvenliği önlemlerinin eksiksiz uygulanmasıdır. Aksi takdirde yetersiz tasarım veya hatalı uygulamalar, yapının istenmeyen yönlere devrilmesine, komşu yapılara zarar verilmesine veya iş kazalarına neden olabilir. Sonuç olarak, kontrollü patlatma tasarımı multidisipliner bir süreçtir; yapı mühendisliği, patlayıcı mühendisliği, jeoteknik, çevre mühendisliği ve iş sağlığı güvenliği disiplinlerinin ortak çalışmasını gerektirir. Her yapı için özgün bir yıkım senaryosu hazırlanmalı ve bu senaryo, saha koşulları, çevresel faktörler ve güvenlik standartları göz önünde bulundurularak uygulanmalıdır.



Şekil 2. (a) Bina, (b) içe çökertilmesi, (c) yana devrilmesi (Özyurt, 2013)

ÇALIŞMA SAHASI BİLGİLERİ

Bulvar Bostanbaşı Evleri Malatya İli, Yeşilyurt İlçesi, Bostanbaşı Mahallesi Barguzu Saray Bosna ve Çiftlik caddesi sınırları içerisinde bulunmaktadır (Şekil 3). Yapı 254 Ada, 4. parseldedir ve iki bloktan oluşmaktadır. Bloklar zemin üzeri 8 kat olarak inşa edilmiştir. Yapının Google Earth uydu görüntüsü Şekil 4'de verilmiştir. Yıkımı yapılacak olan depremden sonra ağır hasar alan bloklara ait yıkım öncesi görüntüler ise Şekil 4'de sunulmaktadır.



Şekil 3. Yer bulduru haritası ve yapının google earth görünümü



Şekil 4. Deprem sonrası bloklara ait yıkım öncesi görüntüler

YIKIM ÇALIŞMALARINDA UYGULANAN İŞ SAĞLIĞI VE GÜVENLİĞİ ÖNLEMLERİ

Yapıların patlatma ile yıkım tekniğinin daha ekonomik ve daha az zaman almasına karşın iş sağlığı ve güvenliği açısından bazı dezavantajları vardır (Demir, 2019). Gerekli *önlemlerin* alınmaması durumunda ciddi kazalar meydana gelecektir. Bu yıkım *çalışması* esnasında alınan *önlemler* "Yıkım *Öncesi*", "Yıkım Esnası" ve "Yıkım Sonrası" olarak *üç* aşamada değerlendirilmiştir.

Yıkım Öncesi Alınan Önlemler*:* Yıkım *öncesi* patlatma tasarımının uygulanması açısından *önemli* bir aşamadır. Bu aşamada uygulanan iş sağlığı ve güvenliği *önlemleri* aşağıda sıralanmıştır.

• Blokların patlatma tasarımı yapılmadan *önce ön* incelemesi yapılarak mevcut durum saptanmıştır. Binaların nasıl yıkılacağı, patlayıcıların hangi kolon ve perdelere yerleştirileceği, patlamadan önce ve sonra alınması gereken tüm detaylar önceden değerlendirilmiştir.

• Blokların çevre düzeni ve konumu incelenmiştir. Patlatma tasarımında bu durum göz önüne alınmıştır.

• Yıkım işlemini gerçekleştirecek ekip, konuda uzman ve yetkin kişilerden oluşturulmuştur.

• Patlayıcı maddenin güvenli bir şekilde kullanımını ve yıkım sürecini yönetebilecek tecrübeye sahip ekip üyeleri seçilmiştir.

• Yıkım işleminin her aşaması detaylı bir şekilde planlanarak risk değerlendirilmeleri yapılmıştır.

• Patlatma öncesinde, çevredeki bina sakinleri ve işletmeler bilgilendirildi ve gerekli tahliye planları hazırlanmıştır.

• Patlayıcı maddeler ateşleme yerine özel bir araçta getirildi, dinamit ve kapsüller ayrı ayrı araçlarda nakledildi.

• Acil durumlar için alarm sistemleri, iletişim ağları ve ayrıca işçilerin, yöneticilerin ve acil durum ekiplerinin birbirleriyle iletişim kurabilecekleri bir sistem kurulmuştur.

• Çalışma alanı, işaretleme ve bariyerleme ile güvenli bir şekilde sınırlandırıldı ve sadece yetkili personelin girebileceği bir alan oluşturulmuştur.

• Kontrollü Patlatma Faaliyeti hazırlıkları, patlayıcı madde şarjı ve patlatmalar esnasında patlatma sahasında görevliler dışında hiç kimse bulundurulmamıştır.

• Kapsül kablolarına ilave edilecek uzatma kablolarının bağlantıları izole bantla iyi bir şekilde izole edilmiştir.

• Bloklara en yakın 50 metre mesafede binalar mevcuttur. Blokların patlatılacağı gün çevre halkının ve çalışan ekiplerin güvenliği açısından blok çevresinde 50 metrelik bir güvenlik alanı oluşturulmuştur. Bu alan patlatmadan 90 dakika önce ise 250 metreye çıkarılmıştır.

• Blokların yıkımı sırasında devrileceği yön, gerekli hesaplamalar yapılarak en uygun patlatma tasarımı ile çevreye zarar vermeyecek şekilde yapılmıştır.

• Hesaplanan ve uygulanacak tasarım parametrelerine göre deliklerin delinmesi sağlanmıştır.

• Sıkılamanın ve bağlantı hatlarının özenli bir şekilde yapılması sağlanmıştır.

• Binanın alt yapısı incelenmiş ve elektrik, doğal gaz gibi hatların bina ile ilişkisi kesilmiştir.

• Öngörülen etkili mesafelerde yaya ve araç yolları kapatılmıştır ve ihtiyaç halinde yeni güzergâhlar belirlenmiştir.

Yıkım Esnasında Alınan Önlemler: Yıkım sırasında alınan önlemler çevre halkı, binalar, yollar ve diğer yapıların güvenliği açısından hayati önem taşımaktadır. Bu önlemler aşağıda sunulmuştur.

• Ateşleme kablosu uygun bir uzaklıktaki ateşleme cebine kadar uzatılarak vakit geçirmeden ateşleme yapıldı.

• Patlayıcı maddenin çevresel etkisini azaltmak için gecikmeli kapsül kullanılmıştır. Bu şekilde tasarımda kullanılan 200 kg patlayıcı madde aynı anda patlatılmamıştır. Aynı anda kullanılan patlayıcı madde miktarı 20 kg olarak uygulanmıştır.

• Patlatma anında çevrede kimsenin olmadığı güvenlik birimleri tarafından teyit edilmiştir.

• Patlatma anından hemen önce gerekli ikaz sireni çalınmış ve geri sayım yapılarak patlatma gerçekleştirilmiştir.

• Ateşleme devresi kabloları manyetoya bağlanmadan önce ohm metreyle devrenin direnç kontrol edilmiştir.

• Yıkım işlemi sırasında çevredeki insanların güvenliğini sağlamak için izolasyon ve tahliye önlemleri alınmıştır.

Yıkım Sonrasında Alınan Önlemler: Yıkım sonrası alınacak önlemler bölgenin düzenini hemen sağlamak açısından oldukça önemlidir. Bu önlemler aşağıda sıralanmıştır.

• Yıkım sırasında oluşan toz sulama ile bastırılmıştır.

• Toz bastırıldıktan hemen sonra patlamayan patlayıcı madde olup olmadığını değerlendirmek için enkaz incelenmiştir.

• Binanın yıkım yönü tasarımda hesaplanan şekliyle olup olmadığı değerlendirilmiştir.

• Gerekli önlemler alınarak rekültivasyon çalışmalarına hemen başlanmıştır.

YIKIM TASARIMI

Blokların statik-dinamik denge ve bina malzeme özellikleri ve *çevre* koşulları dikkate alınarak yana devrilme tekniği uygulanmıştır (*Şekil* 5).



Şekil 5. Blokların devrilme yönü ve devrileceği alan

Deliklerin delinmesi: Yapı elemanlarında delinen deliklerin çapının kullanılacak patlayıcı madde boyuna göre patlayıcının delikten rahatça geçebileceği şekilde tasarlanması gerekmektedir. Ayrıca çap büyüdükçe patlatma anında yapı elemanlarının savrulma tehlikesi artacaktır. Yapılarda delik çapı 38-65 mm arasında değişmektedir (Jimeno ve diğ., 1995). Delik boyu ise genel olarak yapı elemanının delik yüzey doğrultusunun 3'te 2 uzunluğunda olmalıdır (Jimeno vd., 1995).

Kullanılacak patlayıcı ve sıkılama miktarı göz önüne alınarak kolonlara delinen tüm delikler 32 mm (3,2 cm) çapında olacak şekilde delinmiştir. Delik geometrisi kare olarak tasarlanmıştır. Deliğin demir uzantısına denk gelmesi halinde şeş-beş düzen delindiği kolonlarda vardır (Şekil 6).



Şekil 6. Kullanılan delici uçlar (32 mm kullanıldı) ve örnek delik düzeni

Delikler 20 cm derinliğinde yatay konumdadır. A blok için 1246 adet, B blok için 1435 adet olmak *üzere* toplam 2681 adet delikten oluşan tasarım yapılmıştır. Bloklardaki delik delinen kolonun yüzey alanı ve delik sayıları A blok ve B blok için *Çizelge* 1'de verilmiştir.

Çizelge **1.** A ve B blok için katlara göre delik sayıları ve delinen alan yüzey ölçüleri

A BLOK							B BLOK						
AKS	K NO	Delik Yüzeyi Ölçüleri	Kat No				AKS	K NO	Delik Yüzeyi Ölçüleri	Kat No			
			Zemin	1.Kat	2.Kat	3.Kat				Zemin	1.Kat	2.Kat	3.Kat
1	S1	50x50x20	10	1	6	6	1	S1	50x50x20	10	6	6	6
1	S2	120x30x20	15	1	9	9	1	S2	120x30x20	13	9	9	9
1	S3	120x30x20	15	1	9	9	1	S3	120x30x20	13	9	9	9
1	S4	120x30x20	15	1	9	9	1	S4	120x30x20	15	12	12	9
1	S5	150x30x20	17	1	9	9	1	S5	150x30x20	23	12	12	8
1	S6	150x30x20	16	1	9	9	1	S6	150x30x20	20	12	8	9
1	S7	150x30x20	15	1	9	9	1	S7	150x30x20	20	9	9	8

1	S8	120x30x20	15	1	9	9	1	S8	120x30x20	15	69	9	6
1	S9	120x30x20	15	1	9	9	1	S9	120x30x20	15	12	9	6
1	S10	120x30x20	15	1	9	6	1	S10	120x30x20	15	9	9	6
1	S11	50x50x20	10	1	6	6	1	S11	50x50x20	10	6	6	6
2	S12	120x30x20	15	2	9	9	2	S12	120x30x20	15	12	9	6
2	S13	50x50x20	10	2	6	6	2	S13	50x50x20	10	6	6	4
2	S14	50x50x20	10	2	6	6	2	S14	50x50x20	10	6	6	4
2	S15	120x30x20	15	2	9	6	2	S15	120x30x20	15	9	9	6
3	S16	150x30x20	30	3	18		3	S16	150x30x20	30	15	10	
3	S17	120x30x20	15	3	9		3	S17	120x30x20	15	9	9	
3	S18	120x30x20	15	3	9		3	S18	120x30x20	15	9	6	
3	S19	150x30x20	30	3	18		3	S19	150x30x20	30	18	10	
4	S20	120x30x20	9	4			4	S20	120x30x20	15	9		
4	S21	120x30x20	12	4	9		4	S21	120x30x20	12	9		
4	S22	150x30x20	24	4	6		4	S22	150x30x20	15	9		
4	S23	120x30x20	12	4	6		4	S23	120x30x20	12	9		
4	S24	150x30x20	24	4	6		4	S24	150x30x20	12	9		
4	S25	120x30x20	12	4	6		4	S25	120x30x20	12	9		
4	S26	120x30x20	15	4	6		4	S26	120x30x20	12	9		
5	S27	120x30x20	12	5			5	S27	120x30x20	9	0		
5	S28	120x30x20	12	5			5	S28	120x30x20	9			
5	S29	Asansör	41	5			5	S29	Asansör	44	30		
5	S30	Asansör	44	5			5	S30	Asansör	44	32		
5	S31	90x30x20	6	5			5	S31	90x30x20	6			
5	S32	120x30x20	9	5			5	S32	120x30x20	12			
5	S33	90x30x20	6	5			5	S33	90x30x20	12			
6	S34	90x30x20	6	6			6	S34	90x30x20	6			
6	S35	90x30x20	6	6			6	S35	90x30x20	6			
6	S36	120x30x20	6	6			6	S36	120x30x20	6			
6	S37	120x30x20	9	6			6	S37	120x30x20	9			
6	S38	120x30x20	9	6			6	S38	120x30x20	9			
6	S39	120x30x20	9	6			6	S39	120x30x20	9			
								S40	120x30x20	5			
		TOPLAM	581	6	216	117	6		TOPLAM	585	585	163	102

Patlayıcıların yerleştirmesi ve sıkılama: Delinen deliğin yarısı patlayıcı madde ile doldurulmalı kaşan kısım ise uygun sıkılama malzemesi ile sıkılanmalıdır (Jimeno ve diğ., 1995). Sıkılama malzemesi olarak kâğıt, kum, balçık, toprak ve sıva kullanılabileceği gibi yüzeysel patlayıcıları sıkılanmada kum torbaları, kontrplak ve dayanıklı kumaşlar da kullanılabilmektedir (Oloffson, 1980; Özer ve Karadoğan, 2012).

Delikler delindikten sonra her bir deliğe 27 mm'lik 80 g emülsiyon esaslı patlayıcı yerleştirmiştir. Patlayıcı yerleştirildikten sonra kalan 10 cm'lik kısım epoksi ile sıkılanmıştır. Epoksinin kuruması için en az 30 dk beklenmesi gerekmektedir (Şekil 8). Epoksi kuruduktan sonra kapsül ve fitil bağlantısı yapılmıştır (Şekil 7). A ve B blok için toplamda 200 kg emülsiyon esaslı patlayıcı madde kullanılmıştır. Her iki blokta toplam 2695 adet gecikmeli kapsül ve 800 m fitil kullanılmıştır.



Şekil 7. (a) Epoksi ile sıkılama (b) Kuruma sonrası kapsül ve fitil bağlantısının yapılması

Patlatma ile blokların yıkımı: Patlatma 29.08.2023 saat 16:00 da gerçekleştirilmiştir. A blok için 1 Aks 100 ms ile başlayarak 600 ms gecikme, B blok ise 1 Aks 500 ms ile başlayarak 1000 ms gecikme ile tamamlanmıştır. Her bir aks 100'er ms artarak devam etmiştir. Patlatma sırasında ateşleme anına ait görüntüler ve patlatma sonrası blokların durumu *Şekil* 8'de görülmektedir.



Şekil 8. Ateşleme anı ile yıkımın başlaması ve blokların patlatma sonrası görüntüleri

SONUÇLAR

Malatya İli, Yeşilyurt *İlçesi*, Bostanbaşı Mahallesi Barguzu Saray Bosna ve *Çiftlik* Caddesi kesişiminde bulunan ve iki bloktan oluşan Bulvar Bostanbaşı Evleri'nin konumu, planları, duvar, kolon-kiriş durumları, *çevresindeki* yapılara olan mesafesi ve bu yapıların 6 *Şubat* 2023 depreminde aldığı hasar durumları incelenerek patlatma tasarımı yapılmıştır. Ayrıca yıkım *öncesi*, yıkım anında ve yıkım sonrasında oluşabilecek tehlikeler göz *önünde* bulundurularak gerekli iş sağlığı ve güvenliği *önlemlerine* değinilmiştir.

Blokların yıkımı tasarımda *öngörüldüğü* gibi kafa kafaya gelecek *şekilde* biri sağa diğeri sola doğru olacak *şekilde* başarılı bir *şekilde* yapılmıştır. *Çevresel* etkileri azaltmak ve bloklara en yakın yaklaşık 50 metre mesafede bulunan diğer yapılara zarar vermemek için sadece 4 katta bulunan taşıyıcı elemanlara patlayıcı yerleştirilmiştir. Kontrollü patlatma ile iki bloğun yıkımı düşük maliyetle, *çevreye* daha kısa süreli rahatsızlık vererek, trafik akışını kısa süreli kesintiye uğratmayarak güvenli bir *şekilde* gerçekleştirilmiştir.

TEŞEKKÜR

Çalışmamıza sağladıkları desteklerden dolayı Ege Nitro'ya ve Mehmet GÜLER'e teşekkürlerimizi sunarız.

KAYNAKLAR

AFAD (2023). 06 Şubat 2023 Pazarcık (Kahramanmaraş) Mw 7.7 Elbistan (Kahramanmaraş) Mw 7.6 depremlerine ilişkin ön değerlendirme raporu, Deprem Dairesi Başkanlığı.

Akatay, K. (2020). Betonarme binaların kontrollü patlamalarla yıkımı [Yüksek Lisans Tezi, İstanbul Teknik Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü].

CSB, (2023). Çevre ve Şehircilik Bakanlığı, Yapı işleri genel müdürlüğü hasar tespit duyurusu. https://webdosya.csb.gov.tr/db/kilis/duyurular/hasar_tesp-t-sunum-20230214114704.pdf Erişim tarihi: 06.09.2023

Demir, A. C. (2019). Yapılarda patlatma ile yıkım işlerinde iş güvenliği çalışmaları [Yüksek Lisans Tezi, Dokuz Eylül Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü].

Doğan, E., & Uzal, B. (2009). Patlayıcı kullanılarak betonarme bir su kulesi yıkımı. Türkiye Mühendislik Haberleri, 457, 35-44.

Dowding, H.C. (1996). Construction vibration. Prentice Hail, Upper Saddle River, NJ, U.K. Extreme Explosions, 2010, Discovery Channel Belgesel Seti, 265-283.

Güven, F. (2019). Betonarme yapıların yıkımı ve yıkım tekniklerinin uygulanabilirlik, zaman ve maliyet açılarından irdelenmesi [Yüksek Lisans Tezi, Bursa Uludag Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü].

Fazilet, M.B. (2014). Yıkım projesi yönetimi kapsamında metot seçimi [Yüksek Lisans Tezi, İstanbul Teknik Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü].

Jimeno, C.L., Jimeno, E.L., & Curceda, R.J.A. (1995). Drilling and blasting of rocks. A.A. Balkemo, Rotherdam, 312-322.

Karadoğan, A., Özer, Ü., Özyurt, M. C., Kalaycı, Ü., Tutar, U., Demir, B., & Toprak, F. (2015). Güneşevler sitesi binalarının patlayıcı kullanılarak yıkımı. 8. Delme-Patlatma Sempozyumu, 425-436.

Koca, O. (2006). Patlayıcı maddelerle kontrollü yapı yıkımı [Yüksek Lisans Tezi, İstanbul Teknik Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü]

Oloffson, S.O. (1980). Applied Explosives Technology for Construction and Mining, ISBN 91-7970-634-7, pp. 268-277.

Özer, Ü., & Karadoğan, A. (2012). Patlatmali yapı yıkım tekniği, binalarda patlayıcı kullanılarak yıkım tekniği. İleri Yıkım Teknikleri Eğitimi, TMMOB.

Özer, Ü., Karadoğan, A., Özyurt, M. C., Kalaycı, Ü., Tutar, U., Demir, B., & Toprak, F. (2015). Demolition of the Tüm Emek İş buildings by using explosives. Scientific Mining Journal, 54(4), 11-24.

Özyurt, M. C., Özer, Ü., Karadoğan A., & Kalaycı Ü. (2016). Betonarme bir binanın patlayıcı ile yıkılması ve veriminin incelenmesi. Uludağ Üniversitesi Mühendislik Fakültesi Dergisi, 21(2), 43-64.

Özyurt, M.C. (2013). Patlayıcı madde kullanılarak yapıların kontrollü yıkılması ve verimliliğinin incelenmesi. [Yüksek Lisans Tezi, İstanbul Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü].

UNDERGROUND BLASTING OPTIMIZATION IN TERMS OF ADVANCE AND FRAGMENTATION WITH ELECTRONIC INITIATION SYSTEM

R. Varol[1]

[1]*Technical and Innovative Applications Executive*
Solar Explosives, Turkey
(ragipvarol@solarmadencilik.com)

ABSTRACT

This paper illustrates examination of blasting operations done on a large-scale underground mine face in terms of fragmentation and advance performance. Several production faces of an underground rock salt mine located in central Turkey were subjected to a sequence of blast trials. According to drilling pattern, target advance amount was set as a controlling factor, as well as fragmentation performance of previous blasts by non-electrical initiation system. By means of a few problems determined, solutions to each were applied by electronic initiation system. Finally, results are discussed in related parts and necessary conclusions are given.

Keywords: blasting, underground, V-cut, electronic initiation, explosive

INTRODUCTION

The ore body consists of rock salt and clay, combined with each other during the metamorphosis. This cementation process makes the ore body massive and intact, which yields moderate supporting for the roof. This gives us the opportunity to maximize the production rate and hence blasting operation per unit time, namely two to three per shift. Another advantage of this situation is the application of the room and pillar method, which allows us to design large faces in a range of 10 to 15 m height and up to 25 m width. Such a scale gives 100 to 150 blastholes per face, concluding massive run-off-mine amounts per blast making easier to inspect the after-blast situation even by sight. Hence, ongoing operation by that means went on and we only changed the initiation system to oversee the performance more effectively, by adapting electronic initiation system to the regular blasts. Chronic problems such as angled face due to misbalance of energy, shortage in advance per blast because of deviating delay orientation and insufficient cross-section scaling were considered one by one and examined by each blast. Results are discussed in related parts and necessary conclusions are presented.

Keywords: blasting performance, underground, V-cut, electronic initiation, efficiency

GENERAL INFORMATION

The mine is operated using room and pillar method with 10 to 10 m pillar width and height as room width ranges from 15 m to 20 m. This makes face area up to 200 square meters, concluding 150 blastholes per face on average. Drilling diameter is 1.5 inches with 3 m hole length. Table 1 below shows the remaining details:

Table 1. Drilling parameters

Parameter	Explanation
Drilling Pattern	V-Cut
Drilling Diameter	1.5” (38 mm)
Drilling Length, m	3
Angle of Cut, degrees	50-60
Face Width, m	15-25 m
Face Height, m	10-12 m
Face Ratio (Width/Height)	1.75
Average Face Area, m^2	200
Hole per m^2	0.77

Drilling pattern used is V-Cut, which yields 1.8 m theoretical maximum advance amount by 60% of drill-hole length. Face width ranges from 15 to 20 – even 25 meters while height just catches the pillar height by 10 to 12 m depending on post-blast performance of cutting holes. Cross-sectional shape of the face is modified horseshoe section. Throughout this information, ratio of face width to face height comes as to be 1.75 as well as drillhole number per square meter as 0.77. The illustration is given below by Figure 1:

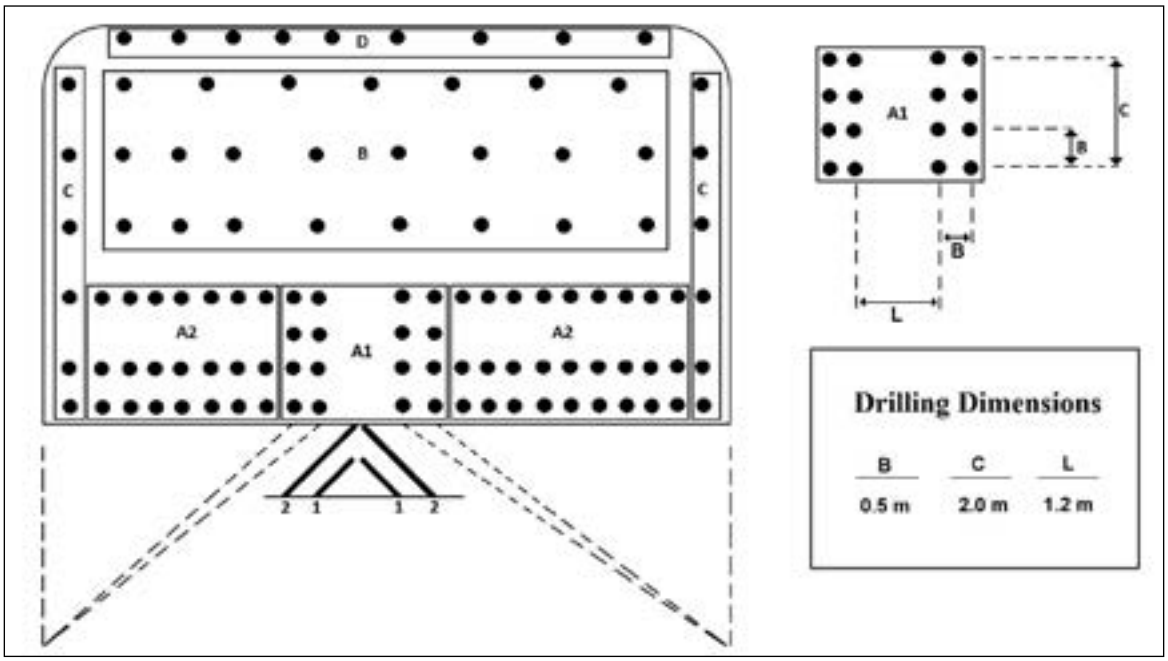


Figure 1. Angled cut application of regular operations

Angled cut is applied without lifter holes, dividing cutting region into two regions. Central region “A1” is drilled by double “V” at an angle of 50-60 degrees, followed by “A2” region having same drilling length, as Rostamabadi (2024) states: “The wedge angle in this method is at least 60 degrees, and if this angle decreases, the charge used in each hole should be increased, or a pair of V-shaped holes should be added in the direction of the depth or height of the tunnel.”[5] Then, burden and spacing are extremely increased through upper parts, expressed as “B” representing stoping area. No smoothing is applied through contour holes and timing follows “A1, A2, B, C, D” sequence.

Regular blasting operations in the mine are done by loading blastholes with capsule sensitive emulsion having 32 mm diameter and 400 g cartridge weight. Figure 2 below shows the orientation:

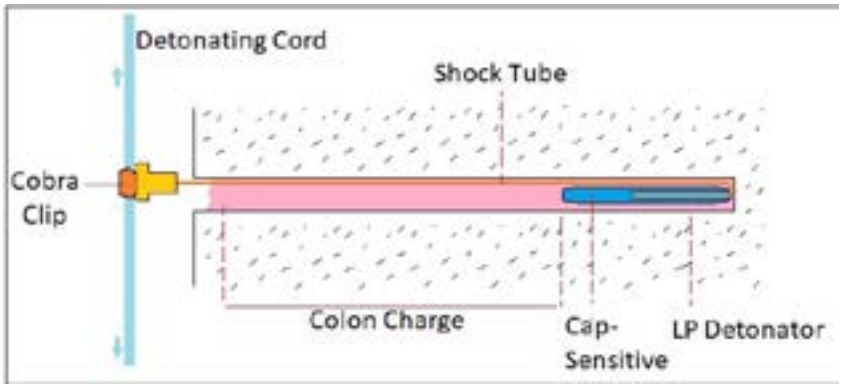


Figure 2. Blasthole charge with non-electrical system

Poured ANFO is used as colon charge by flushing into blastholes using air compressor. No stemming is applied. Blastholes are initiated by long period (LP) shock tube detonators which are connected to a detonating cord surveying the face. Equipment list is given below in Table 2:

Table 2. Explosive and initiation system details of regular operations

Item	Explanation	Details
Colon Charge	ANFO	Poured, d = 0.82 kg/L
Booster	Capsule Sensitive Emulsion	32 mm x 400 g
Initiator	Shock Tube Detonator	LP (1,000 to 10,000 ms)
Connection	Detonating Cord	10 g/m (PETN)
Starter	Electrical Detonator	Principal
Line	Electric Wire	0.13 Ω/m

Detonating cord on which all blastholes are attached by cobra clip is connected to an electrical detonator at approximately 2 m distance to the face. Then, electric wire is stretched until determined firing point at which blaster uses a magneto to ignite, which is shown by Figure 3:

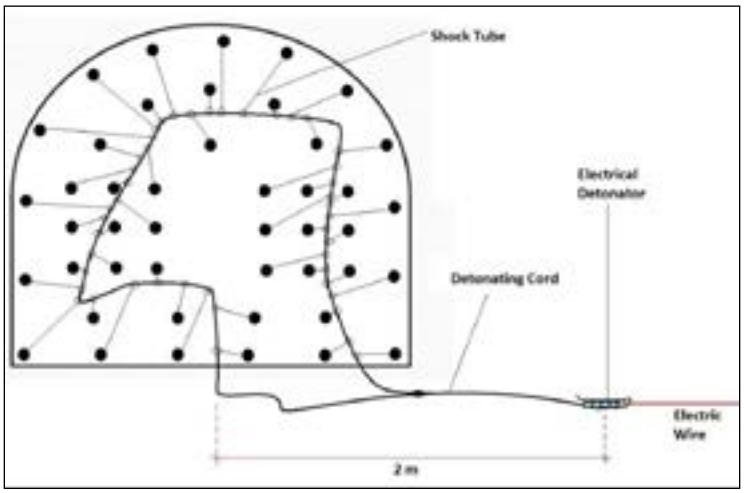


Figure 3. Face starting orientation of regular blasts

With a drillhole diameter of 38 mm and 3 m length, unit explosive consumption of blastholes is presented in Table 3 below. Here, poured ANFO and 400 g primer charge of capsule sensitive emulsion type gives 3.19 kg explosive consumption per blasthole. Charge per area and volume are evaluated accordingly and listed, too.

Table 3. Blasting Parameters

Parameter	Explanation
Drilling Diameter, mm	38.0
Drillhole Length, m	3.00
Primer Charge Mass, kg	0.40
Colon Charge Density, kg/m^3	820
Colon Charge Mass per m	0.93
Charge Mass per hole, kg	3.19
Face Area, m^2	200
Number of holes per m^2, kg	0.77
Charge per m^2, kg	2.46
Specific Charge, kg/m^3	4.42

As a theoretical basis, specific charge concentration distribution for V-cut faces in general is expected to be as shown in the figure on the left as the powder factor (kg/m^3) for proper fragmentation depends on the uniaxial compressive strength (UCS (MPa)) of the rock[2] (Mohamed et al. 2015).

Here, 70% of the charge is loaded on cutting region which makes specific charge up to 5 kg/m^3 whereas same parameter holds for stoping region at 0.8, contour at 0.5 and lifters at 1.2, approximately.

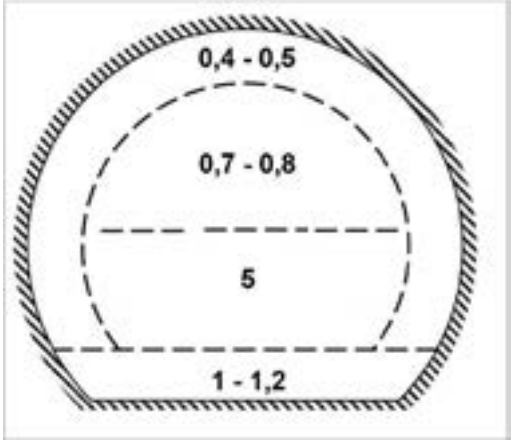


Figure 4. Recommended charge distribution due to literature

In the mine, regular drilling and blasting operations are held upon a distribution such as cutting region gets 60 percent of the total explosive amount whereas stoping gets a 20% as well as the contour. No lifter hole is applied. Figure 5 represents the distribution:

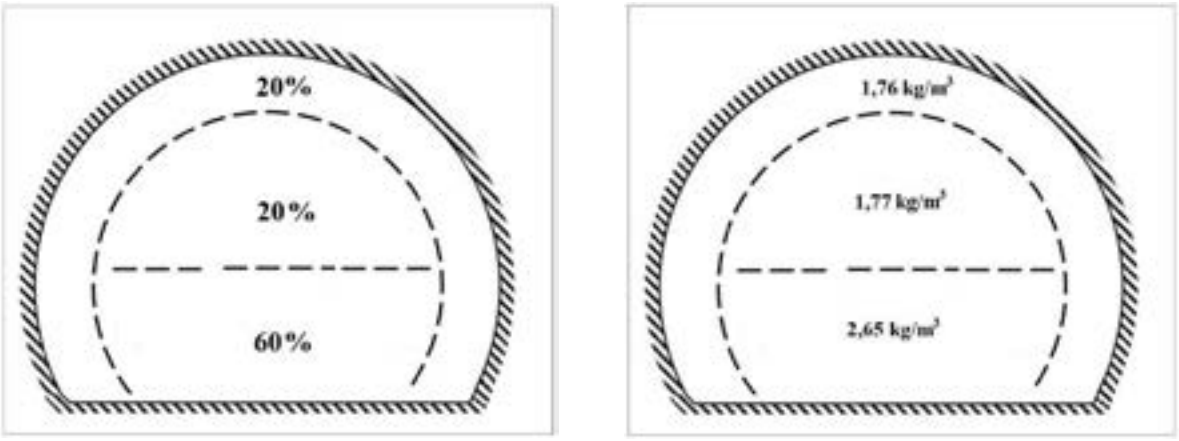


Figure 5. Charge distribution of regular operations in the mine

Blastholes are loaded in the same manner all over the face. That is, once charged, blastholes have no difference with respect to explosive type, load technique and amount. Due to these facts, energy is distributed in favor of the bottom and blasts follow an "invisible free face" during the initiation of individual holes prior to each other through bottom direction. Maximum charge per delay, which is directly proportional to specific charge of the individual regions, affects the overbreak exponentially through the limits around 25%, due to works of V.M.S.R.Murthy (2003)[3] and this phenomenon was proved at a confidence of 84% by computer aided predictions of Mottahedi et al (2018)[4].

BLAST TRIALS

Considering the existing situation, five blasts were held by electronic detonation, keeping regular charge amounts. Aims of blasts were solidifying the face surface, eliminating sockets, increasing advance per blast and ensuring good fragmentation.

Blast 1

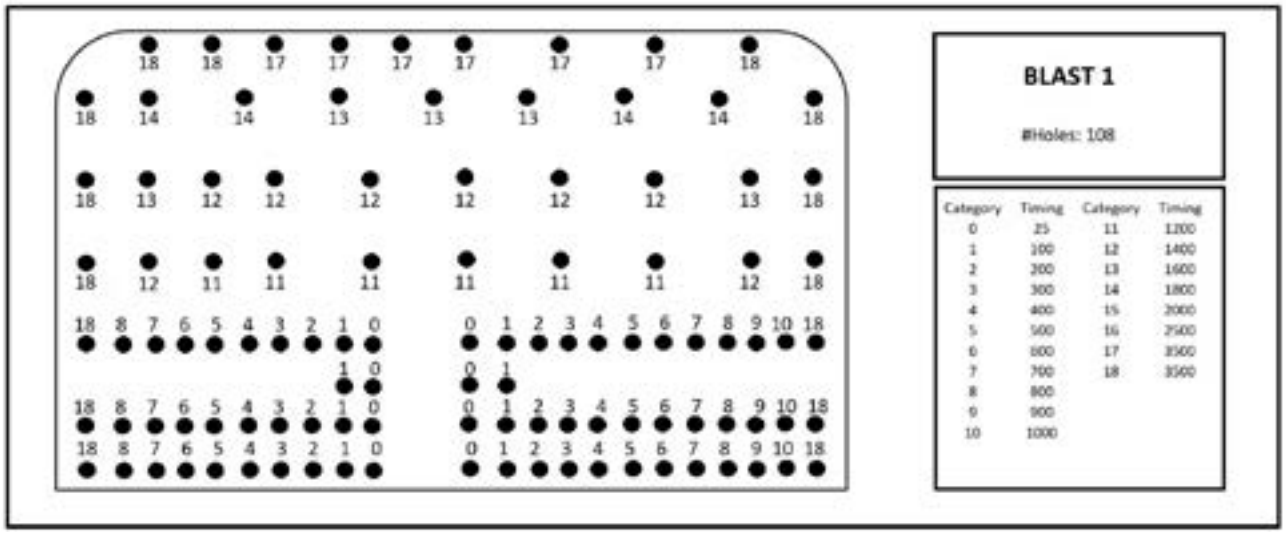


Figure 6. First blast design

First blast was carried out by 18 delay codes of which is listed in Figure 4 above. "Category" indicates numbers and "timing" indicates number of milliseconds given to that category. In this blast, nothing changed except adding a number "0" to initiation point in order to see electronic initiation performance against non-electrical system.

Table 4. Blast 1 execution

Blast 1	#Holes	Charge Distribution %
Cutting	64	59,3
Contour	21	19,4
Stoping	23	21,3
Total	108	

Advance was 1 m at bottom and 0.9 m at the top, which created a soft angle in between. Approximately all the blastholes gave sockets and fragmentation was poor.

Blast 2

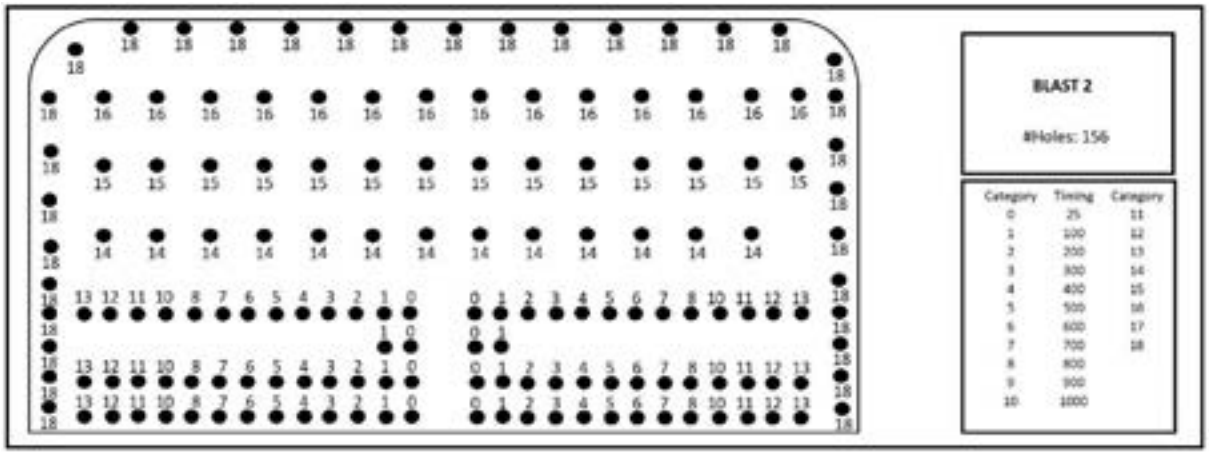


Figure 7. Second blast design

Similarly, second blast was held via 18 delay numbers to fix a controlling factor. Categories and related timings are given in the figure above.

Table 5. Blast 2 execution

Blast 2	#Holes	Charge Distribution %
Cutting	82	52,6
Contour	33	21,2
Stoping	41	26,3
Total	156	

In order to prevent poor roof advance observed in Blast 1, delay from relief holes to smoothing holes was decreased. By doing this, general advance amount increased from 0,9 m to 1 m.

Blast 3

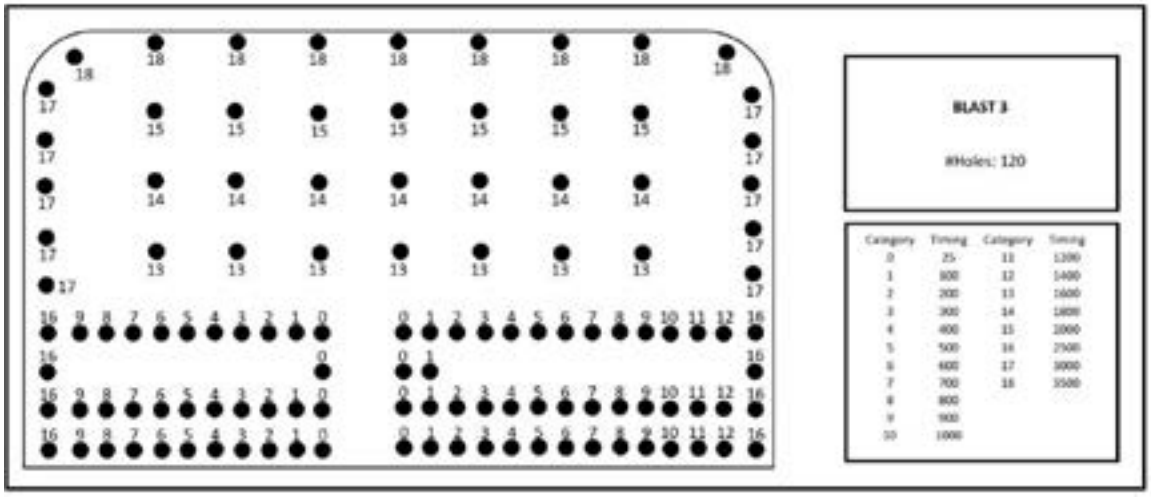


Figure 8. Third blast design

Third blast was held with 120 blastholes and 18 numbers again.

Table 6. Blast 3 execution

Blast 3	#Holes	Charge Distribution %
Cutting	72	60
Contour	27	22,5
Stoping	21	17,5
Total	120	

Since 2nd blast gave 1 m advance amount, a slight increase was applied to cutting region delays. This gave a significant advance increase at the bottom, namely 1.2 meters. However, poor roof advance was observed as 0.9 m and thus the angle between roof and bottom is re-generated. In addition, fragmentation performance decreased.

Blast 4

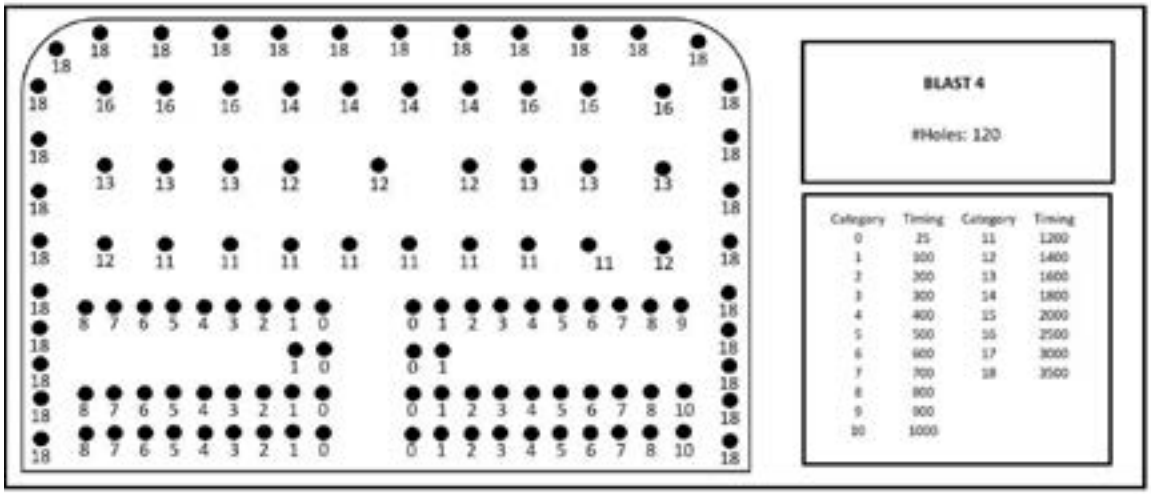


Figure 9. Fourth blast design

Fourth blast was done via 120 holes. This time, theoretical sequence was changed and whole blast was delayed through a bottom-to-top manner. Again, 18 numbers were used.

Table 7. Blast 4 execution

Blast 4	#Holes	Charge Distribution %
Cutting	61	50,8
Contour	30	25,0
Stoping	29	24,2
Total	120	

The outcome came with balanced advance amounts for both top and bottom as 1 meter each, fixing the angling problem. However, this did not solve the problem of poor fragmentation.

Blast 5

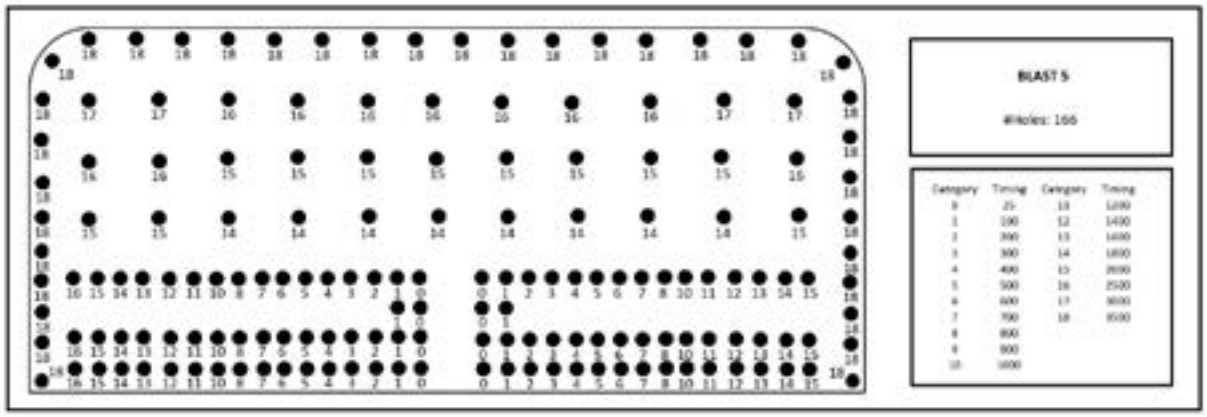


Figure 10. Fifth blast design

Final blast was held through 166 holes. By keeping Blast 4 approach, cutting region delay was decreased to original levels.

Table 8. Blast 5 execution

Blast 5	#Holes	Charge Distribution %
Cutting	97	58,4
Contour	36	21,7
Stoping	33	19,9
Total	166	

By doing this, the blast concluded maximum advance amount as 1.5 meters, minimum socket amount as 70% and balanced advance between roof and bottom.

RESULTS & DISCUSSION

A summary of blasts is presented below:

Table 9. Summary of blast results

BLAST	Advance (m)		Hanging Rocks (%)	Sockets (%)	Coarse (%)
	Cutting	Roof			
5	1,5	1,5	10	70	10
4	1	1	30	90	10
3	1,2	0,9	30	90	5
2	1	1	50	90	5
1	1	0,9	30	90	10

Overall appearance of results states a significant advance increase in both roof and cutting region.

Table 10. Blast performances in general

BLAST		1 to 5	5	4	3	2	1
Advance (m)	Cutting		1,5	1	1,2	1	1
	Change %	**50**	50	-17	20	0	0
	Roof		1,5	1	0,9	1	0,9
	Change %	**67**	50	11	-10	11	0
Hanging Rocks (%)	Value		10	30	30	50	30
	Change %	**-67**	-67	0	-40	67	0
Sockets (%)	Value		70	90	90	90	90
	Change %	**-22**	-22	0	0	0	0
Coarse (%)	Value		10	10	5	5	10
	Change %	**0**	0	100	0	-50	0

Referring to Figure 5, bottom region, which also encloses lifters, gets sixty percent of explosive energy. This is why Blast 1 has advance differences between roof and bottom, concluding a safety issue for blasters to load next face. Also, as a situation like that accumulates significant slope failure risk on face, overall status becomes the most important problem to consider.

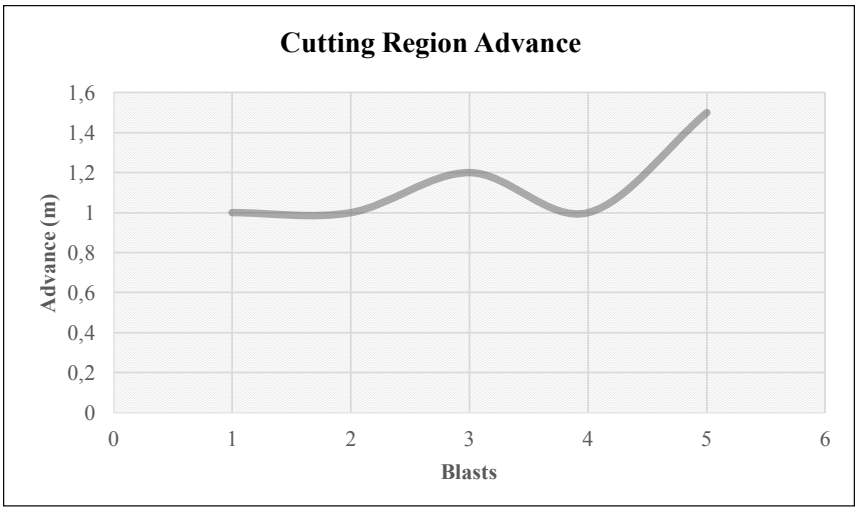


Figure 11. Cutting region advance

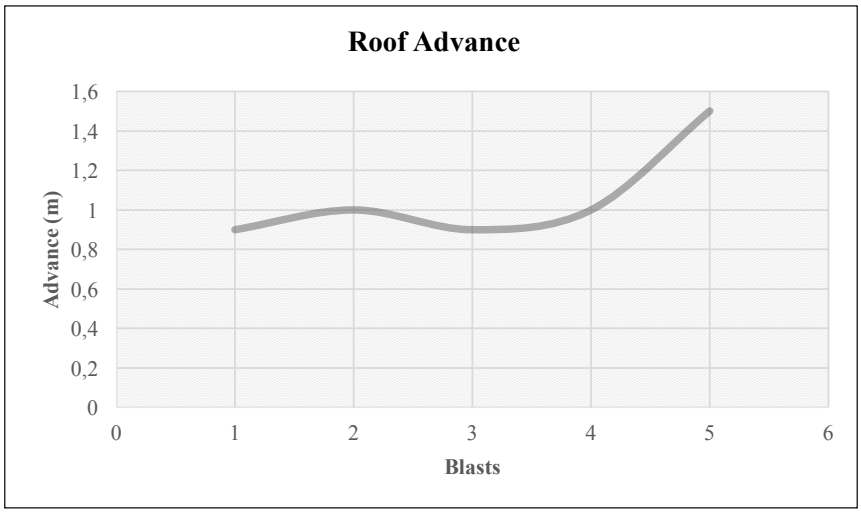


Figure 12. Roof advance

As seen in graphs 1 and 2, in spite of bottom favoring energy distribution, both roof and bottom had shown remarkable advances. More importantly, there occurred a balance between those; concluding a correction of face slope – up to zero.

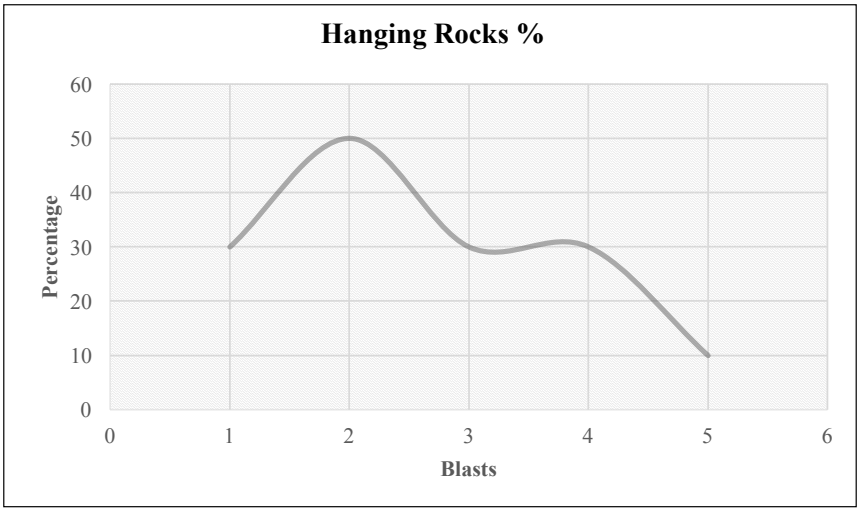


Figure 13. Percentage of hanging rocks

Withstanding the last clarification, what Graph 3 represents ensures safer operational conditions in general, as hanging rock amounts significantly decreased.

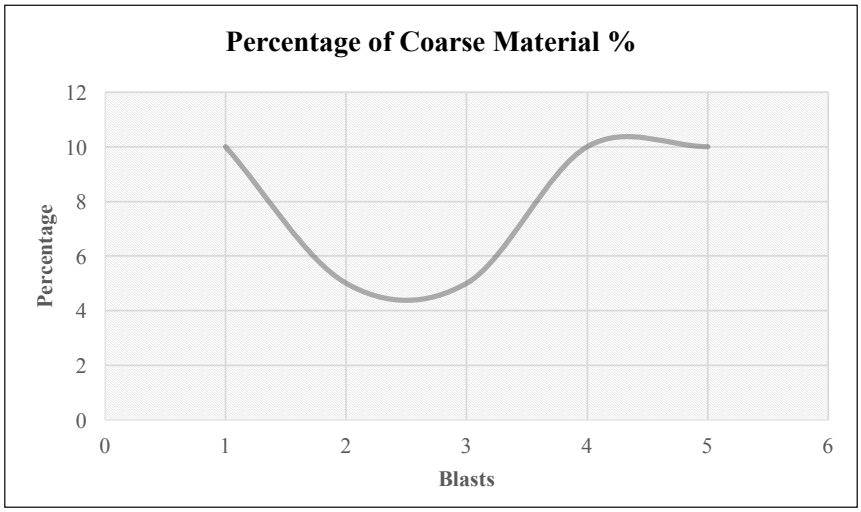


Figure 14. Percentage of coarse material in blasted material

It is interesting that coarse material percentage had remained the same considering overall blasts. However, as seen in Graph 4, there is a concave between blasts 2 and 3. This is because bottom and roof advance amounts differ. In other words, as roof advance increases, stoping region's fragmentation performance is regenerated. Thus, muckpile contains more fragmented rocks which evolved to fragments from hanging rocks or slopes.

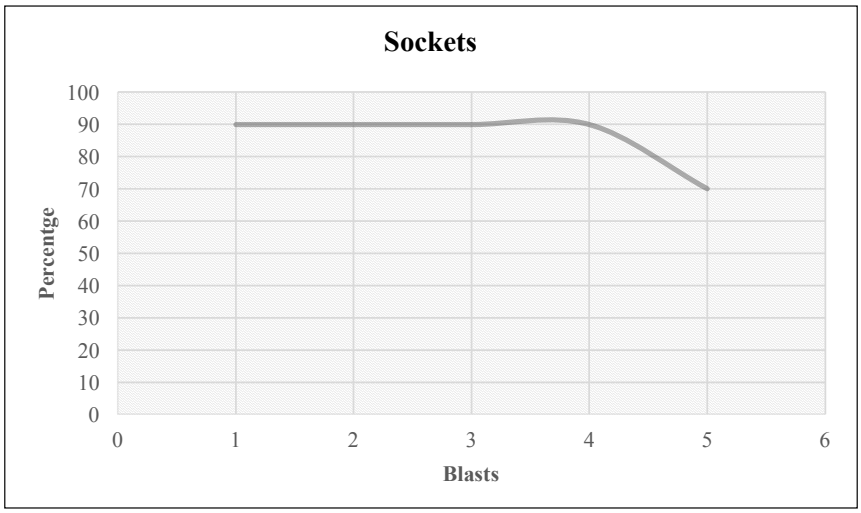


Figure 15. Percentage of sockets

Another positive consequence of advance fixing through face top and bottom is the lowered percentage of sockets.

As a general conclusion, the importance of energy distribution is clearly seen while considering multiple blasts had been conducted. First of all, changing delay distribution throughout the face yields changes in energy efficiency. In addition, differentiating this into stress-strain scale also works since non-existent lifter holes increased specific charge at the bottom of the face.

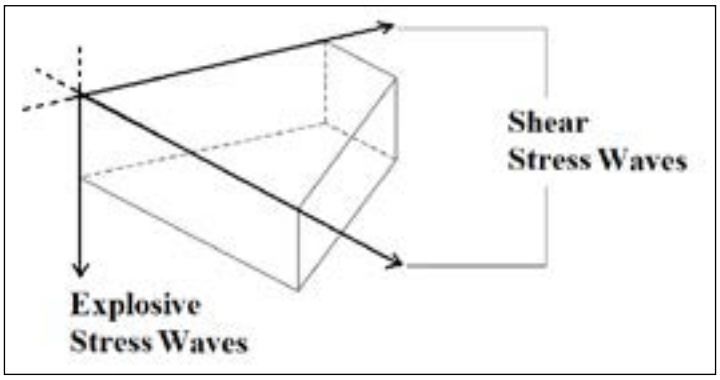


Figure 16. Cavity formation mechanism (Lou, X. et al. 2020)

Nonetheless, rock movement in z-direction which is favored by explosive force and shear strain generated by this movement simultaneously increase fragmentation performance[1]. Therefore, precise energy distribution changes by using electronic detonators can generate remarkable improvements for underground face blasting applications.

CONCLUSION

In order to set a successful drilling and blasting operation, first way is distribution of holes consistently. However, precision of that plays a significant role due to the fact that loads determine energy distribution as well as orientation of individual groups, especially in underground faces. There occurs a need of stress-strain analysis per hole, which is challenging in most cases. Here, setting an empirical basis and assuming that it works for every single hole can lead us to make comprehensive integration in design level. Finally, maximizing precision of all fixings with electronic detonators allows us to control and mitigate everything easier while solving fragmentation and safety problems such as the one presented in this paper. Aligning with our findings, V. Petr (Mining Engineering Department, Colorado School of Mines, USA) illustrates that the number and location of half barrels increase when electronic detonators are used, in his work in 2005 titled "Prediction of the damaged zone for ground support around underground openings formed by blasting"[7]. Also, in Äspö HRL tunnel tests in Sweden, hard rock laboratory tests done by Christiansson, R., Olsson, M., Nyberg, U. and Niklasson, B. (2005) gave that access to an electronic detonator could improve tunnelling by a higher safety against simultaneously detonated charges owing to more available delay numbers, and that the need for surface delay solutions in large tunnel sections with a large number of holes would decrease. Hence, a better result from contour blasting, a reduced damage zone and a smoother tunnel surface could be achieved by applying simultaneous initiation of contour holes[6].

REFERENCES

1. Lou, X., Wang, B., Wu, E., Sun, M., Zhou, P. and Wang, Z. (2020). Theoretical and Numerical Research on V-Cut Parameters and Auxiliary Cuthole Criterion in Tunnelling. Advances in Materials Science and Engineering. Vol. 2020, Article ID 8568153, 13 pages, page 3.

2. Salmi, E. F., & Sellers, E. J. (2021). A review of the methods to incorporate the geological and geotechnical characteristics of rock masses in blastability assessments for selective blast design. Engineering geology, 281, 105970. https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2020.105970.

3. Murthy, V. M. S. R., Dey, K., & Raitani, R. (2003). Prediction of overbreak in underground tunnel blasting: a case study.

4. Mottahedi, A., Sereshki, F., & Ataei, M. (2018). Development of overbreak prediction models in drill and blast tunneling using soft computing methods. Engineering with computers, 34, 45-58. https://doi.org/10.1007/s00366-017-0520-3

5. Rostamabadi, Sina & hajihassani, mohsen. (2024). Investigation of the specific charge variations in determining the optimal methods for drilling and blasting of tunnels. Acta Montanistica Slovaca. 29. 294-309. 10.46544/AMS.v29i2.06.

6. Christiansson, R., Olsson, M., Nyberg, U. and Niklasson, B. (2005). Studies of blast damage at the Äspö Hard Rock Laboratory, Sweden. Brighton Conference Proceedings 2005, R. Holmberg et al. © 2005 European Federation of Explosives Engineers, ISBN 0-9550290-0-7.

7. Petr, V. (2005). Prediction of the damaged zone for ground support around underground openings formed by blasting. Brighton Conference Proceedings 2005, R. Holmberg et al. © 2005 European Federation of Explosives Engineers, ISBN 0-9550290-0-7.

NUMERICAL MODELLING OF BLASTHOLE DETONATION IN SURFACE MINING USING FINITE ELEMENT METHOD

A. F. Çalıkoğlu[1,*], M. Erkayaoğlu[1]

1. Middle East Technical University, Mining Engineering Department, 06800 Çankaya/Ankara, Türkiye
afurkan@metu.edu.tr

ABSTRACT

Blasting plays a crucial role in both mining and civil engineering, serving as a primary method for rock fragmentation to facilitate mineral extraction or create space for construction in surface and underground environments. As the first step in the mining production sequence, blasting has a profound impact on downstream operations, affecting factors such as diggability, energy requirements in mineral processing, ore dilution, recovery rates, and the structural stability of features like tunnels and slopes. The success of a blasting operation depends on numerous parameters, including the nature and orientation of rock discontinuities, blasthole geometry, blast design and timing, as well as the physical and mechanical characteristics of the rock mass. Together, these variables dictate the efficiency and outcome of the blast. Nevertheless, blasting performance is typically assessed using empirical approaches, which may fall short in accurately representing the complex interaction between influencing factors. This preliminary investigation aims to evaluate the potential of numerical modeling techniques to assess overall blasting performance and to provide a broader perspective on the rock fragmentation mechanism. The numerical simulations indicate a tendency for reduced damage levels between boreholes as spacing increases. In the current models, damage levels decreased by approximately 27% for emulsion and 33% for ANFO when spacing was increased from 2.0 to 3.0 meters. These results should be interpreted as preliminary trends rather than definitive outcomes, since calibration against field and laboratory data is still required.

Keywords: Surface blasting, numerical modelling, finite element method, LS-DYNA

INTRODUCTION

The mining industry plays a pivotal role in advancing sustainable development by fulfilling the growing global demand for raw materials and energy. The fundamental production cycle in mining typically consists of a series of operations, including drilling, blasting, loading, haulage, and mineral processing. Among these, rock fragmentation is a key factor that directly influences downstream activities such as material handling, ore processing, and the overall economic viability of a project. Fragmentation is initiated during the drilling and blasting phases and provides the essential input for subsequent mineral processing operations. Therefore, the effectiveness of blasting operations has a substantial impact on the performance and efficiency of the entire mining workflow. The primary challenge lies in enhancing blasting outcomes while controlling operational costs to maximize project profitability. Understanding how blasting responds to varying geological and operational conditions is essential for engineers to optimize its performance in practical applications.

In surface mining, effective blasting performance is defined by achieving good diggability and a desired fragmentation size while minimizing environmental impacts such as ground vibrations. Several field parameters influence blasting results, including the blast pattern, blasthole geometry, delay timing, stemming material, explosive quantity, and the physical and mechanical characteristics of the rock. Additionally, geological conditions, such as discontinuities within the rock mass, have a significant influence on both the size distribution of the blasted material and the intensity of vibrations produced due the blasting process.

To sum up, blasting performance has a direct impact on the efficiency of subsequent mining activities and the overall economic viability of a project. Achieving the desired fragmentation and mitigating environmental effects, such as ground vibrations, requires a comprehensive understanding of the various factors influencing blast outcomes. Although empirical methods offer valuable estimations, they often lack the capacity to fully capture the complexity of real-world conditions and the dynamic nature of blasting. As such, a deeper understanding of the blasting process is essential for designing blasts that align with specific operational objectives. This preliminary study investigates the effects of spacing and explosive type through numerical modeling, serving as a foundation for further research aimed at developing more effective blasting design approaches.

Various numerical approaches are available for simulating blasting processes in mining. Over the years, methods such as the Discrete Element Method (DEM), Finite Element Method (FEM), and Finite Difference Method (FDM) have been widely employed by researchers to model different aspects of blasting. The growing availability of advanced modeling software has contributed to a recent rise in the number of numerical studies focused on blasting simulations.

Qi et al. (2014) conducted a numerical study using ANSYS/LS-DYNA to identify the optimal borehole spacing in an underground mining environment. The primary aim of the research was to enhance blasting efficiency while minimizing stress and damage to the surrounding rock. To accomplish this, simulation results for different borehole spacing configurations were evaluated and compared. Xie et al. (2016) performed a numerical simulation using LS-DYNA to examine the mechanisms of damage evolution in rock during deep tunnel excavation by means of cut blasting. The study emphasizes the roles of in-situ stress, stress wave propagation, and the interaction between tensile and compressive forces in the initiation and expansion of damage zones within the rock mass. The objective is to enhance the understanding of cut blasting behavior under conditions of high in-situ stress. Yi et al. (2017) employed LS-DYNA-based numerical modeling to analyze blast-induced fragmentation in sublevel caving operations, with particular attention to the influence of delay timing and primer location on fragmentation outcomes. The study aimed to enhance material recovery and minimize ore dilution. To support this analysis, a custom algorithm was developed to evaluate fragmentation within the LS-DYNA framework. Lou et al. (2018) conducted a numerical simulation using LS-DYNA to estimate the initial shock pressure exerted on the borehole wall during blasting with axially decoupled charges. The study further evaluates the performance of upper and middle air-decked charge configurations, aiming to optimize blasting efficiency while reducing damage to the surrounding rock mass. Meng et al. (2020) employed LS-DYNA to simulate directional fracturing in hard rock induced by shaped charge blasting. The study investigates the mechanisms through which shaped charges initiate and propagate fractures along specific orientations. The objective is to improve blasting efficiency, increase roof stability, and ensure mining safety, particularly in complex geological conditions such as those present in longwall mining operations. Dotto et al. (2024) developed a numerical model using LS-DYNA to examine the influence of discontinuity characteristics and initiation delay on stress wave propagation, crack development, and the extent of damage zones. The primary objective of the study was to advance the understanding and prediction of blasting outcomes, thereby contributing to more effective blast design and improved fragmentation efficiency. Literature review indicates that LS-DYNA is a reliable and widely adopted finite element method (FEM) tool for simulating blasting processes in both surface and underground mining environments. In addition to LS-DYNA, ANSYS/AUTODYN is also recognized as an effective FEM-based platform for modeling blasting phenomena. Katsabanis (2020) utilized AUTODYN to develop a numerical model aimed at analyzing blast-induced fragmentation. The study focuses on enhancing the accuracy of predictive models for fragmentation and grindability by accounting for energy distribution and blast geometry.

In addition to FEM-based approaches, several researchers have adopted the Discrete Element Method (DEM) to simulate blasting in mining applications. Gao et al. (2021) developed a numerical model using the Itasca Particle Flow Code (PFC) to investigate the influence of geometric parameters—such as the peak pressure action coefficient, explosive burial depth, and charging configuration—on the formation of blasting craters. In a subsequent study, Gao et al. (2023) employed PFC-based modeling to examine how variations in resistance line and row delay intervals affect the morphology and dispersion characteristics of muck piles in open-pit bench blasting. The aim of the study is to optimize blasting parameters to improve fragmentation efficiency and control muck pile formation.

Several studies have integrated LS-DYNA and PFC to simulate blasting operations in mining. In such approaches, LS-DYNA is generally used to model blast-induced stress waves and the propagation process, while PFC is utilized to simulate the initiation and growth of cracks and the ejection of rock fragments. An et al. (2018) developed a coupled numerical model incorporating both LS-DYNA and PFC to examine the effects of confinement on blasting performance in narrow-vein mining. The objective of the study was to quantify the relationship among the blasting confinement coefficient, minable width, and burden, with the goal of optimizing blast design, minimizing overbreak and underbreak, and enhancing ore recovery. Yu et al. (2022) developed coupled numerical models integrating LS-DYNA and PFC to examine the dynamics of blast-induced rock movement in open-pit bench blasting. The study evaluates rock displacement and accumulation patterns under varying bench heights and burden conditions, offering valuable insights for minimizing ore loss and dilution. Similarly, Jia et al. (2024) applied a coupled LS-DYNA–PFC approach to investigate the fragmentation mechanisms of burnt rock in open-pit coal mines. Their research emphasizes the influence of joint-induced cracks and fractures on stress wave propagation, detonation gas behavior, and overall blasting efficiency.

RESEARCH METHODOLOGY

Preliminary models have been developed in LS-DYNA using input parameters obtained from the literature or, where necessary, assumed due to the unavailability of data collected on site. Once the necessary data are obtained from the case study, the models will be reconstructed based on the provided information and calibrated against field and/or laboratory test results.

The rock material is modelled with Riedel-Hiermaier-Thoma (RHT) material model (MAT_RHT in LS-DYNA). This model represents a sophisticated brittle plasticity formulation designed for use under impulsive and dynamic loading conditions. The RHT strength model is defined by three limit surfaces: the initial elastic yield surface, the residual friction surface, and the failure surface, each dependent on hydrostatic pressure. Damaged surfaces reflect the decrease in material strength across various meridians and the influence of strain rate. Material failure occurs once the ultimate compressive, shear, or tensile strength is reached (Dotto et al., 2024). The RHT model employs a normalized effective plastic strain as its damage function which is a scalar parameter that increases monotonically whenever the material's stress state lies on the yield surface (Borrvall and Riedel, 2011). In RHT material model, the damage parameter is defined as:

$$D = \sum \frac{\Delta \varepsilon^p}{\varepsilon^f}$$

ε^p denotes the accumulated plastic strain, whereas ε^f represents the failure strain. A damage parameter value of D = 1 indicates complete damage, while D = 0 corresponds to an undamaged state. The RHT material model has been extensively employed for the simulation of blast-induced damage and fragmentation (Hashemi and Katsabanis, 2021; Xie et al., 2017; Yi et al., 2017). Rock material properties, and emulstion parameters are obtained from literature (Yi et al.,2017). Sanchidrián et al. (2015) provides ANFO JWL parameters which are used in the study. Explosive materialhas been modelled with explosive material card (MAT_HIGH_EXPLOSIVE_BURN in LS-DYNA) and with the Jones-Wilkins-Lee (JWL) equation of state (EOS_JWL in LS-DYNA) in LS-DYNA . Rock material properties and explosive properties that utilized in the numerical models are avaliable on Table 1 and Table 2.

Table 1: Rock parameters (Yi et al., 2017).

Density (kg/m^3)	Shear Modulus (GPa)	Eroding Plastic Strain	Parameter for polynomial EOS B0	Parameter for polynomial EOS B1	Parameter for polynomial EOS T1 (GPa)
2627	18.6	2.0	1.22	1.22	40
Parameter for polynomial EOS T2 (GPa)	Hugoniot polynomial coefficient A1 (GPa)	Hugoniot polynomial coefficient A2 (GPa)	Hugoniot polynomial coefficient A3 (GPa)	Failure surface parameter A	Failure surface parameter N
0	40	0	0	2.618	0.7985
Compressive strength (MPa)	Relative shear strength	Relative tensile strength	Lode angle dependence factor Q0	Lode angle dependence factor B	Compaction pressure (GPa)
200	0.18	0.05	0.567	0.0105	6
Initial Porosity	Reference compressive strain rate E0C	Reference tensile strain rate E0T	Break compressive strain rate EC	Break tensile strain rate ET	Compressive strain rate dependence exponent
1.0	3.0E8	3.0E9	3.0E22	3.0E22	0.032
Tensile strain rate dependence exponent	Pressure influence on plastic flow in tension	Compressive yield surface parameter GC	Tensile yield surface parameter GT	Shear modulus reduction factor	Damage parameter D1
0.036	0.001	1.0	0.7	0.5	0.04
Damage parameter D2	Minimum damaged residual strain	Residual surface parameter AF	Residual surface parameter AN	Grunnisen Gamma	Crush pressure (MPa)
1.0	0.01	0.873	0.559	0	133
Porosity Exponent					
3					

Note: Borrvall and Riedel, (2011) provide detailed information about the definition of parameters and mathematical description of the RHT damage model.

Table 2: Explosive parameters (Yi et al., 2017; Sanchidrián et al., 2015)

Explosive Type	Density (kg/m^3)	Detonation Velocity (m/s)	Detonation Pressure (GPa)	A (GPa)	B (GPa)	R1	R2	ω	E_0 (GPa)
ANFO	830	3879	3.253	231.8	3.414	6.761	1.067	0.36	1.579
Emulsion	1180	5211	9.53	276.2	8.44	5.2	2.1	0.5	3.87

Note: A, B, R1, R2, and ω represent the material model parameters. Among these, R1 and R2 are dimensionless parameters, while ω, known as the Grüneisen constant, describes the rate of change in pressure with respect to internal energy at a constant volume. Additionally, E_0 denotes the initial internal energy per unit volume of the explosive.

RESULTS AND DISCUSSION

In this study, the effect of spacing was investigated using LS-DYNA, considering three spacing configurations of 3.0 meters, 2.5 meters, and 2.0 meters, together with two types of explosives, ANFO and emulsion. Created numerical model with spacing of 2.5 meter is available on Figure 1. In this study, a horizontal cross-section of a bench was analyzed. Due to the element generation limit imposed by the LS-DYNA license used, the numerical model was constructed with dimensions of 5 x 5 x 1 m. Since mesh density is a critical factor for accurately capturing damage propagation, extending the model in the third dimension (z-direction) would have necessitated a reduction in mesh density in order to remain within the element limit. Such a reduction would have compromised the accuracy of the results. Therefore, it was deemed more appropriate to maintain a high element density while keeping the z-direction relatively small, thereby ensuring the reliability of the simulation outcomes. Element sizes ranging from 2 cm to 4 cm and an average size of 3 cm. In order to prevent wave reflections at the model boundaries, non-reflecting boundary conditions (BOUNDARY_NON_REFLECTING in LS-DYNA) were applied to the left, right, and bottom edges, as well as to the base of the model. These boundary conditions ensure that stress waves generated by the blasting process can propagate outward without reflecting back into the computational domain, thereby preserving the physical accuracy of the simulation results. The top edge, on the other hand, was not assigned as a non-reflecting boundary since it is considered as the burden surface, where the free propagation of stress waves and material movement are physically expected.

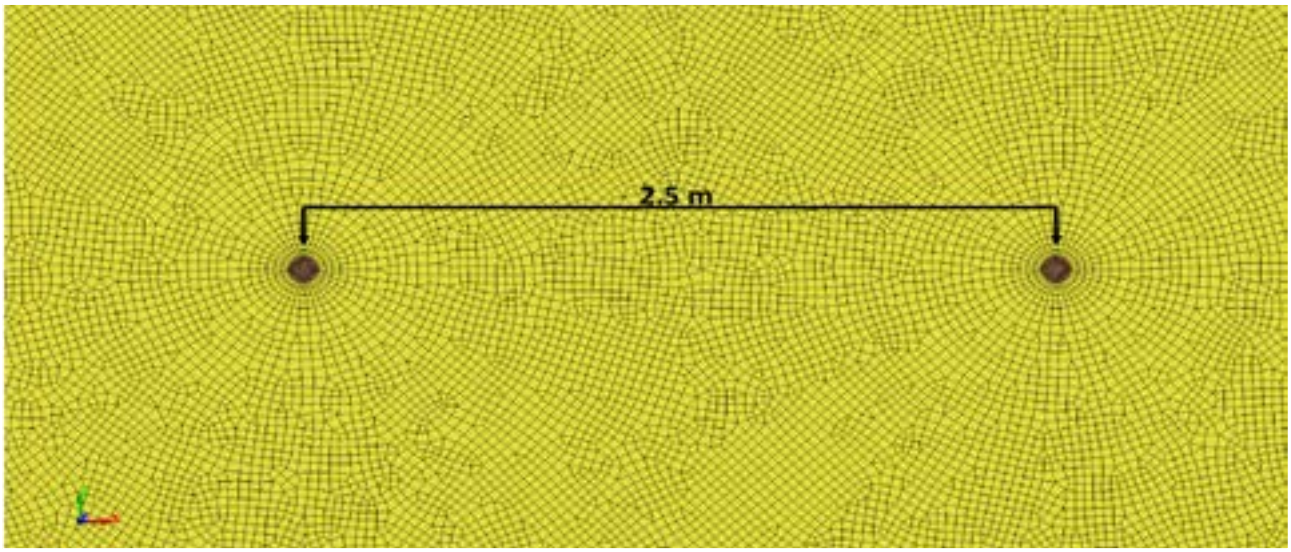


Figure 1 Created finite element model in LS-DYNA

The numerical model results with different spacing configurations and different types of explosives is available on Figure 2. This figure presents the damage distribution for different explosive types and spacing configurations, with damage levels ranging from 0 (undamaged) to 1 (fully damaged). The red regions correspond to fully damaged zones, while the blue regions represent undamaged material. It can be observed that decreasing the spacing between boreholes increases the overlap of high-damage zones, particularly evident in the 2-meter spacing cases as it is expected. Comparisons between ANFO and emulsion at the same spacing show that emulsion generally produces larger high-damage areas, indicating a higher fragmentation potential.

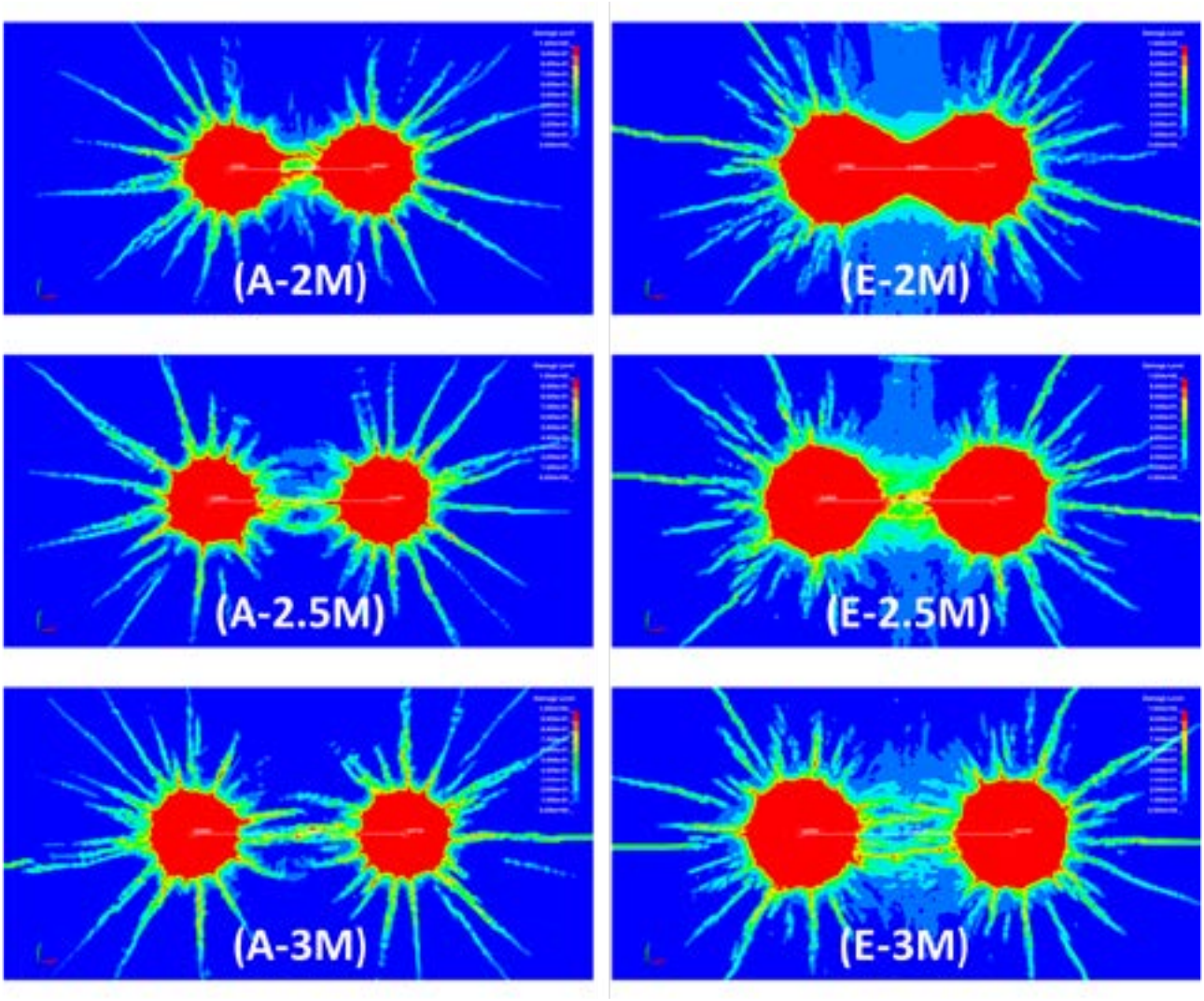


Figure 2 Damage level distribution for different explosive types and spacing configurations in LS-DYNA. Labels indicate explosive type (A: ANFO, E: Emulsion) and spacing (2M, 2.5M, 3M).

It was observed that increasing the spacing results in reduced damage between two boreholes, indicating that fragmentation in this region may fall below the desired limits. To examine the damage in the zone located between boreholes under different explosive types and spacing configurations, average damage plot data were obtained from these zones. The average damage in the zone between two boreholes for each model, plotted as a function of time, is presented in Figure 3 (A). The results indicate that the 2.5-meter spacing with emulsion and the 2.0-meter spacing with ANFO, as well as the 3.0-meter spacing with emulsion and the 2.5-meter spacing with ANFO, yield similar outcomes. Therefore, it can be concluded that, for this type of rock material, similar results can be achieved by increasing the spacing by 0.5 meters while changing the explosive type from ANFO to emulsion. Figure 3 (B) illustrates the variation in damage level with changes in spacing for each explosive type. For the emulsion explosive, a 27% reduction in damage level is observed when the spacing increases

from 2.0 meters to 3.0 meters. In comparison, the ANFO explosive exhibits a 33% reduction in damage level over the same spacing range.

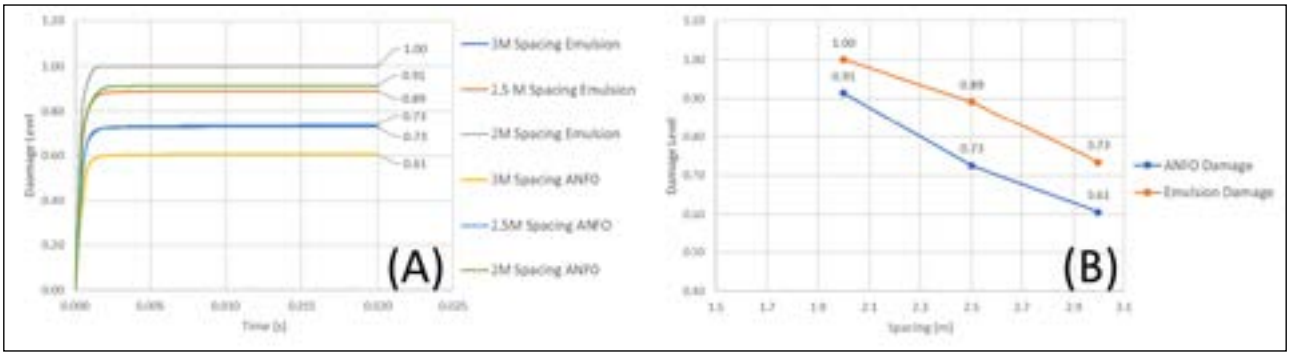


Figure 3 Average damage between two boreholes: (A) variation with simulation time for each model, (B) effect of explosive type on damage level with changing spacing.

CONCLUSION

The results of literature review indicate that numerical modeling presents a strong potential for improving the understanding and prediction of blasting performance in mining applications. Numerical methods are capable of capturing the complex interactions involved in blasting, including stress wave propagation, fracture initiation, and rock mass movement. Although interest in this area has grown in recent years, the number of studies employing integrated modeling approaches remains relatively limited. This highlights the need for further research. As modeling techniques continue to advance and computational resources become more available, an increase in the number of numerical studies is expected. These efforts will contribute to the development of more efficient, accurate, and site-specific blasting designs in the mining industry.

This study aims to help in understanding the effects of spacing and explosive type on blasting performance through numerical modeling, integrating LS-DYNA. While preliminary models have been developed using parameters from the literature, the current outcomes should be regarded as indicative tendencies rather than definitive conclusions, since the absence of actual field and laboratory data considerably limits their reliability. Once such data become available, the models should be reconstructed and rigorously calibrated against experimental results to improve their accuracy and applicability. Moreover, future studies should incorporate additional influencing factors such as burden conditions, delay timing, stemming practices, and the presence of rock mass discontinuities, as well as extend the model in the z-direction to construct a larger, fully three-dimensional domain, in order to represent field conditions more comprehensively. Provided that numerical models are properly calibrated and validated according to the field/laboratory tests, they can be effectively utilized for the optimization of blasting designs under various conditions. The integration of numerical and field investigations will not only enhance the understanding of blasting mechanisms but also provide a foundation for developing efficient, site-specific, and reliable blasting solutions for the mining industry.

REFERENCES

An, L., Suorineni, F. T., Xu, S., Li, Y.-H., & Wang, Z.-C. (2018). A feasibility study on confinement effect on blasting performance in narrow vein mining through numerical modelling. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 112, 84–94. https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2018.10.010

Borrvall, T., Riedel, W., 2011. The RHT concrete model in LS-DYNA. In: 8th European LS- DYNA Users' Conference. Strasbourg, Germany.

Dotto, M. S., Apel, D., & Pourrahimian, Y. (2024). Investigating the influence of discontinuity parameters on blast-induced fragmentation. International Journal of Mining, Reclamation and Environment, 38(9), 745–769. https://doi.org/10.1080/17480930.2024.2347128

Gao, W., Zhang, J., Li, C., Cheng, L., & Liu, P. (2023). Study on Muck Pile Shape of open-pit bench blasting based on PFC. Shock and Vibration, 2023, 1–10. https://doi.org/10.1155/2023/2859668

Gao, W., Zhang, Z., Li, B., & Li, K. (2021). Study on numerical simulation of geometric elements of blasting funnel based on PFC5.0. Shock and Vibration, 2021(1). https://doi.org/10.1155/2021/8812964

Hashemi, A. S., & Katsabanis, P. (2021). Tunnel face preconditioning using destress blasting in deep underground excavations. Tunnelling and Underground Space Technology, 117, 104126. https://doi.org/10.1016/j.tust.2021.104126

Jia, Z.-Z., Li, H.-J., Li, W., Yan, J., & Wang, X.-H. (2024). Study on blasting fragmentation mechanism of burnt rock in open-pit coal mine. Scientific Reports, 14(1). https://doi.org/10.1038/s41598-024-55802-2

Katsabanis, P. D. (2020). Analysis of the effects of blasting on comminution using experimental results and numerical modelling. Rock Mechanics and Rock Engineering, 53(7), 3093–3109. https://doi.org/10.1007/s00603-020-02093-4

Lou, X., Wang, Z., Chen, B., & Yu, J. (2018). Theoretical calculation and experimental analysis on initial shock pressure of borehole wall under axial decoupled charge. Shock and Vibration, 2018(1). https://doi.org/10.1155/2018/7036726

Meng, N., Chen, Y., Bai, J., Wang, X., Wu, W., & Wu, B. (2020). Numerical simulation of directional fracturing by shaped charge blasting. Energy Science & Engineering, 8(5), 1824–1839. https://doi.org/10.1002/ese3.635

Qi, J. D., Wang, P., Gao, Y. T., & Jiang, Z. A. (2014). Study on optimization of numerical simulation for smooth blasting parameters in Xishimen iron mine. Applied Mechanics and Materials, 529, 605–610. https://doi.org/10.4028/www.scientific.net/amm.529.605

Sanchidrián, J. A., Castedo, R., Lopez, L.M., Segarra, P., Santos, A. P. (2015). Determination of the JWL Constants fo ANFO and Emulsion Explosives from Cylinder Test Data. Central European Journal of Energetic Materials, 12(2) 177-194.

Xie, L. X., Lu, W. B., Zhang, Q. B., Jiang, Q. H., Chen, M., & Zhao, J. (2017). Analysis of damage mechanisms and optimization of cut blasting design under high in-situ stresses. Tunnelling and Underground Space Technology, 66, 19–33. https://doi.org/10.1016/j.tust.2017.03.009

Xie, L. X., Lu, W. B., Zhang, Q. B., Jiang, Q. H., Wang, G. H., & Zhao, J. (2016). Damage evolution mechanisms of rock in deep tunnels induced by cut blasting. Tunnelling and Underground Space Technology, 58, 257–270. https://doi.org/10.1016/j.tust.2016.06.004

Yi, C., Sjöberg, J., & Johansson, D. (2017). Numerical modelling for blast-induced fragmentation in sublevel caving mines. Tunnelling and Underground Space Technology, 68, 167–173. https://doi.org/10.1016/j.tust.2017.05.030

Yu, Z., Shi, X.-Z., Zhang, Z.-X., Gou, Y.-G., Miao, X.-H., & Kalipi, I. (2022). Numerical investigation of blast-induced rock movement characteristics in open-pit bench blasting using bonded-particle method. Rock Mechanics and Rock Engineering, 55(6), 3599–3619. https://doi.org/10.1007/s00603-022-02831-w

PATLATMA KAYNAKLI TİTREŞİM VE PARÇALANMA ÜZERİNE ELEKTRONİK VE NONEL SİSTEMLERİN ETKİSİ

THE EFFECT OF ELECTRONIC AND NONEL SYSTEMS ON BLAST-INDUCED VIBRATION AND FRAGMENTATION

K. Dinçer [1,*], O. Savaş [2], T. Edis [1], E. Elmacı [1], C. O. Aksoy [2,3], G. G. U. Aksoy [2,4]

[1] Kırlıoğlu Kimya Sanayi ve Ticaret A.Ş.
*(*Sorumlu yazar: kaan.dincer@kirlioglu.com.tr)*
[2] GOA Ar-Ge Madencilik ve Çevre Tek. Ltd.Şti.
[3] Dokuz Eylül Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü
[4] Hacettepe Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü

ÖZ

Açık ocak madenciliğinde gerçekleştirilen patlatma operasyonları, hem üretim verimliliği hem de çevresel güvenlik açısından kritik öneme sahiptir. Bu operasyonlar sırasında oluşan patlatma kaynaklı titreşimler ve sismik dalga yayılımları, özellikle şev stabilitesi, yerleşim bölgelerine yakınlık ve saha içindeki tesisler açısından ciddi riskler oluşturabilmektedir. Öte yandan, patlatma sonrası elde edilen parça boyutu dağılımı, kırma-eleme tesislerinin enerji tüketimini ve işlem verimini doğrudan etkileyen temel bir parametredir. Bu çalışmada, elektronik ve nonel ateşleme sistemleri ile gerçekleştirilen iki farklı grup patlatma karşılaştırmalı olarak değerlendirilmiştir. Öncelikle, bir pilot delik (tek delik) patlatmasından elde edilen sinyal, elektronik grubun gecikme tasarımında kullanılmış ve SeisBlast_ProMax© yazılımı üzerinden enerji sönümleme algoritmasına dayalı optimum gecikmeler hesaplanmıştır. Böylece, grup patlatmalarda sismik dalgaların birbirini söndürmesi hedeflenmiş ve titreşimlerin yönlendirilmiş biçimde bastırılması sağlanmıştır. Elde edilen veriler, elektronik sistemle yapılan B grubu patlatmada hem titreşim genliklerinin önemli oranda düştüğünü, hem de parçalanma kalitesinin iyileştiğini göstermektedir. Parçalanma analizleri, B grubunda daha düşük ortalama parça boyutu (D50) ve daha az iri blok içeriği ortaya koyarken; sismograf verileri ise PPV düzeylerinin düşüşünü ve frekans spektrumunda kaymalarla birlikte daha yapıcı bir titreşim profili oluştuğunu göstermektedir. Sonuç olarak, elektronik ateşleme sistemleriyle pilot sinyal tabanlı gecikme optimizasyonunun, yalnızca çevresel riskleri azaltmakla kalmayıp, aynı zamanda parçalanma verimi ve enerji tasarrufu bakımından da açık ocak madenciliğine bütüncül bir katkı sunduğu görülmüştür.

Anahtar Sözcükler: Açık ocak madenciliği, elektronik ateşleme sistemi, parça boyut dağılımı, sismik enerji sönümleme

ABSTRACT

Blasting operations in open-pit mining play a critical role in both production efficiency and the management of environmental impacts. Blast-induced ground vibrations and seismic wave propagation pose considerable risks to slope stability and may result in irreversible consequences for critical infrastructure such as facilities, storage areas, and leach pads. Furthermore, post-blast rock fragmentation directly affects the performance

and energy efficiency of crushing and screening plants. In this study, two separate blast groups were designed using nonel and electronic initiation systems, respectively. A pilot (single-hole) blast signal was recorded and used to model optimal delay sequences for the electronic group (Group B) based on a seismic energy minimization algorithm implemented in the SeisBlast_ProMax© software. This approach aimed to reduce vibration amplitudes by promoting destructive interference between blast-induced seismic waves. Field measurements indicate that Group B (electronic) blasting resulted in significantly lower vibration amplitudes compared to the conventional nonel group (Group A), especially in the longitudinal direction. Moreover, fragmentation analysis using Wipfrag revealed a more homogeneous and finer particle size distribution in Group B, with a lower D50 value and reduced presence of oversize blocks. Overall, the study demonstrates that electronic blasting systems, when optimized using pilot-hole-based seismic signal modeling, offer tangible advantages not only in vibration control but also in improving fragmentation quality and enhancing energy efficiency throughout the production process.

Keywords: Open-pit mining, electronic blasting system, fragmentation distribution, seismic energy damping.

GİRİŞ

Açık ocak işletmelerinde patlatma faaliyetleri, hem üretim verimliliği hem de çevresel etkiler açısından belirleyici bir rol oynamaktadır. Patlatma sırasında ortaya çıkan sismik dalgalar, özellikle şev stabilitesi, yakın yerleşim alanları, tesis yapıları, depolama sahaları ve liç alanları gibi hassas bölgeler açısından önemli riskler teşkil etmektedir. Bu titreşimler, ocak içinde kademelerin deformasyonuna, heyelan riskinin artmasına ve çevresel zararlara neden olabileceği gibi, tesislerin yapısal bütünlüğünü tehdit ederek işletme güvenliğini de doğrudan etkileyebilir (Aksoy ve Aksoy, 2023).

Patlatma ile oluşan sismik dalgalar genellikle tepe parçacık hızı (PPV) üzerinden değerlendirilmekte ve bu parametre, patlatmanın çevresel etkilerini sınırlamak amacıyla çeşitli ampirik formüllerle öngörülmektedir (Savaş, 2025). Ancak bu yaklaşımlar, jeolojik heterojenlik, süreksizlik takımları ve kaya ortamının doğrusal olmayan davranışı gibi parametreleri dışladığı için saha gerçekliğini sınırlı düzeyde temsil eder (Aksoy vd., 2022).

Son yıllarda, titreşim azaltımına yönelik yeni tasarım stratejileri geliştirilmiştir. Bu kapsamda, elektronik ateşleme sistemleri, gecikme zamanlarının yüksek doğrulukla ayarlanabilmesine olanak tanıyarak patlatma dalgalarının birbirini sönümlemesini mümkün kılmakta ve toplam sismik enerjinin daha düşük seviyelerde kalmasını sağlamaktadır (Aksoy vd., 2024). Bu yöntem, sismik enerji sönümleme yaklaşımı ile de desteklenmiş, teorik ve deneysel olarak test edilmiştir (Aksoy ve Aksoy, 2023).

Sanchidrián vd. (2007) belirttiği üzere, patlatma enerjisinin yalnızca küçük bir bölümü kayaç kırılması için kullanılırken, önemli bir kısmı sismik dalgalara ve parçalanma kinetik enerjisine dönüşmektedir. Bu nedenle enerji bileşenlerinin dikkatli yönetimi hem üretim verimliliği hem de çevresel güvenlik açısından kritik bir mühendislik gerekliliğidir. Bu bağlamda, enerji verimliliği analizleri yalnızca parçalanma kalitesini değil, aynı zamanda titreşim seviyelerini de doğrudan etkilemektedir.

Ayrıca, pilot (tek) delik sinyalleri kullanılarak grup patlatmaların sayısal olarak modellenmesi; gecikme etkilerinin öngörülmesini, buna bağlı olarak oluşacak sismik dalga yayılımlarının ve titreşim seviyelerinin önceden hesaplanmasını mümkün kılmaktadır (Sanchidrián vd., 2014; Aksoy vd., 2022). Böylelikle, patlatma tasarımları hem dinamik saha koşullarına göre hem de titreşim odaklı risk analizlerine göre optimize edilebilmektedir.

Bu çalışmada, Bilecik ili sınırlarında yer alan bir taş ocağında gerçekleştirilen pilot delik, elektronik ve nonel sistemli grup patlatmaları karşılaştırılmış; farklı ateşleme teknolojilerinin titreşim düzeylerine ve parça boyutu dağılımına etkileri analiz edilmiştir. Gerek tepe parçacık hızı (PPV) değerleri gerekse parçalanma verileri, kullanılan ateşleme sisteminin işletme performansı ve çevresel etki açısından ne derece kritik olduğunu ortaya koymaktadır.

ÇALIŞMA SAHASI VE GENEL JEOLOJİ

Bu çalışma, Bilecik İli, Söğüt İlçesi, Oluklu Köyü sınırları içerisinde yer alan bir açık ocak işletmesinde gerçekleştirilmiştir. Saha, Batı Anadolu'nun önemli endüstriyel hammadde bölgelerinden biri olan Bilecik çevresinde konumlanmakta olup, ulaşım ve altyapı açısından avantajlı bir bölgede yer almaktadır. Çalışma alanının Türkiye içindeki konumu ve uydu görüntüsü Şekil 1'de sunulmuştur.



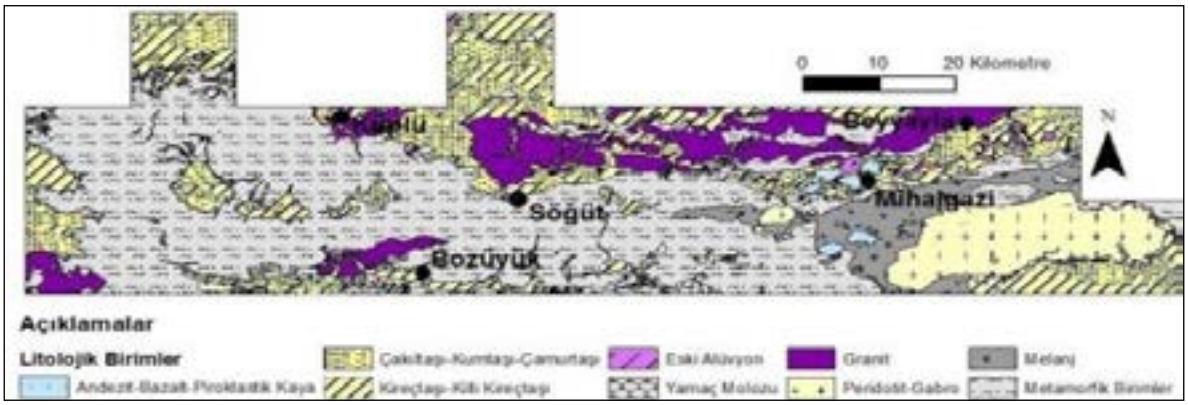
Şekil 1. Çalışma alanının Türkiye içindeki konumu ve uydu görüntüsü (Bilecik–Söğüt–Oluklu Köyü)

Söz konusu bölge, Anatolitlerin en kuzey kenarı ile Pontitlerin en güney kenarı arasında kalan geçiş kuşağında yer almakta olup, bu nedenle karmaşık bir stratigrafik ve yapısal özellik göstermektedir. Bu kuşaklar arasında konumlanan proje sahası, bölgedeki tektonik evrimden ve litolojik karmaşadan doğrudan etkilenmiş olup, stratigrafik birimlerin süreksiz ve kesintili izlenebildiği oldukça karışık bir yapıya sahiptir. Bu bağlamda, Pazaryeri (Bozüyük), Domaniç (İnegöl), Tavşanlı ve Seyitömer (Kütahya) yerleşim alanlarını da kapsayan İ23 numaralı 1/100.000 ölçekli pafta, jeolojik değerlendirmelerde temel alınmıştır.

İnceleme alanında temel litoloji, iki farklı metamorfik kuşaktan oluşmaktadır. Bunlardan ilki, Oylat (İnegöl) – Kızılcapınar (Bozüyük) arasında uzanan Sülür Zonu'nun kuzeyinde yer alır. Bu alandaki metamorfikler, düşük dereceli yeşilşist fasiyesinde metamorfizmaya uğramış, kökeni pelitik olan şistler ile bunlara eşlik eden mermerlerden oluşmaktadır. Bu seri, belirgin bir ezilme zonu boyunca Sakarya Graniti tarafından tektonik olarak örtülmekte ve yer yer Orta Triyas (Anisiyen) yaşlı Karakaya benzeri litolojiler içeren Muratdere Formasyonu ile kuşkulu bir uyumsuzlukla örtülmektedir. Bölgede Liyas yaşlı birimlere rastlanmamakta olup, Jura yalnızca Orta-Üst Jura yaşlı karbonatlarla temsil edilmektedir.

Sülür Zonu'nun güneyinde ise ikinci metamorfik kuşak yer almakta, burada kalın mermer istifleri ile başlayan ve bolca gömülme metamorfizması minerali (glaukofan, lawsonit) içeren bazik volkanik karakterli pelitik dokulu şistlerle devam eden bir dizi izlenmektedir. Bu serinin üzerinde, Üst Kretase döneminde gerçekleşen çarpışmalar sonucunda yerleşmiş olan, derin deniz çökelleriyle birlikte şist, mermer ve Mesozoyik yaşlı karbonat blokları içeren kaotik bir birim olan ofiyolitli melanj gözlemlenmektedir. Arazi çalışmaları sırasında tarafımızca Arifler Melanjı olarak adlandırılan bu birimin içinde, Triyas ve Jura yaşlarına sahip karbonat blokları tespit edilmiştir. Melanj içerisindeki farklı litolojik üyelerin birbirleriyle olan ilişkileri de tektonik karakterlidir.

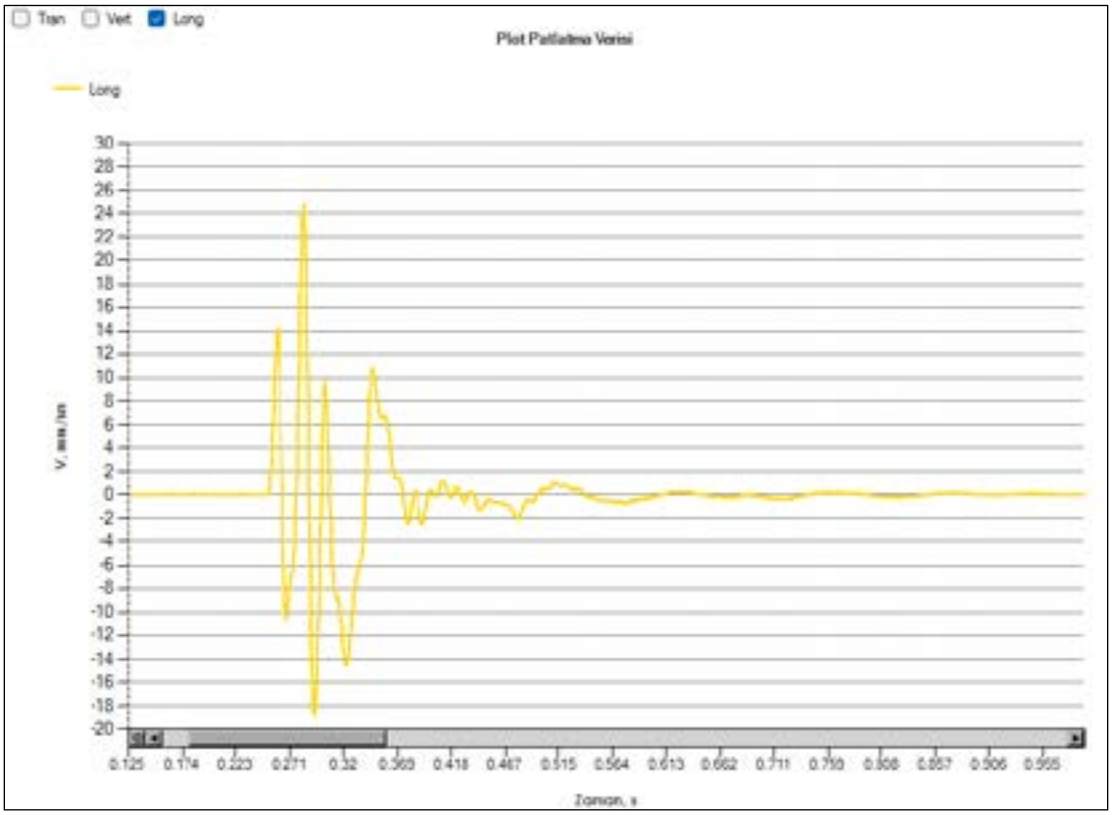
Çalışma sahasına ait detaylı jeolojik harita Şekil 2'de sunulmaktadır.



Şekil 2. Çalışma sahasının jeolojik haritası (Arslan, 2018'den alınmıştır)

MATERYAL VE YÖNTEM

Bu çalışmada, patlatma kaynaklı titreşimlerin azaltılması ve parçalanma veriminin iyileştirilmesi amacıyla, elektronik ve nonel ateşleme sistemlerinin karşılaştırmalı analizi gerçekleştirilmiştir. Kullanılan yöntemlerin temelinde, daha önce geliştirilen ve sinyal enerji sönümleme prensibine dayanan bir algoritma yer almaktadır (Aksoy ve Aksoy, 2023). Bu yaklaşım, bir pilot delik patlatmasından elde edilen titreşim sinyalinin matematiksel olarak analiz edilerek, çok delikli patlatmalarda gecikme sürelerinin optimize edilmesini sağlamaktadır.



Şekil 3. Pilot patlatmadan elde edilen 12269 numaralı sismografın long (boyuna) bileşenine ait titreşim sinyali (patlatmaya 55 m mesafe)

İlk olarak, sahada tek bir pilot delik patlatması yapılmış ve bu patlatma sırasında 55 metre uzaklıkta konumlandırılan 12269 numaralı sismograftan elde edilen sinyal verisi kaydedilmiştir. Bu kayıtta long (boyuna) bileşen kullanılmış olup, titreşim minimizasyon algoritmasında da bu bileşen esas alınmıştır. Şekil 3'te, pilot patlatmaya ait bu sinyal formu sunulmaktadır. Elde edilen sinyal, SeisBlast_ProMax© yazılımına aktarılmış ve sinyal enerjisini minimuma indirecek şekilde gecikme optimizasyonu gerçekleştirilmiştir. Farklı zaman kaymalarıyla üst üste bindirilmiş sinyallerin toplam genlikleri karşılaştırılarak, her delik için ardışık olarak uygulanacak optimum gecikme süreleri belirlenmiştir.

Elde edilen gecikmeler, elektronik ateşleme sistemine entegre edilerek 105 delikten oluşan B grubu patlatması yapılmıştır. Karşılaştırma için ise klasik 25 ms (delikler arası) ve 42 ms (sıralar arası) gecikmelerle tasarlanmış 100 delikli A grubu nonel sistemli patlatma uygulanmıştır. Her iki grupta da delik çapı, delik boyu, patlayıcı tipi ve miktarı, basamak yüksekliği, delikler arası ve sıralar arası mesafeler ile sıkılama tipi gibi parametreler birebir aynı tutulmuş, sistem değişkeni dışındaki tüm girdiler sabitlenerek deneysel karşılaştırmanın doğruluğu sağlanmıştır. Tüm deliklerde sıkılama işlemi mıcır ile gerçekleştirilmiştir.

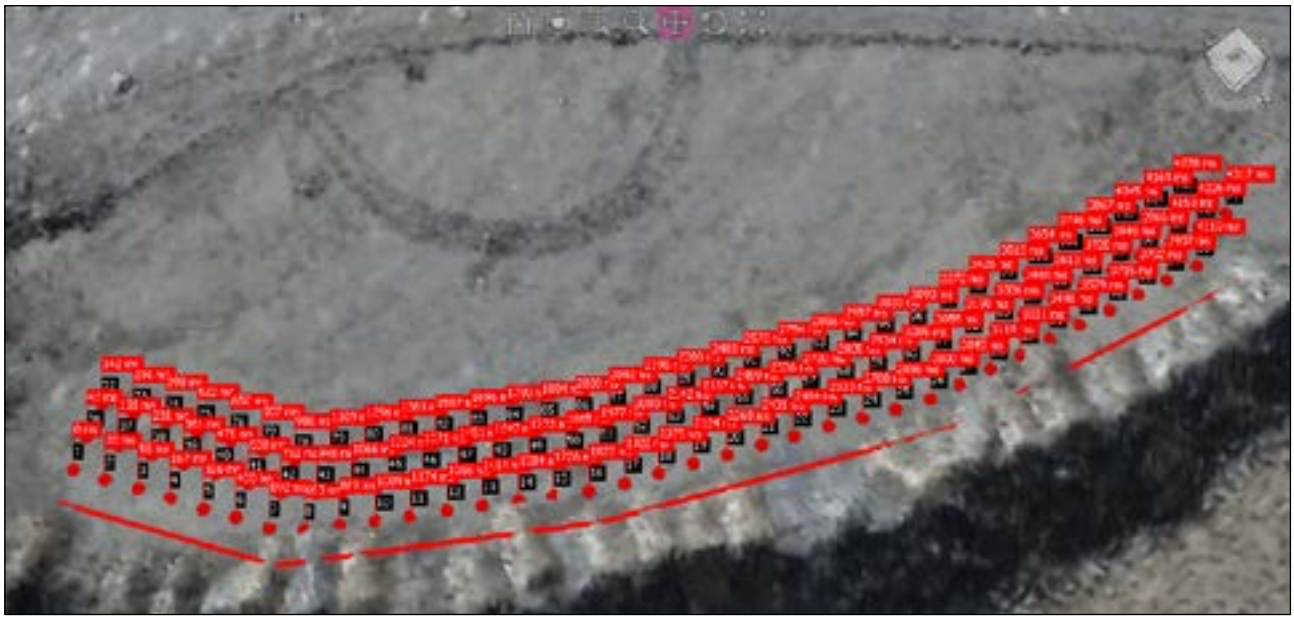
Her iki patlatma grubunda da kullanılan delgi paterni ve patlayıcı miktarları Tablo 1'de sunulmuştur. Delikler 89 mm çapında açılmış, sıralar arası mesafe (burden) 2,8 metre, delikler arası mesafe 3,2 metre, delik boyu ise 11 metre olarak uygulanmıştır. Her bir deliğe yaklaşık 40 kg ANFO ve 1 kg dinamit yemleyici yüklenmiştir.

Tablo 1. Patlatma tasarım parametreleri

Parametre	**Değer**
Delik Çapı (mm)	89
Delik Boyu (m)	11
Sıralar Arası Mesafe (m)	2,8
Delikler Arası Mesafe (m)	3,2
Delik Başına ANFO Tüketimi (kg)	40
Delik Başına Dinamit Tüketimi (kg)	1
Özgül Şarj (kg/m3)	0,41
Delgi Düzeni	Şeşbeş

Optimum gecikmelerin delik geometrisiyle nasıl uygulandığı, Şekil 4'te ayrıntılı olarak gösterilmektedir. Bu görselde, elektronik ateşleme sistemiyle gerçekleştirilen B grubu patlatmaya ait toplam 105 delik SeisBlast_ProMax© yazılımı üzerinden modellenmiş ve her bir deliğe ait yüzey gecikme süreleri milisaniye cinsinden belirlenmiştir. Yazılım, pilot patlatmadan elde edilen sinyali referans alarak her deliğe uygulanacak gecikmeyi hesaplamış, böylece sismik enerji sönümlemesini sağlayacak bir ateşleme dizilimi elde edilmiştir. Gecikmeler, delik konumlarıyla birlikte sayısal olarak gösterilmiş olup, sahadaki gerçek uygulama bu modele uygun şekilde gerçekleştirilmiştir.

Elektronik ateşleme sistemlerinin sunduğu yüksek hassasiyetli zamanlama kabiliyeti, klasik nonel sistemlerle ulaşılamayacak düzeyde gecikme kontrolü sağlamaktadır. Bu çalışmada kullanılan algoritmanın sağladığı optimizasyon sayesinde, patlatma dalgalarının birbirini sönümlemesi sağlanmış, böylece titreşim minimizasyonu sahada uygulanabilir ve ölçülebilir bir hale getirilmiştir.



Şekil 4. Elektronik ateşleme sisteminin kullanıldığı B grubuna ait 105 delikli patlatmada SeisBlast_ProMax© *yazılımı üzerinden hesaplanan yüzey gecikmeleri*

Titreşim ölçümleri, her iki patlatma grubu için de aynı mesafelere yerleştirilmiş dört sismograf ile alınmıştır. Bu cihazlar sırasıyla 15 m (12269), 36 m (12270), 60 m (14465) ve 95 m (Micro) uzaklıklarda konumlandırılmıştır. Bu kurulum sayesinde, farklı uzaklıklarda ölçülen titreşim verileri doğrudan karşılaştırmalı olarak değerlendirilmiştir.



Şekil 5. Drone ile oluşturulan sayısal arazi modeli üzerinde patlatma alanı ve sismograf konumlarının görünümü

Patlatma sonrası elde edilen kırılmış malzeme, her iki grup için de görsel olarak belgelenmiş ve görüntüler Wipfrag yazılımına yüklenerek parçalanma analizi yapılmıştır. Bu analizde, ortalama parça boyutu ve dağılım parametreleri elde edilerek parçalanma verimliliği açısından sistemler arası karşılaştırma gerçekleştirilmiştir.

Bu bütüncül yöntem sayesinde hem titreşim davranışları hem de parçalanma performansı açısından elektronik ve nonel ateşleme sistemlerinin mühendislik ve operasyonel etkileri bilimsel temelde değerlendirilmiştir.

BULGULAR VE TARTIŞMA

Bu bölümde, farklı ateşleme sistemleriyle gerçekleştirilen grup patlatmaların titreşim düzeyleri ve parçalanma performansları değerlendirilmiştir. Elde edilen sismograf verileri aracılığıyla tepe parçacık hızı (PPV) ve hakim frekans gibi titreşim parametreleri analiz edilmiş, sahada ölçülen sinyaller karşılaştırmalı olarak yorumlanmıştır. Bunun yanı sıra, patlatma sonrası oluşan malzeme görüntüleri üzerinde yapılan Wipfrag analizleri ile her iki sistemin parça boyutu dağılımı ve kırılma verimliliği karşılaştırılmıştır. Analizler sonucunda, elektronik ateşleme sisteminin sismik titreşimleri azaltmada etkili olduğu ve bu avantajının parçalanma kalitesiyle birlikte değerlendirilmesi gerektiği ortaya konmuştur. Aşağıda, ilgili bulgular iki ana başlık altında detaylı şekilde sunulmaktadır.

Sismik Dalga ve Titreşim Analizi

Çalışma kapsamında, elektronik (B grubu) ve nonel (A grubu) ateşleme sistemleriyle yapılan iki ayrı grup patlatmaya ait titreşim verileri, farklı mesafelerde konumlandırılmış dört sismograf aracılığıyla kaydedilmiştir. Elde edilen veriler tepe parçacık hızı (PPV), yön bileşenleri (transversal, vertikal, longitudinal) ve hâkim frekanslar açısından değerlendirilmiş olup, sonuçlar Tablo 2'de özetlenmiştir.

Tablo 2. Nonel (A grubu) ve elektronik (B grubu) ateşleme sistemlerine ait titreşim değerleri ve frekans karşılaştırması

Sismograf	Ölçüm Mesafe, m	Gruplar	T mm/s	V mm/s	L mm/s	PVS mm/s	Hakim Frekans Hz
12269	15	nonel	179.8	-	-	-	-
		elektronik	65.15	155.8	114.2	161.4	18.25
12270	36	nonel	36.45	76.83	90.04	90.42	14.31
		elektronik	22.35	22.61	49.02	49.67	30
14465	60	nonel	13.59	18.41	36.7	38.02	19.38
		elektronik	14.22	12.32	12.45	16.72	67
micro	95	nonel	9.348	17.77	19.52	19.95	40.88
		elektronik	13.02	13.64	13.81	16.02	16

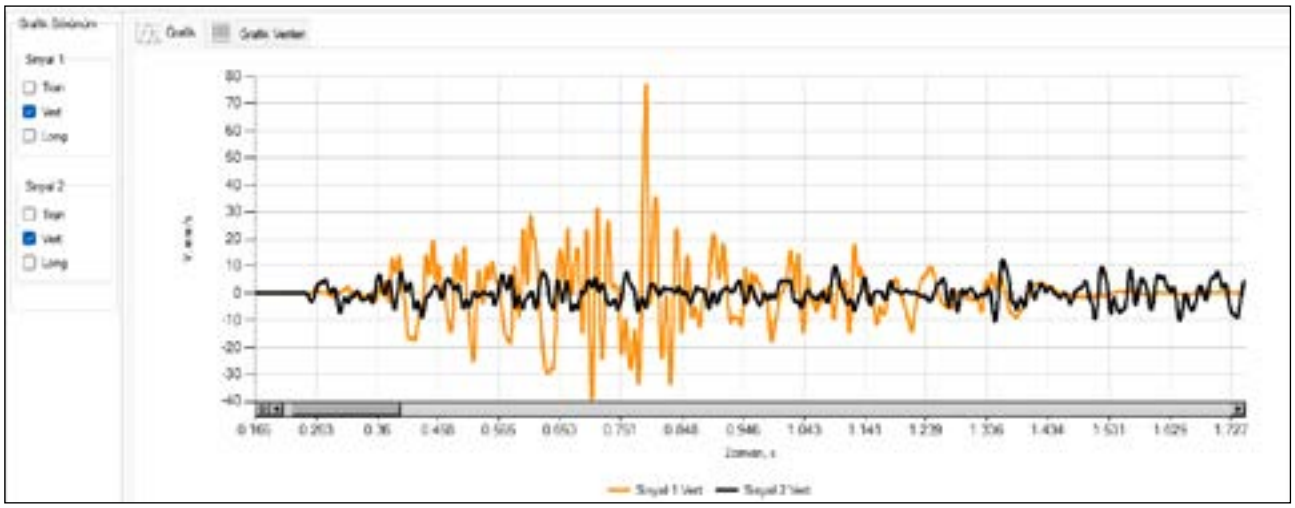
En yakın mesafede (15 m) elektronik sistemin PPV değeri 161.4 mm/s olarak ölçülmüştür. Aynı mesafede yapılan nonel patlatmasında ise 12269 numaralı sismograftan veri alınamamış; cihazın jeofonunun patlama sırasında sağır (hasarlı) hale geldiği değerlendirilmiştir. Ancak diğer üç mesafede, elektronik sistemle yapılan atımlarda PPV değerlerinde sırasıyla yaklaşık %45, %56 ve %20 oranlarında azalma elde edilmiştir. Bu durum, enerji sönümleme algoritmasıyla belirlenen gecikmelerin sismik titreşimleri belirgin şekilde azalttığını göstermektedir.

Ayrıca, elektronik sistemin daha yüksek frekanslı titreşimler ürettiği dikkat çekmektedir. 60 m mesafedeki sismografta, nonel sistem 19.38 Hz frekansa ulaşırken, elektronik sistem 67 Hz gibi yüksek bir değere

ulaşmıştır. Yüksek frekanslı titreşimlerin yapılar üzerindeki etkisi genellikle daha azdır; bu da elektronik sistemin çevresel etkileri azaltma bakımından avantaj sağladığını göstermektedir.

Özellikle yön bileşenleri ayrı ayrı incelendiğinde, longitudinal (boyuna) bileşende belirgin farklar gözlenmektedir. Örneğin, 60 m mesafedeki 14465 numaralı sismografta, nonel patlatmasında ölçülen 36.70 mm/s'lik long bileşeni, elektronik sistemde yalnızca 12.45 mm/s olarak kaydedilmiştir. Bu durum, yalnızca toplam PPV'de değil, dalgaların yer kabuğuna dik ilerleyen bileşeninde de ciddi bir sönümleme sağlandığını göstermektedir. Aynı noktada vertikal bileşende de 18.41 mm/s'den 12.32 mm/s'ye bir azalma söz konusu olmakla birlikte, long bileşendeki düşüş hem mutlak değer hem de oran bakımından daha dikkat çekicidir. Bu da, enerji sönümleme algoritmasının özellikle jeoteknik açıdan daha kritik olan yönsel titreşimleri baskılamakta etkili olduğunu göstermektedir.

12270 numaralı sismograftan kaydedilen vertical bileşen sinyallerinin zamana bağlı karşılaştırması Şekil 6'da sunulmuştur.



Şekil 6. 12270 numaralı sismograftan elde edilen vertical (düşey) bileşen sinyalinin, nonel ateşleme sistemiyle yapılan A grubu (turuncu – Sinyal 1) ve elektronik ateşleme sistemiyle yapılan B grubu (siyah – Sinyal 2) patlatmalar için zamana bağlı karşılaştırması

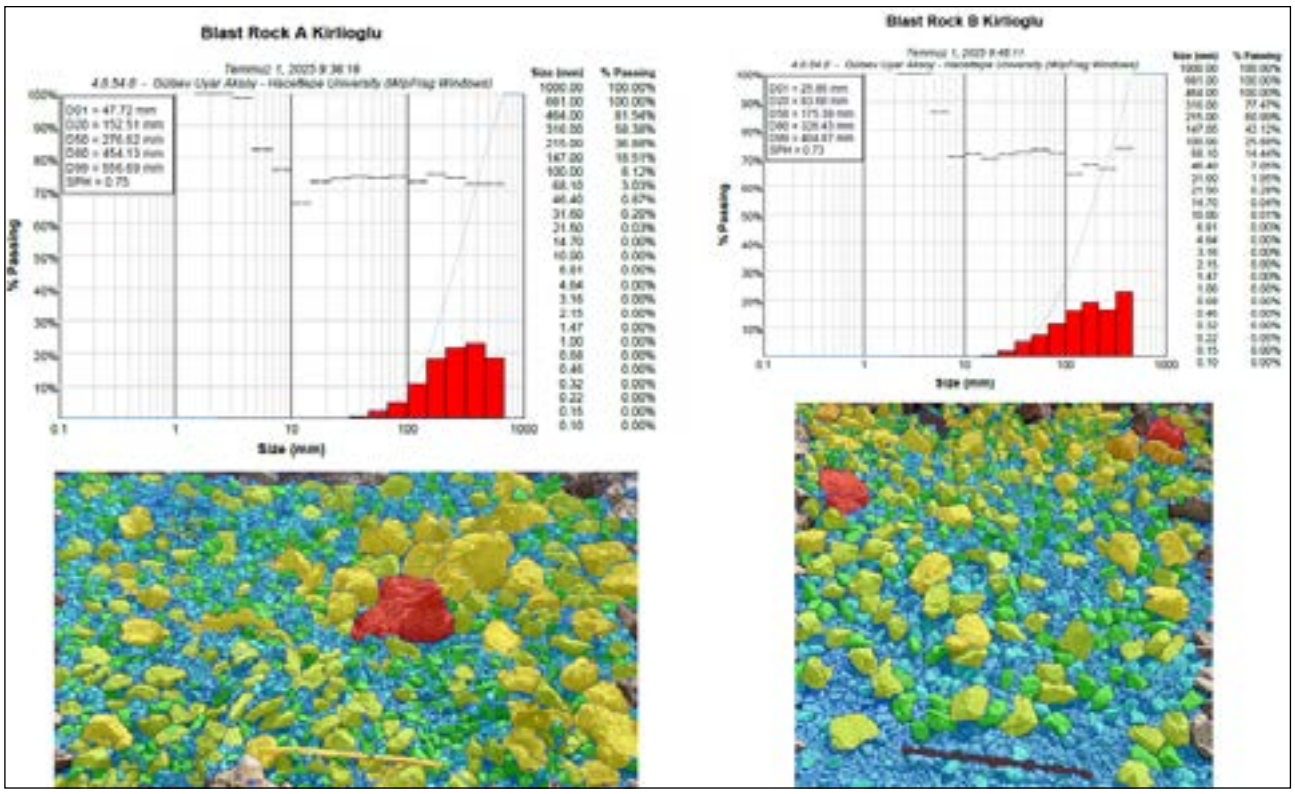
Şekil 6, nonel sistemle yapılan A grubu patlatmada, sismik sinyalin genliklerinin daha yüksek olduğunu, ancak dalga formunun daha kısa sürede sönümlendiğini göstermektedir. Elektronik sistemle yapılan B grubu patlatmada ise sinyal genlikleri belirgin şekilde daha düşük, ancak yayılım süresi görece daha uzundur. Bu durum, B grubunda uygulanan gecikme tasarımının amacına uygun şekilde, dalga genliklerini azaltmak ve toplam titreşim enerjisini sönümleme esasına göre dağıtmak amacıyla planlandığını göstermektedir. Dolayısıyla, elektronik sistemdeki bu yayılım biçimi, patlatma kaynaklı titreşimlerin yapılar ve kritik bölgeler üzerindeki etkilerini azaltmaya yönelik bilinçli bir tasarım sonucudur.

Parçalanma Analizi

Patlatma sonrası elde edilen malzemenin parçalanma verimliliği, sahadan alınan yüksek çözünürlüklü görsellerin Wipfrag yazılımı ile analiz edilmesiyle değerlendirilmiştir. Her iki patlatma grubuna ait analiz sonuçları ve görüntüler Şekil 7'de yan yana sunulmuştur. Bu karşılaştırmalı görsel, farklı ateşleme sistemlerinin ürettiği parça boyutu dağılımlarını doğrudan değerlendirmeye olanak tanımaktadır.

Nonel sistemle yapılan A grubu patlatmada, ortalama parça boyutu (D50) yaklaşık 276.62 mm olarak ölçülmüş, ayrıca D99 değeri 556.69 mm ile daha iri blok oluşumuna işaret etmiştir. Elektronik sistemle yapılan B grubu patlatmada ise D50 değeri 175.39 mm olarak hesaplanmış ve parça dağılımı daha sıkı bir aralıkta yoğunlaşmıştır. D99 değeri de 404.87 mm ile nonel grubuna göre daha düşük kalmıştır.

Görsel analiz de bu bulguları desteklemektedir. Nonel patlatmasında sahada iri blok (ör. kırmızı segment) görülürken, elektronik sistemle elde edilen malzeme daha küçük boyutlu, homojen ve yoğun mavi-yeşil dağılımlı bir yapıya sahiptir. SPH değerleri (nonel: 0.75; elektronik: 0.73) birbirine çok yakın olmakla birlikte, şekil bakımından benzer parça yapıları üretildiği görülmektedir. Sonuç olarak, elektronik sistemle gerçekleştirilen B grubu patlatma, sadece daha düşük titreşim üretmekle kalmamış; aynı zamanda daha verimli bir parçalanma profili ortaya koymuştur. Bu durum, sistemin hem çevresel hem de operasyonel açıdan avantaj sağladığını ortaya koymaktadır.



Şekil 7. A grubu (nonel, sol) ve B grubu (elektronik, sağ) patlatmalarına ait Wipfrag görüntü analizleri ve parça boyutu dağılımı

SONUÇLAR VE ÖNERİLER

Bu çalışmada, elektronik ve nonel ateşleme sistemlerinin açık ocak madenciliğinde gerçekleştirilmiş grup patlatmaları üzerindeki etkileri, titreşim davranışı ve parçalanma verimliliği açısından karşılaştırmalı olarak değerlendirilmiştir. Uygulanan yöntemler sonucunda elde edilen bulgular doğrultusunda aşağıdaki sonuçlara ulaşılmıştır:

- Titreşim yönünden, elektronik sistemle yapılan B grubu patlatmalarda tüm mesafelerde PPV değerlerinde belirgin azalmalar gözlemlenmiştir. Özellikle 36 m ve 60 m mesafelerinde %45'in üzerinde düşüş sağlanmış, 95 m'de dahi %20'ye varan bir azalma elde edilmiştir.

- Titreşim ölçer cihazların kaydettiği veriler, elektronik sistemin daha yüksek frekanslı ve dolayısıyla yapılar açısından daha az zararlı titreşimler ürettiğini göstermiştir.

- Parçalanma verimliliği açısından, elektronik sistem (B grubu) D50 = 175 mm ile daha iyi kırılma sağlamış, iri blok oluşumu daha düşük seviyede kalmıştır. Nonel sistem (A grubu) ise D50 = 276 mm ve D99 = 556 mm gibi daha büyük parçalar üretmiştir.

• Görsel analizlerde, elektronik sistemin daha homojen ve kırıcı verimliliğine uygun parça dağılımı sağladığı, nonel sistemde ise iri blokların baskın olduğu görülmüştür.

Bu sonuçlar doğrultusunda:

• Titreşim kontrolü kritik olan alanlarda (yerleşimlere yakınlık, şev stabilitesi, hassas tesisler vb.) elektronik ateşleme sistemleri öncelikli tercih olarak değerlendirilmelidir.

• Enerji sönümleme prensibine dayalı gecikme optimizasyonu, pratikte başarılı sonuçlar verdiğinden, saha ölçeğinde uygulanabilir bir mühendislik çözümüdür.

• Parçalanma verimliliği hedeflenen uygulamalarda, elektronik sistemin yalnızca çevresel değil operasyonel verim açısından da fayda sağladığı dikkate alınmalıdır.

• İleriye dönük olarak, farklı geometri ve kayaç türlerinde benzer analizler yapılması, yöntemin genellenebilirliğini test etmek açısından faydalı olacaktır.

TEŞEKKÜR

Bu çalışmada kullanılan görüntü tabanlı parçalanma analiz yazılımı konusunda sağladığı teknik destek ve akademik çalışmalara verdiği değer için WipWare Inc. firmasına; ayrıca saha uygulamaları için gerekli altyapı ve erişim imkânlarını sağlayarak çalışmaya katkıda bulunan Arı Hafr. Nak. İnş. Malz. San. ve Tic. Ltd. Şti.'ne teşekkür ederiz.

KAYNAKLAR

Aksoy, G. G. U., & Aksoy, C. O. (2022). Development of software enabling blasting designs that minimize blast-induced vibrations through seismic wave damping methods (Proje No. 1507-7210032). TÜBİTAK-TEYDEB Araştırma Projesi Raporu.

Aksoy, G. G. U., Uyar, G., Aksoy, C. O., & Yaman, M. (2022). Tek delikten elde edilen sinyal ile grup patlatmaların modellenmesi ve sayısal analizle öngörülmesi. Bulletin of the Mineral Research and Exploration, (167), 87–102.

Aksoy, G. G. U., & Aksoy, C. O. (2023). Seisblast_Plus: The first national software in the world to design surface blast with seismic wave analysis. In Proceedings of the 28th International Mining Congress and Exhibition of Turkey (IMCET 2023), Ankara, Turkey.

Aksoy, G. G. U., Aksoy, C. O., & Savaş, O. (2024, October 8–12). Reducing blasting-induced vibrations in a metal mine through surface wave mitigation method. In Proceedings of the 4th European Regional Conference of IAEG (EUROENGEO 2024), Dubrovnik, Croatia.

Aksoy, G. G. U., Aksoy, C. O., & Savaş, O. (2025, April 7–10). Optimized blast design method to protect the places very close to blasts through seismic energy damping. In Proceedings of the 14th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting (FRAGBLAST 14), Antalya, Turkey.

Arslan, Ç. A. (2018). Bursa-Bilecik-Eskişehir arasındaki bölgedeki jeokimyasal anomalilerin jeoistatistiksel yöntemlerle incelenmesi (Yüksek lisans tezi, Hacettepe Üniversitesi). Hacettepe Üniversitesi, Ankara.

Sanchidrián, J. A., Segarra, P., & López, L. M. (2007). Energy components in rock blasting. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 44(1), 130–147.

Sanchidrián, J. A., Ouchterlony, F., Segarra, P., & Moser, P. (2014). Size distribution functions for rock fragments. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 71, 381–394. https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2014.08.007

Savaş, O. (2025). Patlatma kaynaklı titreşimlerin güvenli yönetimi: Deneysel verilere dayalı PPV–SD ve sismik kalite faktörü karşılaştırması. MT Bilimsel, 27, 21–36.

KAROTLU VE TERS SİRKÜLASYON SONDAJ YÖNTEMİYLE ELDE EDİLEN VERİLERİN KARŞILAŞTIRILMASI, HANÖNÜ VOLKANOJENİK MASİF SÜLFİT CEVHERLEŞMESİ ÖRNEĞİ

COMPARISON OF CORE AND REVERSE CIRCULATION DRILLING DATA, THE CASE OF HANÖNÜ VOLCANOGENIC MASSIVE SULPHIDE MINERALIZATION

R. Kuşoğlu, C. Tunoğlu*

Acacia Maden İşletmeleri A.Ş.
(Sorumlu yazar: ridvan.kusoglu@acacia.com.tr)

ÖZ

Maden kaynak kestirim çalışmalarının temelini sondaj faaliyetleriyle elde edilen örneklerin analizi ve bu analizlere dayalı veri tabanları oluşturmaktadır. Bu kapsamda maden kaynaklarının belirlenmesi ve ortaya çıkarılması amacıyla birçok farklı sondaj tekniği kullanılmaktadır. Bu çalışmada, Kastamonu Hanönü Volkanojenik Masif Sülfit Cevherleşmesi'nde maden arama ve kaynak geliştirme süreçlerinde yürütülen karotlu sondaj yöntemi ve ters sirkülasyon sondaj yöntemiyle elde edilen veriler karşılaştırılmış, aynı bölgedelerde ortaya çıkan farklılıklar değerlendirilmiştir. Ortaya çıkan farklılıkların nedenleri araştırılarak, gerek cevherleşme tipi, gerek cevher yatağının litolojik özelikleri göz önüne alınarak açıklanmıştır. Karotlu sondaj yönteminin ve ters sirkülasyon sondaj yönteminin Hanönü Volkanojenik Masif Sülfit Cevherleşmesi'nde avantaj ve dezavantajları elde edilen veriler ışığında değerlendirilmiştir.

Anahtar Kelimeler: Karotlu sondaj, ters sirkülasyon sondajı, masif sülfit cevherleşmesi

ABSTRACT

The basis of mineral resource estimation studies is the analysis of samples obtained by drilling activities and databases based on these analyses. In this context, many different drilling techniques are used to identify and reveal mineral resources. In this study, the data obtained by core drilling method and reverse circulation drilling method in the mineral exploration and resource development processes in Kastamonu Hanönü Volcanogenic Massive Sulphide Mineralization were compared and the differences in the same regions were evaluated. The reasons for the differences were investigated and explained by considering both the type of mineralization and the lithological characteristics of the ore deposit. The advantages and disadvantages of core drilling method and reverse circulation drilling method in Hanönü Volcanogenic Massive Sulphide Mineralization are evaluated in the light of the data obtained.

Keywords: Core drilling, reverse circulation drilling, massive sulphide mineralization

GİRİŞ

Bu çalışma kapsamında Hanönü Gökırmak Bakır Madeni cevherleşmesinde, maden arama ve geliştirme süreçlerinde kullanılan ters sirkülasyon sondaj yöntemi (RC) ve karotlu sondaj yöntemlerinden elde edilen verilerin, aynı lokasyonlar için karşılaştırılmaları yapılarak farklılıklar değerlendirilmiştir. Aynı lokasyonlarda

iki yöntemde elde edilen farklı değerlerin sebepleri değerlendirilirken, cevherleşme tipi ve özellikleri, litolojik özellikler, örnek alma yöntemi gibi konular göz önüne alınarak bu farklılıkların nedenleri ortaya koyulmuştur. Gökırmak Bakır Madeni cevherleşmesi özelinde cevherleşme tipi için daha uygun olduğu düşünülen sondaj yöntemi yorumlanmıştır.

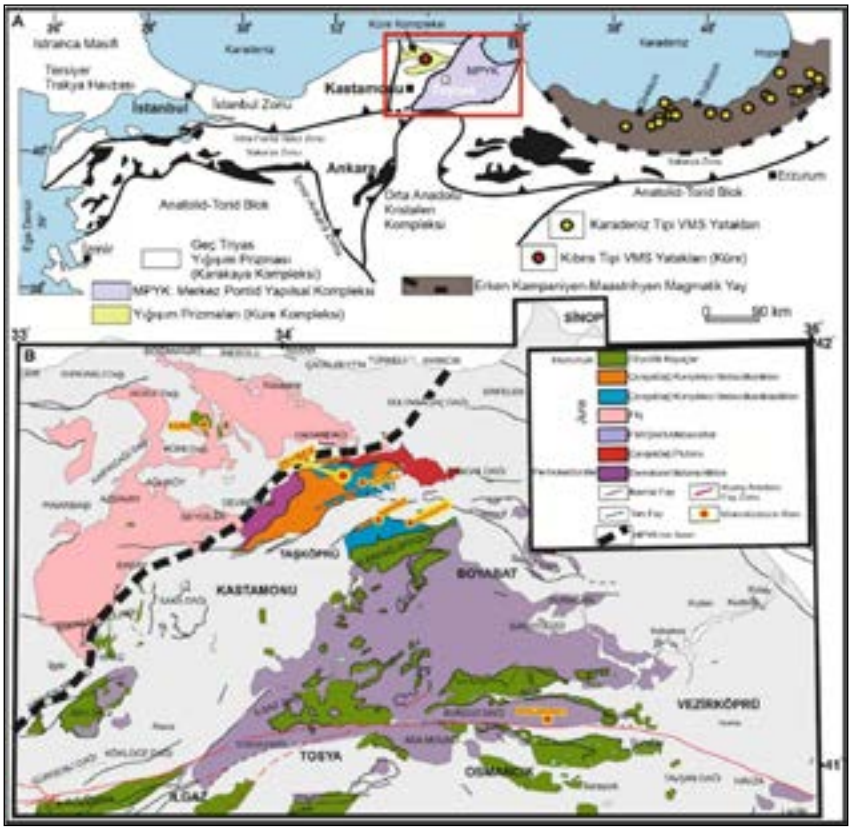
GÖKIRMAK (HANÖNÜ) BAKIR MADENİ JEOLOJİSİ

Genel Jeoloji ve Cevherleşme

Gökırmak Bakır Madeni Projesinde cevher oluşumu Besshi tipi Volkanojenik Masif Sülfit cevherleşmesidir. Bu yataklar Hanönü-Taşköprü bölgesinde yüzeyleyen düşük-derece metamorfizma geçirmiş silisiklastik sedimanter kayaçlardan meydana gelmiş birimler (Akgöl formasyonu) içinde oluşmuştur. Bu birimler ensimatik ada yayı volkanikleri ve yay önü havza çökelleri, okyanusal kabuk kalıntıları ve volkanoklastiklerden yapılı Orta Jura yaşlı Çangaldağ Karmaşığı içinde görülür (Günay K., vd 2018).

Gökırmak Nehri'nin güney kesimlerinde yer alan Hanönü cevherleşmesi siyahımsı, gri fillit – yeşil, gri renkli şistler içerisinde bulunur. Filitler, şistler ve metabazaltlar Çangaldağ kompleksinin birimleridir. Metabazaltlar klorit, epidot, tremolit ve aktinolitten kaynaklanan yeşil renk tonlu mineraller, yer yer kıvrımlanma ve şistoz doku içerirken, alt zonlarda yapraklanma iyi gelişmediği için masif bölümler ara katmanlar halinde gözlenir (Günay K., vd, 2018). Gökırmak mineralizasyonu, en yaygın cevher yapıları olan masif, bantlı ve yayılmış sülfitler olarak ortaya çıkar (Şekil 2).

Cevher mineralleri olarak pirit, kalopirit, az miktarda sfelarit gözlenmekte olup, yer yer manyetit oluşumları görülmektedir. Gökırmak Projesinde ekonomik olarak bakır zenginleşmesi görülürken, beraberinde ikincil bir yan ürün zenginleşmesi bulunmamaktadır.



Şekil 1. Çangaldağ metamorfik karmaşığının basitleştirilmiş jeolojik haritası (Okay and Tüysüz, 1999; Uğuz et al., 2002; Okay et al., 2006; Göncüoğlu, 2010; Eyüboğlu et al., 2014; Çimen et al., 2017; Günay et al., 2018; Günay K., vd, 2018)

MADENCİLİK PROJELERİNDE SONDAJ ÇALIŞMALARI

Madencilik projelerinde kaynak çalışmalarının temelini, sondaj faaliyetleri ile elde edilen veriler oluşturmaktadır. Madencilik projelerinde kullanılan başlıca sondaj yöntemleri karotlu sondaj yöntemi, ters dolaşımlı-kırıntılı sondaj yöntemi ve son yıllarda yurt dışında yaygınlaşmaya başlayan sonik sondaj yöntemi olarak sayılabilir. Bu yöntemler kendi içlerinde çeşitli alt sınıflara ayrılmaktadır.

Karotlu Sondaj Çalışmaları

Karotlu sondaj çalışmaları, yer kabuğunu oluşturan kayaç yada litolojik birimlerden, silindirik örnekler (karot) almak amacıyla yürütülen sondaj yöntemidir. Bu yöntemde kullanılan karotlu sondaj makineleri ile örnekler silindirik bir şekilde alınarak, amaca göre değerlendirmeler yapılmaktadır.

Maden kaynak belirleme çalışmalarında karot örneklemelerinden jeolojik, jeoteknik değerlendirmeler yapılarak, loglama işlemi sonrası örnekleme çalışmalarıyla analiz sürecine geçilmektedir. Analiz sürecinde kalite kontrol/kalite güvence süreçleriyle beraber analizler tamamlanarak sondaj veri tabanları oluşturularak, kaynak belirleme çalışmalarının temeli oluşturulmaktadır. Farklı tiplerde karotlu sondaj makineleri bulunmakta olup ayrıntılara girilmemiştir.



Şekil 2. Karotlu sondaj makinesi



Şekil 3. Karotlu sondaj çalışmalarında elde edilen karot örnekleri

Ters Sirkülasyon (RC) Sondaj Yöntemi

Ters sirkülasyon sondajı (RC: The Reverse Circulation drilling), yeraltındaki birimlerden delgi esnasında kırıntı şeklinde örnek almak için kullanılan, hızlı ve maliyet açısından daha pozitif bir jeolojik ve madencilik sondaj yöntemidir. Bu yöntem, özellikle ön keşif çalışmaları, tenör kontrolü ve jeokimyasal örnekleme gibi alanlarda yaygın olarak kullanılmaktadır.

Proje özelliklerine ve cevherleşme tipine göre örnek aralıklarına karar verilmekte olup, genellikle metrik örnekler alınmakta ve kırıntı örneklerden yorumlamalar ve analizler yapılmaktadır.



Şekil 4. Ters sirkülasyon (RC) Sondaj makinesi



Şekil 5. Ters sirkülasyon (RC) sondaj çalışmalarıyla elde edilen örnekler

Karotlu Sondaj ve Ters Sirkülasyon Sondaj Yöntemi Karşılaştırılması

Maden arama ve kaynak geliştirme amacıyla kullanılan her iki yönteminde birbirine göre avantaj ve dezavantajları bulunmaktadır. Her iki yöntemin çeşitli yönlerden karşılaştırılması Çizelge 1'de verilmiştir.

Çizelge 1. Karotlu ve ters sirkülasyon sondaj karşılaştırılması

Özellik	Karotlu Sondaj	RC (Ters Sirkülasyon) Sondaj
Örnek Türü	Silindirik karot (bozulmamış örnek)	Kırıntı (chip sample)
Örnek Kalitesi	Çok yüksek (litolojik ve yapısal analiz yapılabilir)	Orta (genellikle jeokimyasal analiz için)
Jeoteknik Veri	Evet (RQD, kırık yapısı, kaya dayanımı vb.)	Hayır (sadece sınırlı veri alınabilir)
Sondaj Hızı	Yavaş	Hızlı
Maliyet	Yüksek	Orta / Düşük
Uygulama Alanı	Detaylı maden arama, rezerv hesaplama, mühendislik etütleri	Hızlı ön arama, tenör kontrolü
Derinlik Kapasitesi	Yüksek (> 1000 m mümkün)	Orta (genellikle 200–400 m)
Delme Sistemi	Tek boru / Wireline sistemi	Çift borulu sistem, basınçlı hava ile taşıma
Sondaj Sıvısı	Genellikle su veya sondaj çamuru	Hava kullanılır (sıvı yoktur)
Çalışma Ortamı	Her türlü zemin/kaya	Kuru ve sert zeminlerde daha verimli
Ekipman Gereksinimi	Daha karmaşık ve büyük	Daha taşınabilir, kompakt sistemler

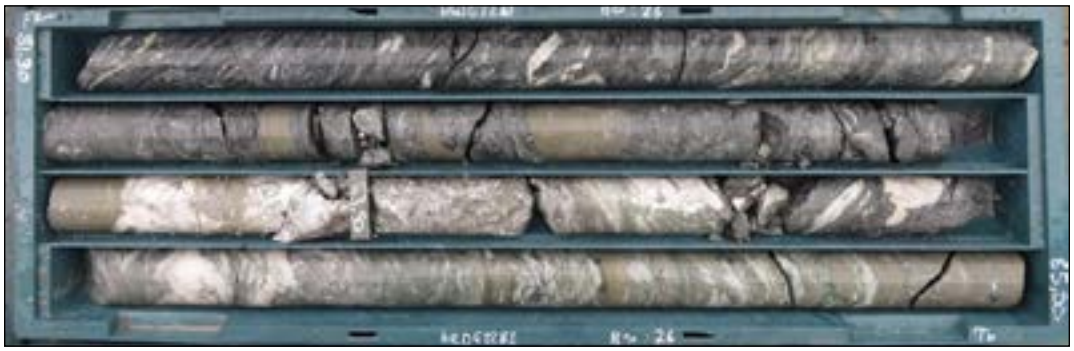
Her iki yöntemin birbirine göre pozitif yönleri olmakla birlikte, ters sirkülasyon sondaj yöntemi özellikle hızlı yapılması ve karotlu sondaj yöntemine göre daha ekonomik olması nedeniyle tercih edilebilmektedir. Karotlu sondajlar ise litolojik özelliklerin önemli olduğu, daha derin sondaj projelerinde ve cevherleşme tipine göre tercih edilmektedir.

GÖKIRMAK BAKIR MADENİ SONDAJ ÇALIŞMALARI

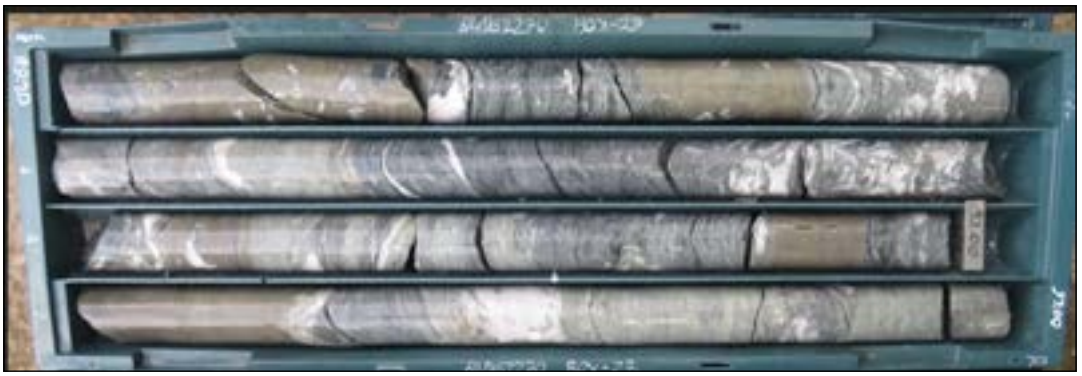
Gökırmak Bakır Madeni arama çalışmalarına 2007 yılında başlanmış olup, 2010 yılında sondaj çalışmalarına başlanmış ve halen aktif bir şekilde gerek kaynak geliştirme gerekse model doğrulama sondajlarına devam edilmektedir. Proje kapsamında 2018-2020 yılları arasında 181 adet 25.300 metre ters dolaşımlı (RC) sondaj çalışması yapılmıştır. Bununla beraber 2010 yılından itibaren 618 adet 138.400 metre karotlu sondaj çalışması tamamlanmıştır.

Sondaj çalışmalarında kesilen cevher birimleri

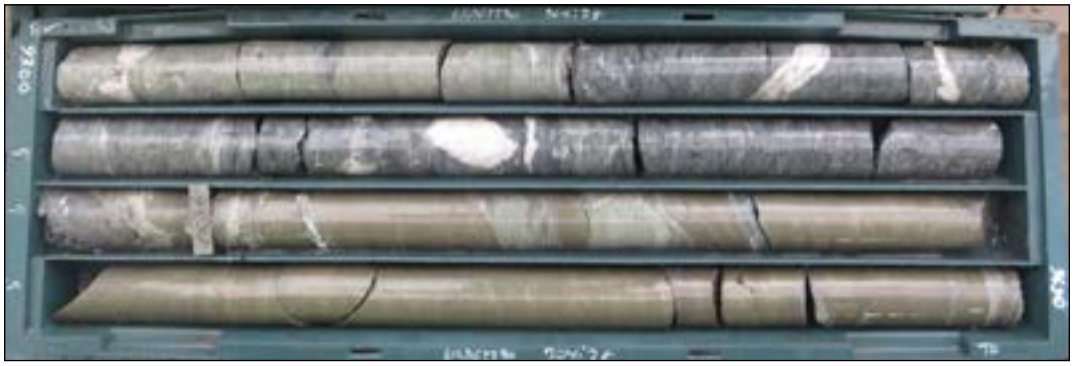
Gökırmak Bakır Madeninde cevher fiziksel ve mineralojik özelliklerine göre masif, yarı masif ve düşük tenörlü cevher olarak üçe ayrılmaktadır. Her üç cevher birimi de pirit ve kalkopirit içermekte olup, kalkopirit içeriğinin fazlalığına göre bakır tenör değerleri yükselmektedir.



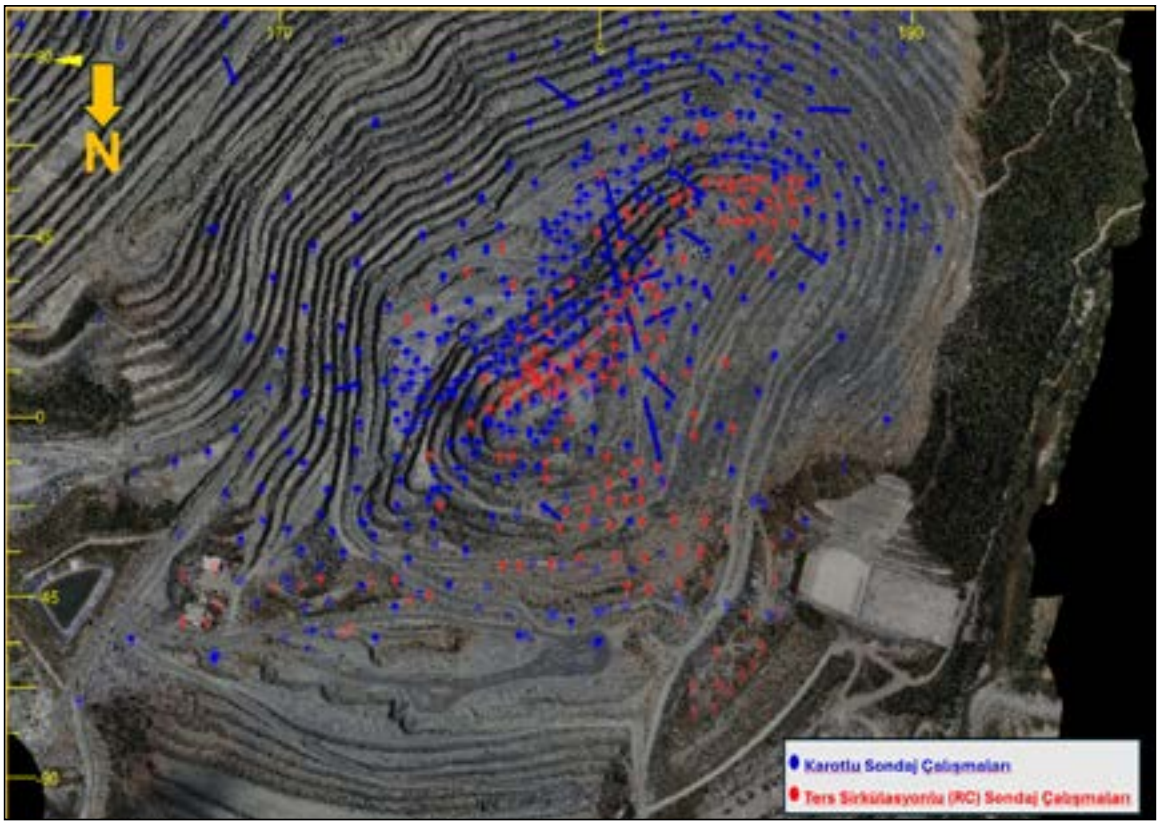
Şekil 6. Düşük tenörlü cevher yapısı



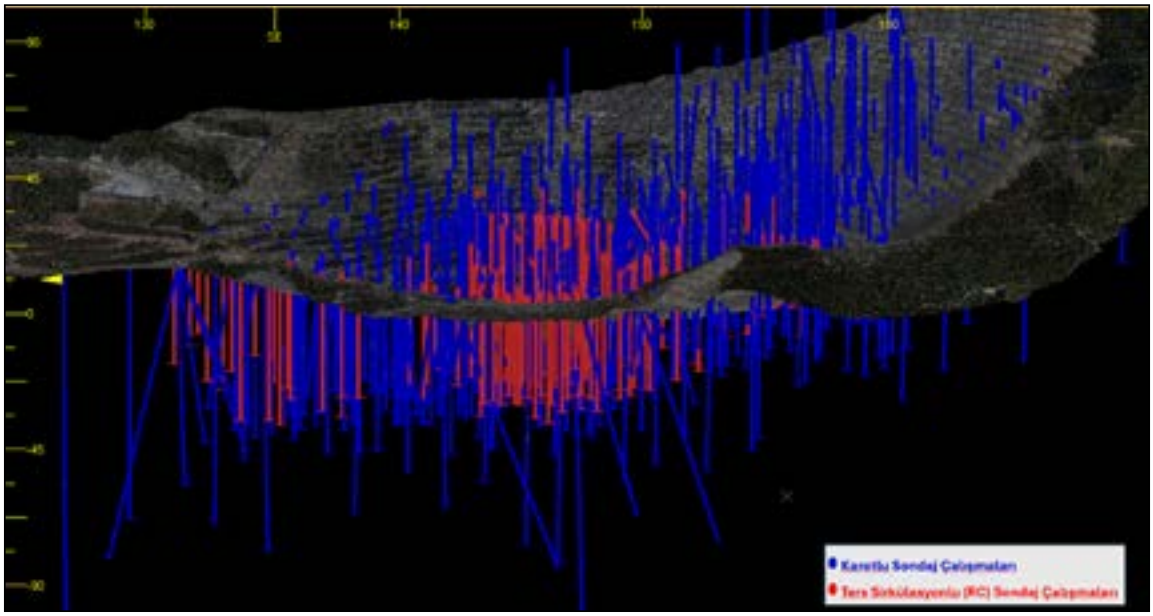
Şekil 7. Yarı masif cevher yapısı



Şekil 8. Masif cevher yapısı



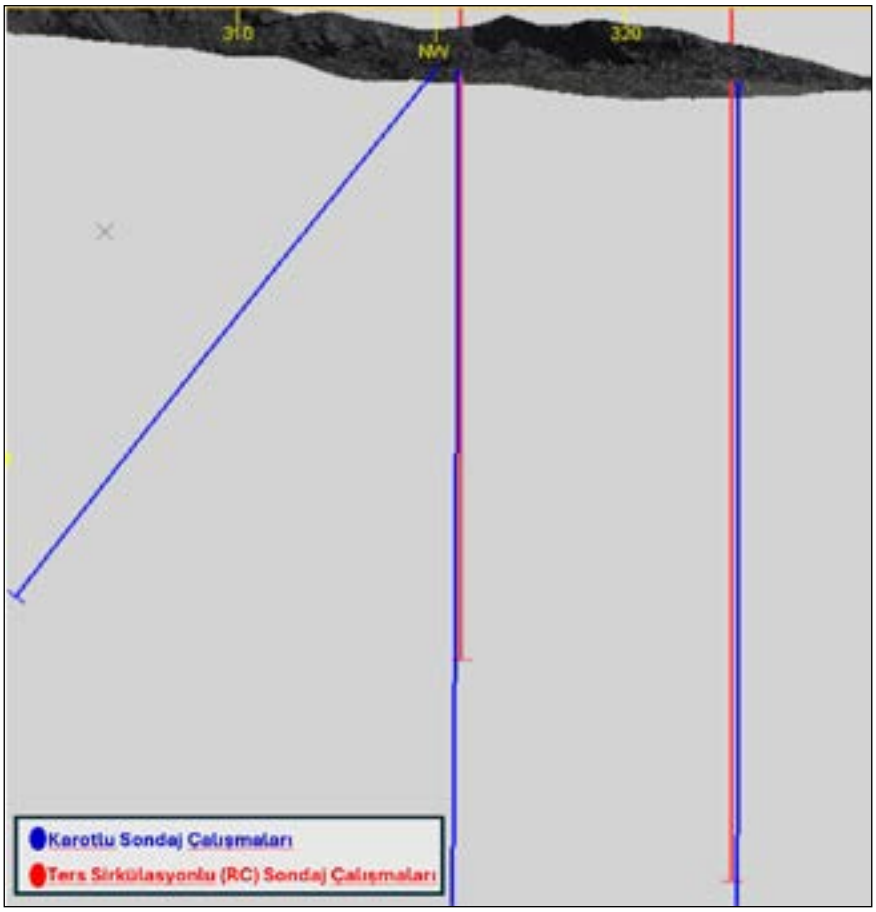
Şekil 9. Gökırmak Madeni Sondaj çalışmaları plan görüntüsü



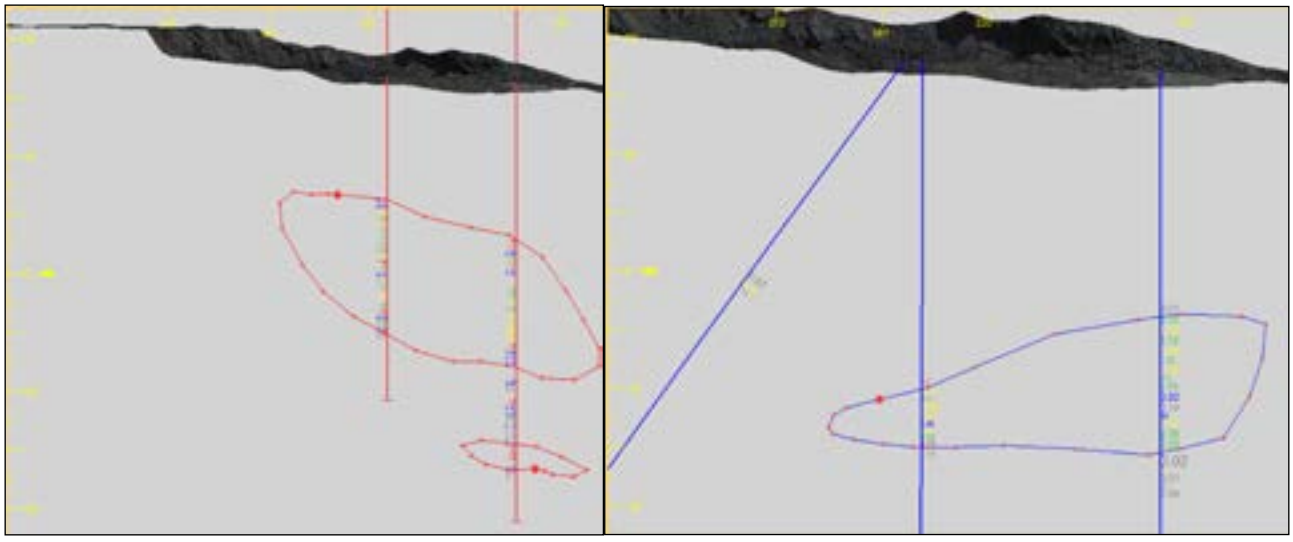
Şekil 10. Gökırmak Bakır Madeni sondaj çalışmaları kesit görüntüsü

Gökırmak Bakır Madeni Cevherleşmesi Karotlu Sondaj ve Ters Sirkülasyon Sondaj Yöntemi Karşılaştırılması

Gökırmak Bakır Madeni'nde 2018-2020 yılları arasında ters sirkülasyon sondaj yöntemiyle bazı lokasyonlarda yapılan sondajlar, karotlu sondaj tekniğiyle tekrar delinerek sonuçlar karşılaştırılmıştır. Bu kapsamda Şekil'de lokasyon-1'de delinen karotlu ve ters sirkülasyon sondajlar gösterilmiştir.



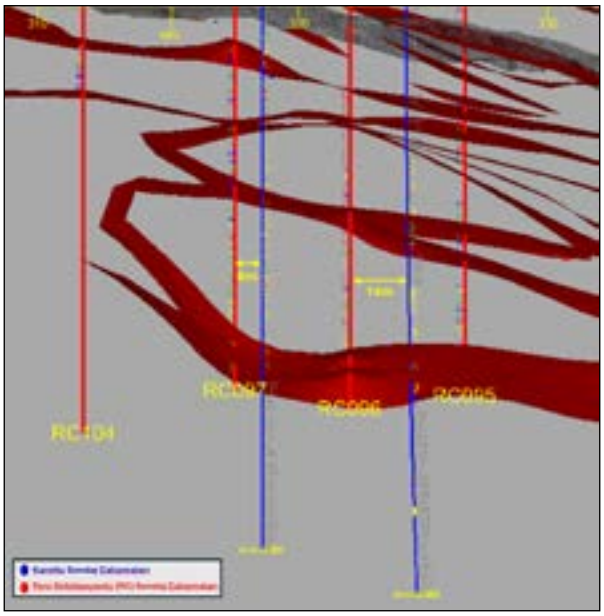
Şekil 11. Lokasyon-1 Karotlu ve RC Sondaj çalışmaları kesiti



Şekil 12. a) ters sirkülasyon sondaj cevher kesiti b) Karotlu sondaj cevher kesiti

Şekil 12a ve b ye bakıldığında ters sirkülasyon sondajlardan sonra yapılan karotlu sondaj verileriyle elde edilen cevher lensini şekil ve kalınlığında değişiklik olduğu görülmüştür.

Başka bir inceleme alanı lokasyon-2 olarak belirlenmiş olup, bu lokasyonda aynı cevher lenslerini oluşturan RC097 ve RC096 karotlu sondajları yerine 614DGI2302 ve 614DGI2303 karotlu sondajları delinmiştir.

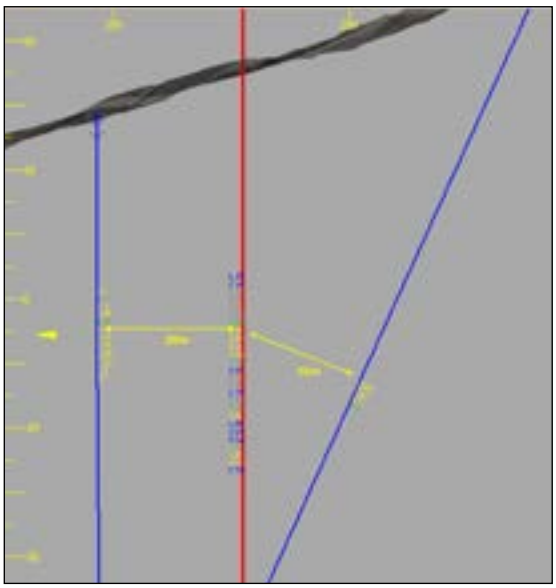


Şekil 13. Lokasyon-2 RC ve Karotlu sondaj karşılaştırılması

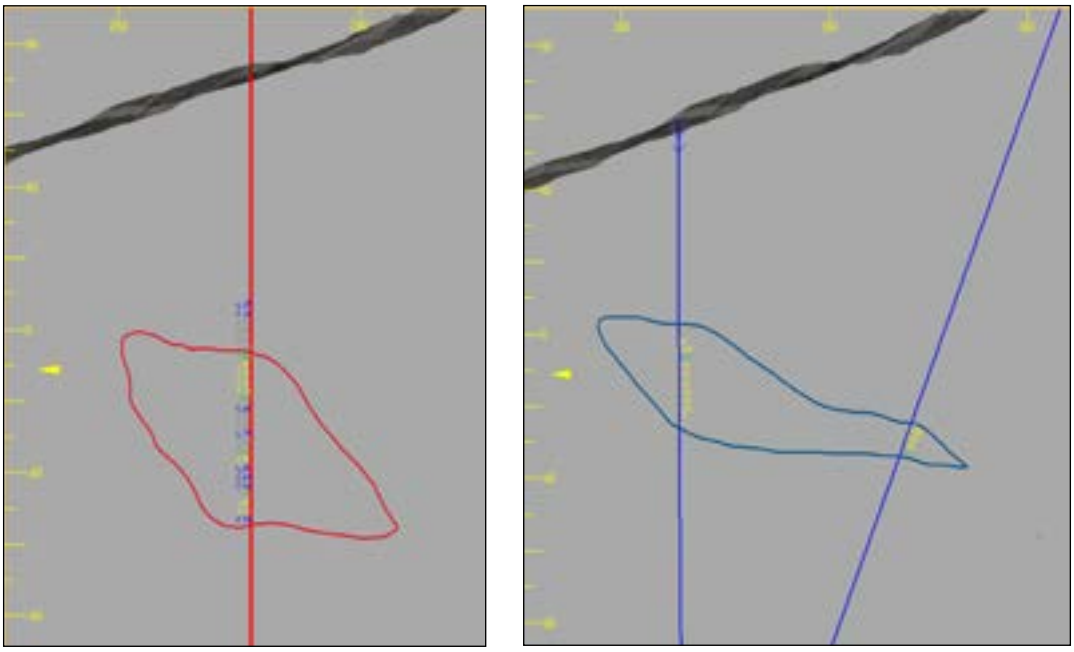
Çizelge 2. Lokasyon 2 RC ve Karotlu cevher kalınlık tenör değerleri

Kuyu no	Toplam Kesilen Cevher (m)	Ortalama Cu Tenörü (%)
RC097	80.00	1.59
614DGI2302	83.90	2.62
RC096	69.00	1.55
52.60	52.60	3.15

Lokasyon 2 bölgesinde ters sirkülasyon ve karotlu sondajların kalınlık değerleri birbirine yakın değerler sergilemesine rağmen, ortalama bakır tenörlerinde karotlu sondajlarda oldukça yüksek sonuçlar elde edilmiştir. RC097 bölgesinde karotlu sondajda %65, RC096 bölgesine ise %103 Cu tenör artışı gözlenmiştir.



Şekil 14. Lokasyon 3 RC ve Karotlu sondajlar



Şekil 15. a) ters sirkülasyon sondaj sonuçlarına göre cevher zonu
b) Karotlu sondaj çalışmalarına göre cevher zonu

Lokasyon 3 bölgesinde delinen ters sirkülasyon ve karotlu sondajlar karşılaştırıldığında ters sirkülasyon sondajın karotlu sondajlara göre daha kalın cevher varlığı gösterdiği görülmektedir.

SONUÇLAR VE DEĞERLENDİRMELER

Açık ocak bölgesinde farklı lokasyonlarda ters sirkülasyon ve karotlu sondaj çalışmaları karşılaştırılmış, sondajlarda kesilen cevher kalınlıkları, tenör değerleri farklılıkları irdelenmiştir.

Kalınlık Farklılık Nedenleri

Ters sirkülasyon ve karotlu sondaj lokasyonlarında elde edilen kalınlık değerleri karşılaştırıldığında, bazı lokasyonlarda ters sirkülasyon sondajlarda kalınlık değerinin daha fazla olduğu, bazı lokasyonlarda ters sirkülasyon ve karotlu sondaj değerlerinin birbirine yakın olduğu görülmüştür. Kalınlık değerlerinin farklı olduğu lokasyonlarda litolojik özelliklerine bakıldığında daha gevşek birimler olduğu görülmüştür. Gerek üretim bölgelerinde elde edilen sonuçlar ve gözlemler, gerekse karotlu sondajlarda litolojik özelliklerin görülebilmesi bu sonuçların elde edilmesini sağlamıştır.

Kalınlık farklılıklarının diğer bir nedeni ise birbirini takip eden ince mercekli cevherlerin, ters sirkülasyon sondaj çalışmalarında kırıntı verilerine bakıldığında tek bir mercek gibi düşünülebilmesidir. Bu tür yapılarda ise karotlu sondajlarda gerçek litolojik yapı oldukça gerçeğe yakın bir şekilde yorumlanabilmektedir.

Karotlu ve ters sirkülasyon sondaj bölgelerinde her iki sondaj yönteminin birbirine yakın kalınlık değerleri sergilediği lokasyonlara bakıldığında ise cevherleşmenin daha kalın ve litolojilerin daha masif yapı sergilediği görülmektedir.

Cevher yapısına bakıldığında ise bazı cevher merceklerinin klastik yapıda olduğu görülmektedir. Klastik yapıdaki bu tür cevherlerde ise ters sirkülasyon sondaj çalışmalarında kuyu ilerledikçe cevher zonundan çıkılmasına rağmen kuyuya cevher akması olmakta, bu durumda yanlış yorumlanarak cevher kesilmeye devam edilmekte diye yorumlanabilmektedir.

Tenör Farklılık Nedenleri

Ters sirkülasyon ve karotlu sondaj lokasyonlarında elde edilen bakır değerlerine bakıldığında ise tenörlerin karotlu sondaj çalışmalarında ters sirkülasyon sondaj sonuçlarına göre oldukça yüksek değerler sergilediği görülmektedir. Bunun en önemli nedeni ters sirkülasyon sondaj çalışmalarında kontaminasyonun karotlu sondaj çalışmalarına göre daha fazla olmasıdır.

Ters sirkülasyon sondaj çalışmalarında örnekler metrik alınmakta olup, karotlu sondaj çalışmalarında litolojik olarak cevher litolojilerine göre alınmaktadır. Bu da cevher yapısına göre karotlu sondaj verilerinin daha yüksek değerler sunmasına neden olmaktadır.

Özellikle kırıntılı formasyonlarla, örneğin alüvyon, başlayan kuyularda ilerleme esnasında kırıntılı formasyonlar kuyuya dökülerek cevher tenör değerlerinde gerçek değerden daha düşük sonuçlara neden olabilmektedir.

Tüm bu sonuçlar göz önüne alındığında Gökırmak Bakır Madeninde karotlu sondaj yönteminin cevherleşme için daha doğru sonuçlar ortaya koyduğu görülmüştür.

KAYNAKLAR

Çimen, O., Sayit, K., Göncüoğlu, M. C., 2015. Prelimilary Geological and Geochemical Data from the Cangaldag Complex (Kastamonu-Turkey): Implications for the Geodynamic Evolution of the Central Pontides. EGU General Assembly 2015 in Vienna, Austria. Id: 2181.

Çimen, O., Göncüoğlu, M.C., Simonetti, A., Sayit, K., 2017. Whole rock geochemistry, zircon U-Pb and Hf isotope systematics of the Çangaldaö pluton: evidences for middle Jurassic continental arc magmatism in the Central Pontides, Turkey. Lithos 288–289C, 35–54.

Eyüboğlu, Y., Santosh, M., Keewook, Yi, Tuysuz, N., Korkmaz, S., Akaryalı, E., Dudas, F.O., Bektaş, O., 2014. The Eastern Black Sea-type Volcanogenic Massive Sulfide Deposits: Geochemistry, zircon U-Pb geochronology and an overview of the geodynamics of ore genesis. Ore Geol. Rev. https://doi.org/10.1016/j.oregeorev.2013.11. 009

Galley, A. G., Hannington, M. D., Jonasson, I. R. 2007. Volcanogenic Massive Sulphide Deposits. Geological Association of Canada, Mineral Deposits Division, 141-161 Special Publication no. 5.

Gokirmak Copper Project – Feasibility Study, AMC217027 Hanonu Feasibility Study 170607 secured.

Gokirmak Cu Project JORC Compliance MRMR Study_Jan2025_v01 (ACA-2024-001)

Günay, K., Donmez, C., Oyan, V., Yıldırım, N., Ciftci, E., Yıldız, H., Ozkumuş, S., 2018. Geology and geochemistry of sediment-hosted hanonu massive sulfide deposit (Kastamonu – Turkey). Ore Geol. Rev.101, 652–674.

Günay, K., Donmez, C., Oyan, V., Baran, C., Çiftçi, E., Parlak, O., Yildirim, N., Deng, X-H., Li, C., Yildirim, E., Özkümüş, S., Geology, Geochemistry and Re-Os geochronology of the Jurassic Zeybek Volcanogenic Massive Sulfide Deposit (Central Pontides, Turkey), Ore Geology Reviews (2019).

Göncüoğlu, M.C., 2010. Introduction to the Geology of Turkey: geodynamic evolution of the pre-alpine and alpine terranes. General Directorate of Mineral Research and Exploration Monography Series, pp. 5–69

Okay, A.I., Tüysüz, O., 1999. Tethyan sutures of northern Turkey. In: Durand, B., Jolivet, L., Horvath, F., Seranne, M. (Eds.), The Mediterranean Basins: Tertiary Extension within the Alpine Orogen. Geological Society, London, Special Publication, 156, pp. 475–515.

Okay, A.I., Tüysü, Z.O., Satır, M., Özkan-Altıner, S., Altıner, D., Sherlock, S., Eren, R.H., 2006. Cretaceous and Triassic subduction-accretion, high-pressure-low-temperature metamorphism, and continental growth in the Central Pontides, Turkey. GSA Bul. 118, 1247–1269

Okay, A.I., Gürsel, S., Sherlock, S., Altıner, D., Tüysüz, O., Kylander-Clark, A.R.C., Aygül, M., 2013. Early Cretaceous sedimentation and orogeny on the active margin of Eurasia Southern Central Pontides, Turkey. Tectonics 32, 1247–1271.

Uğuz, M.F., Sevin, M., Duru, M., 2002. 1:500.000 ölçekli Türkiye Jeoloji Haritaları Sinop Paftası. MTA Gen. Md., Ankara

Yılmaz, O., Bonhomme, M.G., 1991. K-Ar isotopic age evidence for a lower to middle Jurassic low-pressure and a lower Cretaceous high-pressure metamorphic events in north-central Turkey. Terra Abstr. 3, 501.

BİR KALKER OCAĞINDA DELİK ÇAPININ DEĞİŞİMİ İLE ÖZGÜL SARJ VE TANE BOYUT DEĞİŞİMİNİN İNCELENMESİ

STUDY OF SPECIFIC CHARGE AND GRAIN SIZE CHANGES WITH THE VARIATION OF HOLE DIAMETER IN A LIMESTONE QUARRY

C. B. Zaif[1] , *A.*Çapan[2] , *C.* Üzel[3] , *A. Mumyakmaz*[4]

[1]*Nobel Explosives, Ankara, Türkiye.*
[2]*Nobel Sivil Patlayıcı Maddeler Savunma Sanayi ve Ticaret A.Ş., Ankara, Türkiye.*
[3]*TRAÇİM ÇİMENTO A.Ş. Çimento A.Ş., Kırklareli, Türkiye.*
[4]*Çiftay İnşaat Taahhüt ve Ticaret A.Ş.Ç., Ankara, Türkiye.*

ÖZET

Bu çalışmada, bir kalker ocağında farklı delik çaplarının kullanılmasıyla özgül şarj miktarındaki değişimin ve bunun sonucunda oluşan tane boyutu dağılımının nasıl etkilendiği incelenmiştir. Amaç, üretim sürecinde karşılaşılan gereksiz patlayıcı sarfiyatını önlemek, aynı zamanda istenmeyen iri taneli ürün oranını azaltarak daha homojen bir malzeme elde etmektir. Bu amaç doğrultusunda, TRAÇİM ÇİMENTO A.Ş.'ye ait maden ocağında benzer tasarım büyüklüklerine sahip olacak şekilde atımlar gerçekleştirilmiştir. Araştırma kapsamında, sahada yapılan gerçek patlatma uygulamalarıyla birlikte, patlama sonrası elde edilen malzemenin tane boyutu analizleri karşılaştırmalı olarak değerlendirilmiştir. Delik çapındaki değişimin özgül şarja ve tane boyutuna etkisinin ortaya konulması, yalnızca bu çalışmanın yapıldığı saha özelinde değil, benzer jeolojik koşullarda faaliyet gösteren diğer kalker ocaklarında da uygulanabilir sonuçlar sunma potansiyeli taşımaktadır.

Anahtar Kelimeler: Parça boyutu, Enerji verimliliği, Patlatma, Kalker, Tasarım

ABSTRACT

This study investigates how the use of different hole diameters in a limestone quarry affects the change in specific charge quantity and the resulting particle size distribution. The aim is to prevent unnecessary explosive consumption during the production process while also reducing the proportion of unwanted coarse particles to obtain a more homogeneous material. To this end, blasts were carried out at the TRAÇİM ÇİMENTO A.Ş. quarry with similar design sizes. As part of the research, comparative evaluations were made of the particle size analyses of the material obtained after the blast, along with the actual blasting applications carried out in the field. Demonstrating the effect of borehole diameter variation on specific charge and particle size has the potential to provide applicable results not only for the site where this study was conducted but also for other limestone quarries operating under similar geological conditions.

Keywords: Particle size, Energy efficiency, Blasting, Limestone, Design

GİRİŞ

Patlatma operasyonlarında tasarım parametrelerinin jeolojik özelliklere uyumlu biçimde belirlenmesi, gerek çevresel etkilerin kontrolü gerekse kırılma verimliliği açısından büyük önem taşımaktadır. Patlatmanın planlama aşamasında, özellikle patlatma alanı ile yakın çevresindeki yapılar ve canlılar arasında yer alan ayrışmış ya da çatlaklı kaya bölgeleri dikkate alınmalı; bu doğrultuda uygun patlatma stratejileri geliştirilmelidir.

Basamak patlatmalarında delik çapı, enerjinin kaya kütlesine aktarımı, patlayıcının dağılımı ve elde edilen tane boyutu üzerinde doğrudan etkili bir parametredir. Çoğu zaman mekânsal kısıtlamalar, maliyet hedefleri veya operasyonel verimlilik gereksinimleri doğrultusunda delik çapında değişiklik yapılması gündeme gelmektedir. Ancak bu değişikliğin, diğer parametreler sabit tutulduğunda, patlatma performansına olan etkisi sınırlı biçimde incelenmiştir.

Bu çalışmada, TRAÇİM Çimento A.Ş.'ye ait maden sahasında, delikler arası mesafenin sabit tutulduğu ve her bir basamakta aynı delik sayısıyla çalışıldığı koşullarda, farklı çaplarda (127 mm ve 115 mm) deliklerle gerçekleştirilen patlatmaların karşılaştırılması amaçlanmıştır. Söz konusu uygulamalarda, patlatma hacmi sabit kalmış; yalnızca delik çapı değiştirilmiştir. Bu değişiklik, patlayıcı şarj hacmi ve miktarını azaltmış, delme süresi ve operasyonel maliyetler üzerinde de etkili olmuştur. Ayrıca, elde edilen tane boyutu dağılımları (D20, D50, D80) analiz edilerek delik çapı değişiminin kırılma verimliliği üzerindeki etkileri değerlendirilmiştir.

ÇALIŞMA SAHASI

Genel Bilgiler

TRAÇİM ÇİMENTO A.Ş. Çimento, 2008 yılında faaliyetlerine başlayarak yurt içi ve yurt dışı pazarlarına CEM I ve CEM II çimento satışı gerçekleştirmektedir. TRAÇİM ÇİMENTO A.Ş.

Çimento yılda 2 milyon ton kapasitesiyle ürettiği dökme ve torbalı çimento ürünler yurtiçi müşterileri, yurtdışında Bulgaristan ve Rusya gibi komşu ülkelerin yanı sıra Mısır'dan Kongo'ya, Paraguay'dan Ekvator Ginesi'ne kadar uzanan geniş bir uluslararası yelpazede yapı şirketleri tarafından tercih edilmektedir

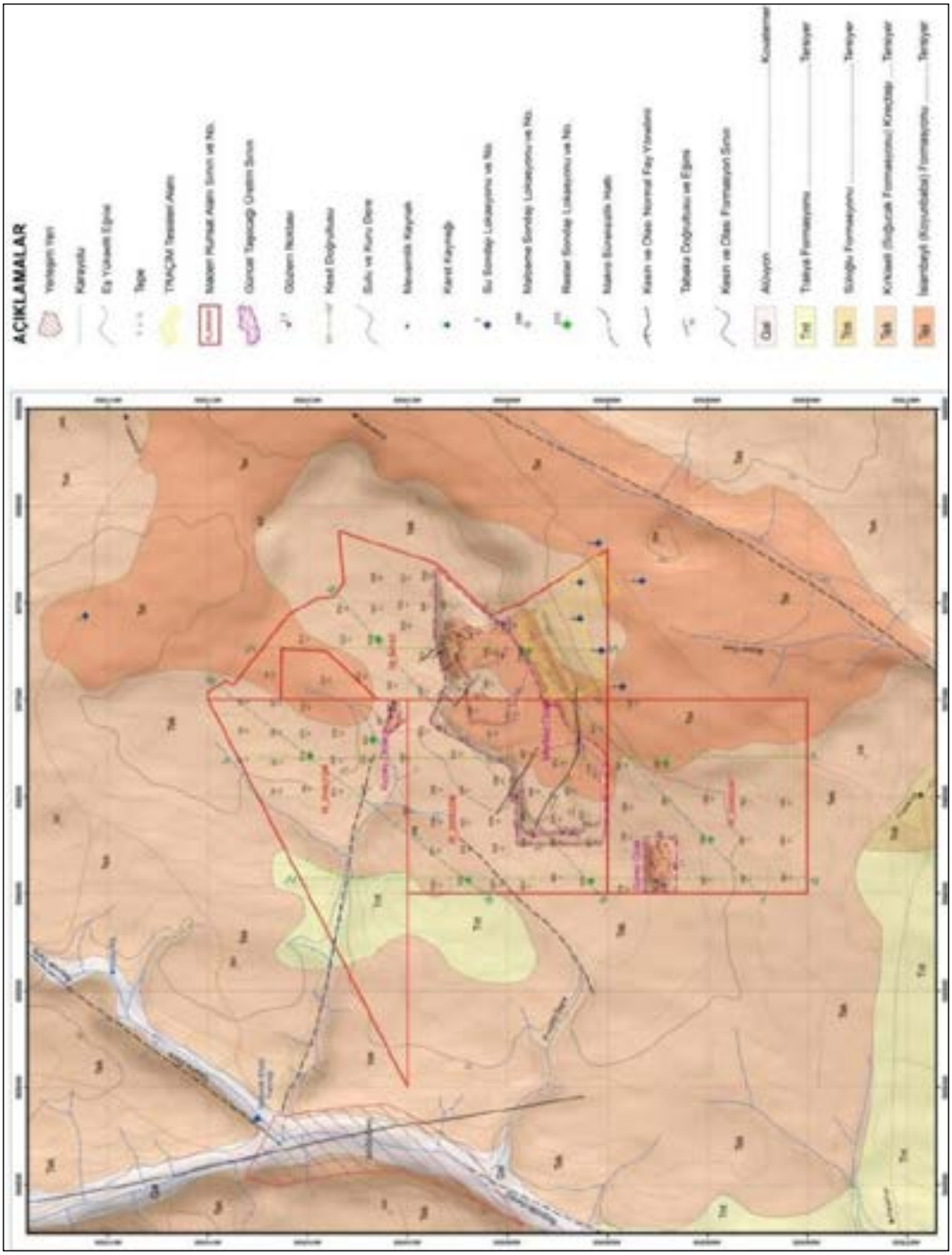
TRAÇİM ÇİMENTO A.Ş. Çimento A.Ş.'nin fabrikası Kırklareli ili, Vize ilçesi, Evrencik Köyü'ndedir; Trakya Bölgesi'nin kuzeydoğu kesiminde yaklaşık B-D doğrultusunda uzanan Pınarhisar-Poyralı-Pazarlı-Vize karayolunun kuzeyinde ve Sergen Köyü'nün güneyinde, dolayısıyla Istranca (Yıldız) Dağları'nın güneye bakan bölgesindeki Meriç-Ergene Su Havzası'nın merkezi kuzey sınır zonunda yer alır (Şekil 1).



Şekil 1. TRAÇİM ÇİMENTO A.Ş.'nin fabrikasına ait yer bulduru haritası

Jeoloji

TRAÇİM ÇİMENTO A.Ş. maden ruhsat alanlarının güney eteklerinde yer aldığı Istranca Masifi bölgesi esas olarak metamorfitlerden şekillenmiştir. Bir kıtasal temel konumundaki Masif metamorfitleri, en tabandaki Tekedere Grubu ve bunlarla kuzeyde diskoran, güneyde konkordan ilişkili bulunan Kırklareli Grubu ile bunların her ikisinin de üzerinde kuzeybatıya transgresif aşma ile yerleşmiş yeşil şist fasiyesli Istanca Grubu olarak adlandırılmıştır (Çağlayan ve Yurtsever, 1998). Maden sahasının ana kayası konumundaki tüm bu metamorfik gruplar, maden sahasını oluşturan ve bir bütün halinde güneye, ovaya eğimli bulunan Senozoyik yaşlı göreceli genç litostratigrafik birimlerle örtülmüştür (Art Müh., 2016).



Şekil 2. TRAÇİM ÇİMENTO A.Ş. maden ruhsat alanları yakın çevresinin ayrıntılı jeoloji haritası ve 3b jeolojik panel diyagramı (Art Müh., 2016)

Çimento hammaddesi için araştırma çalışmaları kapsamında açılan sondajlarda ve raster kuyularında kireçtaşı, marn ve killi kireçtaşlarına rastlanmıştır:

Bu birim, bol miktarda fosil parçası ve makro-mikro fosil içermekte, alt tabakalaşma yüzeyleri keskin ya da aşınmalı, içleri ise dereceli geçişli bulunmaktadır. Kırıntılı kireçtaşlarından mikritik kireçtaşlarına yada marnlara geçişler derecelidir. Resif önü fasiyesindeki kalsitürbiditler olarak nitelenebilecek bu kireçtaşlarının çatlak yüzeyleri limonitle renklenmiştir. Tabakalaşmayı kesecek şekilde bulunan seyrek çatlaklar boyunca yer az, fakat özellikle fay zonları boyunca çok gelişkin mikro-makro karst olguları görülmektedir (Anadolu Yerbilimleri, 2007; Art Müh., 2016).

Marnlar; açık yeşil bej renkli, değişken sıklıkta biyotit pullu, farklı tabaka kalınlıklı, seyrek- çok seyrek çatlaklı zayıf kaya özelliğindedir. Kireçtaşı hammaddesi ruhsat alanlarının kuzey ve KD'suna doğru ilerledikçe, yani İslambeyli (Koyunbaba) Formasyonu (Tei) sınırına yaklaşıldıkça giderek istifte egemen litoloji haline dönüştükleri izlenir. Seyrek fosil kavkılı marnların bazı düzeyleri, diyajenez öncesindeki akıntılarla parçalanıp başka yerlerde çökelmiş ve yine marn ya da yeşil killer ile sarmalanmıştır (Anadolu Yerbilimleri, 2007; Art Müh., 2016)

Kireçtaşları; beyaz-bej renkli ve ince-kalın tabakalıdır. Mikritik olanlarında alt ve üst çökelme yüzeyleri geçişlidir ve içlerinde çok seyrek paralel laminalaşma izlenir. Kırıntılı kireçtaşı olarak nitelendirilebilecek olan bir diğer türü ise daha kaba karbonat parçacıklarının sparitik kalsitle çimentolanması sonucu oluşmuştur.

Killer ve kiltaşları; koyu yeşil renkli ve istif içindeki kalınlığı genellikle cm-dm, nadiren 0,5-2,5 m olan ara tabakalar veya tabakalar arasında mm-cm mertebesinde kalınlığı bulunan ara düzeyler halindedir. Bunlar dışında, sondajlarda fark edilemeyen fakat arazideki yüzleklerinde izlendiği üzere her bir tabaka arasında mm- cm mertebesinde kalınlığı bulunan ara düzeyler şekillendirmiştir. Fabrika alanı içindeki yol yarmasında görüldüğü gibi killer olasılıkla volkanik kökenlidir ve laboratuvar verilerine göre de su ile temaslarında şişme özelliğine sahiptir (Anadolu Yerbilimleri, 2007; Art Müh., 2016).

Bu kireçtaşı, killi kireçtaşı, marn ve killerin genellikle 5-15 derecelik tabaka eğimleriyle yataya oldukça yakın bir konumda bulundukları ve düşeyde de yeraltında süreklilik gösterdikleri, ayrıca yerel ara tabakalı oluşları dışında birbirleriyle yanal ve düşey geçişli oldukları, asli süreksizlik varlığının; tüm hammadde üretim alanları ve uzak-yakın çevresi ile yeraltı da dahil yaygın bir biçimde tabakalaşmaya dik konumlu çatlaklı yerel zonlar dışında esas olarak düşük-çok düşük eğimli tabakalaşma düzlemlerinden oluştuğu ve yine bu yaygın konumda içerisinde yer alan mikro-meso karstik erime boşlukları dışında mevcut üretim aynalarında makro karst boşluklarına rastlanmadığı belirlenmiştir. Tüm bunlar dışında litolojik birimleri basamak yükseklikleri boyunca kesen boyutlardaki makro kırıklara ve faylara da tüm litostratigrafik birim kapsamında sıkça rastlanmaktadır (Art Müh., 2016).

Patlatma Paternleri

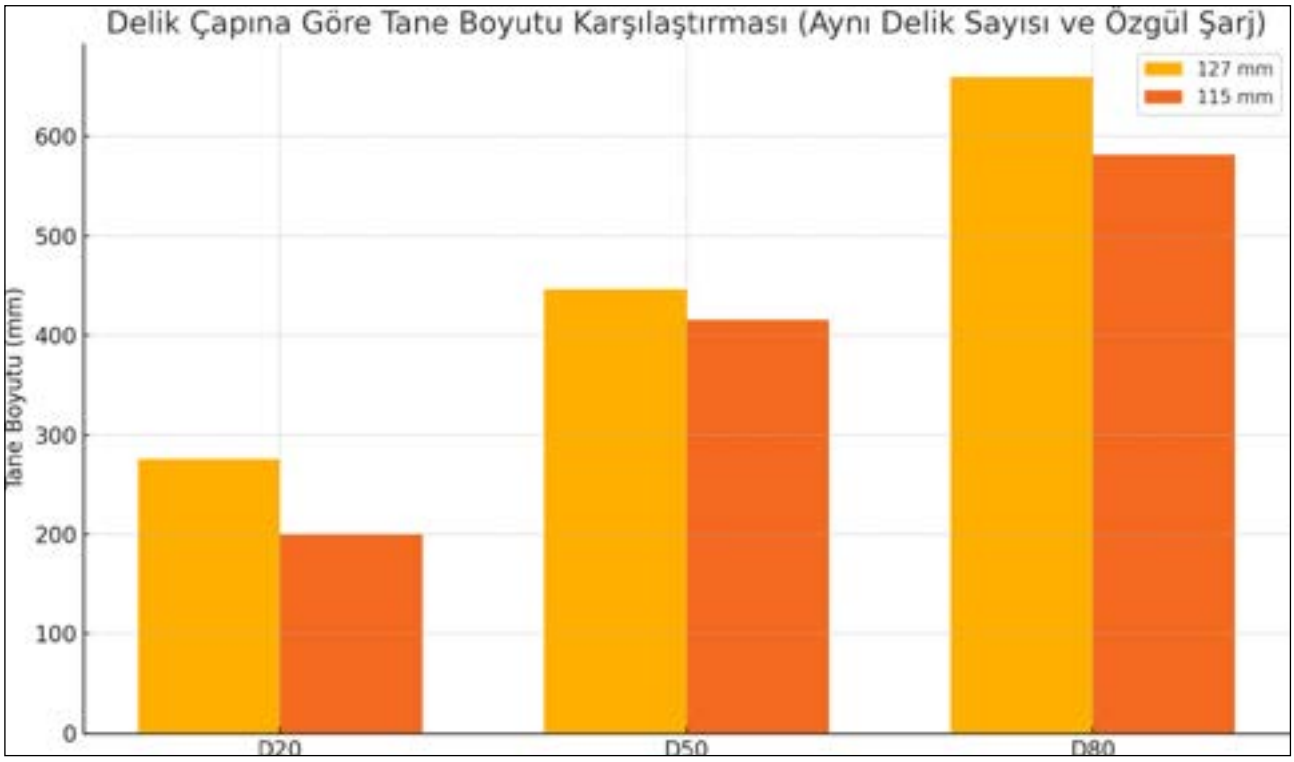
Bu çalışmada, TRAÇİM Çimento A.Ş.'ye ait maden ocağında delikler arası mesafenin sabit tutulduğu ve her bir basamakta benzer delik sayısıyla çalışıldığı koşullarda, delik çapının farklı basamaklarda 127 mm ve 115 mm olarak uygulanmasının patlatma performansı üzerindeki etkileri karşılaştırılmıştır. Toplamda 18 atımdan elde edilen 36 adet tane boyutu analizine dayalı olarak, delik çapı değişiminin kırılma karakteristiği üzerindeki etkileri değerlendirilmiştir. Patlatmalarda kullanılan patlayıcı miktarı, oluşan tane boyutu dağılımları (D20, D50, D80), delme süresi ve özgül şarj parametreleri dikkate alınarak, delik çapındaki değişimin bu göstergelere olan etkileri analiz edilmiştir.

Basamak – Delik Çapı ve Tane Boyut Dağılımı

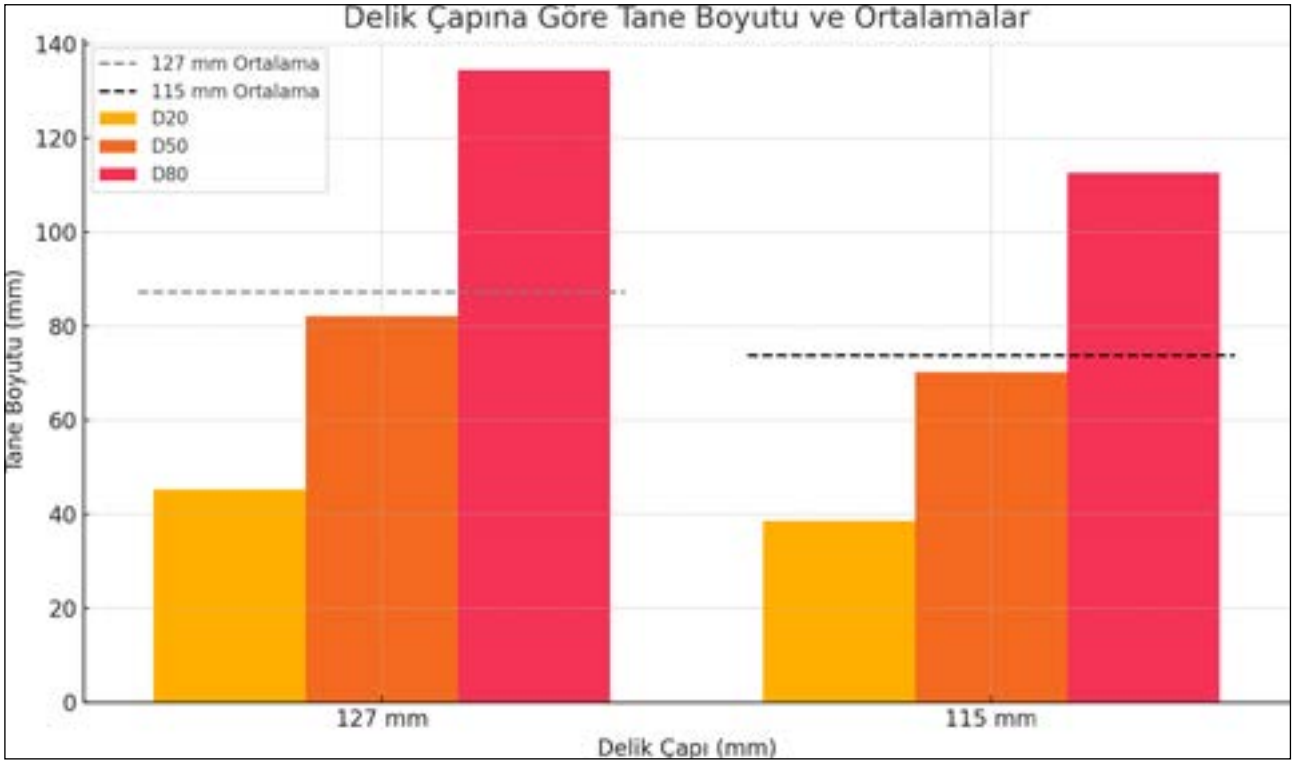
TRAÇİM ÇİMENTO A.Ş.'ye ait maden ocağında gerçekleştirilen farklı zamanlarda farklı basamaklarda benzer delik aralığı ile farklı delik çaplarında yapılan atımlar ve ona bağlı olarak değişen tane boyut miktarının D20, D50 ve D80 oranları Çizelge 1'de sunulmuştur.

Çizelge 1. Farklı basamaklarda farklı tane boyutlarının delik çaplarına göre ilişkisini gösteren çizelge

Basamak	D20	D50	D80	Delgi Çapı (mm)
1.basamak	202,91	381,94	695,82	127
1.basamak	191,21	384,06	599,72	127
1.basamak	189,46	342,16	544,38	127
1.basamak	206,18	497,16	748,35	127
1.basamak	153,69	307,02	547,68	127
1.basamak	153,73	276,29	421,09	127
1.basamak	184	373,45	577,21	127
3. Basamak	269,9	486,24	746,32	127
4. Basamak	315,49	453,54	560,43	127
3. Basamak	503,3	734,39	1026,2	127
1. Basamak	339,82	426,22	525,79	115
4. Basamak	234,72	354,44	476,64	115
4. Basamak	93,79	211,05	358,87	115
5. Basamak	230,15	697,2	736,08	115
2. Basamak	136,07	262,25	379,25	115
2. Basamak	496,75	1007,61	1027,04	115
2. Basamak	100,06	199,14	402,55	115
3. Basamak	121,87	213,73	307,48	115
3. Basamak	312,75	761,99	1089,84	115
3. Basamak	334,08	708	804	115
4. Basamak	135,27	353,33	529,75	115
4. Basamak	207,25	377,6	667,79	115
4. Basamak	169,59	327,06	493,62	115
3. Basamak	127,95	249,53	408,55	115
3. Basamak	234,89	489,02	591,61	115
3. Basamak	166,21	307,97	371,52	115
3. Basamak	107,34	273,56	467,57	115
3. Basamak	228,26	367,68	512,73	115
3. Basamak	322,95	732,02	1084,42	115
3. Basamak	116,87	229,71	367,08	115
4. Basamak	109,79	229,36	434,74	115
4. Basamak	142,62	268	406,96	115
3. Basamak	128,32	258,77	431,64	115
3. Basamak	196,66	392,17	540,29	115
4. Basamak	203,24	683,58	691,03	115
4. Basamak	296,16	447,2	646,5	115



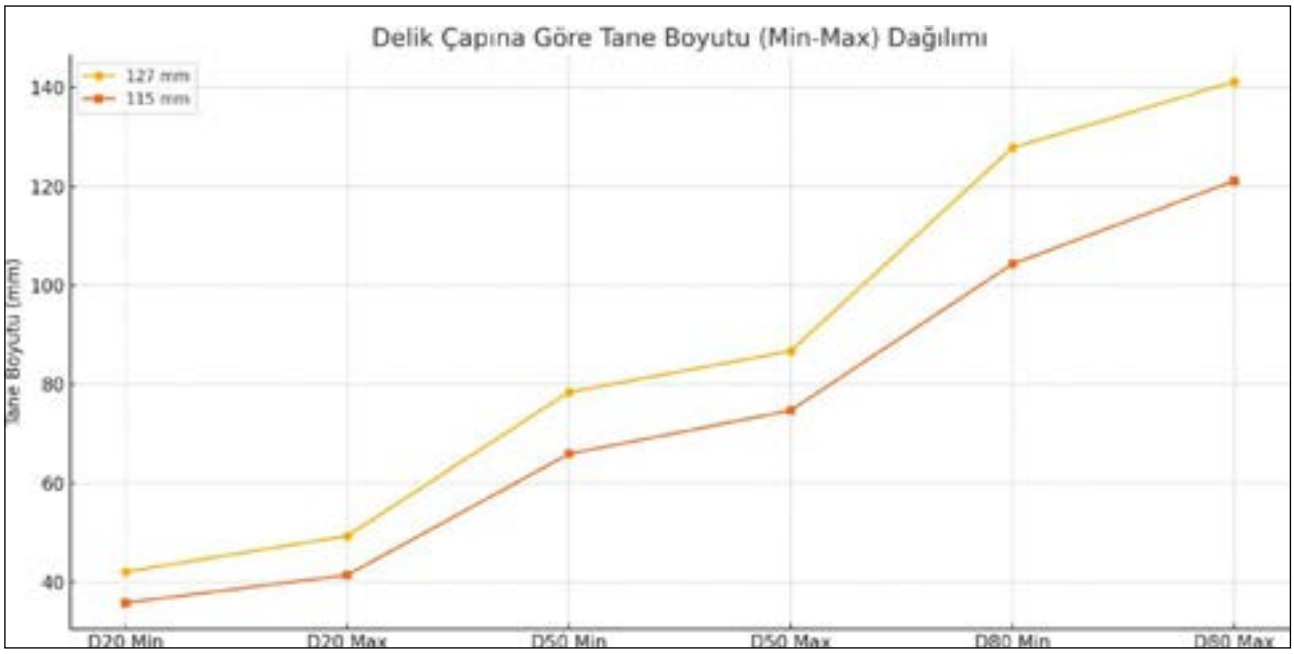
Şekil 3. Delik Çapı – Tane Boyut İlişkisi



Şekil 4. Delik Çapı – Tane Boyutu Ortalamaları

Şekil 3'de (Delik Çapına Göre Tane Boyutu Karşılaştırması), 127 mm ve 115 mm delik çapları için D20, D50 ve D80 değerlerinin doğrudan karşılaştırması sunulmaktadır. 127 mm delik çapı ile gerçekleştirilen patlatmalarda tüm tane boyutu göstergeleri (D20, D50, D80) 115 mm delik çapına göre sistematik olarak daha yüksek bulunmuştur. Bu durum, daha büyük delik çapının patlatma sonucunda daha iri parçalar ürettiğini ve kırılmanın homojenliğinin azaldığını göstermektedir.

Şekil 4'de (Delik Çapına Göre Tane Boyutu ve Ortalamalar), her delik çapı için D20, D50 ve D80 değerlerinin ortalamaları ve bu değerler için yatay ortalama çizgiler gösterilmektedir. Grafikte, 127 mm delik çapı ile gerçekleştirilen patlatmalarda ortalama tane boyutunun daha yüksek olduğu net bir şekilde görülmektedir. 115 mm delik çapında ise hem D20, D50 hem de D80 değerleri daha düşük düzeylerde toplanmış ve daha dar bir aralıkta dağılmıştır. Bu durum, daha küçük delik çapı ile yapılan patlatmalarda tane boyutunun daha homojen dağıldığını ve kırılmanın kontrolünün daha iyi sağlandığını ortaya koymaktadır.



Şekil **5.** Delik Çapı – Tane Boyutu Dağılımında Min. Ve Maks Değerler

Şekil 5'de görülen grafik, 127 mm ve 115 mm delik çapları için D20, D50 ve D80 değerlerinin minimum ve maksimum aralıklarını karşılaştırmalı olarak göstermektedir. Grafik, delik çapı büyüdükçe elde edilen tane boyutu aralığının genişlediğini ve parçalanma homojenliğinin azaldığını açıkça ortaya koymaktadır.

127 mm delik çapında hem D20 hem D50 hem de D80 için minimum ve maksimum değerler arasındaki fark, 115 mm'ye kıyasla daha büyüktür. Bu durum, 127 mm delik çapı ile yapılan patlatmalarda iri parçaların yanı sıra daha ince malzemenin de oluştuğunu, yani dağılımın daha geniş bir aralığa yayıldığını göstermektedir. Özellikle D80 min-max aralığı, 127 mm deliklerde belirgin biçimde daha geniştir ve bu, kırıcı yükünün artabileceğine ve ikincil kırmaya ihtiyaç duyulabileceğine işaret eder.

115 mm delik çapında ise D20, D50 ve D80 değerlerinin min-max aralıkları daha dar kalmış; bu da kırılmanın daha kontrollü olduğunu ve tane boyutunun daha homojen dağıldığını göstermektedir.

SONUÇLAR

Bu çalışmada, TRAÇİM Çimento A.Ş.'ye ait kalker ocağında sabit delik aralığı delik çapının 127 mm ve 115 mm olarak uygulanmasının patlatma performansı ve tane boyutu dağılımına etkisi değerlendirilmiştir. Elde edilen grafikler ve sahadan alınan veriler ışığında aşağıdaki temel bulgular ortaya konmuştur:

- Tane boyutu dağılımı açısından delik çapı küçüldükçe daha homojen bir kırılma sağlanmıştır. 115 mm delik çapında hem D20, D50 hem de D80 değerleri 127 mm delik çapına kıyasla daha düşük çıkmış; bu da kırılmanın daha ince taneli ve dar dağılım aralığına sahip bir ürün ortaya koyduğunu göstermiştir.

- Min-max grafik analizi, 127 mm delik çapında tane boyutu değerlerinin dağılım aralığının daha geniş olduğunu ve iri tanelerle ince malzemenin aynı anda oluştuğunu göstermiştir. Bu durum, kırıcı yükünü artırmakta ve ikincil kırma ihtiyacını doğurabilmektedir.

- Özgül şarj ve operasyonel maliyetler, delik çapının küçülmesi ile olumlu yönde etkilenmiştir. 115 mm delik çapında, aynı delik aralığı ve sayısı korunmasına rağmen daha az patlayıcı kullanımı mümkün olmuş; bu da hem toplam patlayıcı maliyetini hem de delgi süresini azaltmıştır.

- Delik çapı küçültülmesiyle birlikte titreşim ve hava şoku açısından daha dengeli ve kontrol edilebilir patlatma sonuçları elde edilmiştir. Bu durum, çevresel etkilerin azaltılması ve sürdürülebilir patlatma tasarımı açısından avantaj sağlamaktadır.

- Grafik analizleriyle desteklenen bulgular, literatürde (ör. Sushil ve ark., 2018; Jimeno ve ark., 1995) delik çapı küçülmesinin kırılma verimliliği ve tane boyutu homojenliği üzerinde doğrudan etkili olduğuna dair önceki çalışmalarla uyum göstermektedir.

Sonuç olarak, sabit delik aralığı ile yapılan patlatmalarda delik çapının küçültülmesi, hem üretim maliyetleri hem de tane boyutu dağılımı açısından daha verimli ve çevre dostu bir seçenek sunmaktadır.

KAYNAKLAR

ANADOLU YERBİLİMLERİ, 2007, Kırklareli İli, Vize İlçesi, Evrencik Köyü, E19D2 II Paftası TRAÇİM Çimento Fabrika Sahası Jeolojik / Jeoteknik Etüd Raporu, 29 s., İstanbul.

ART MÜH. DNŞ VE GIDA SAN. TIC.LTD. ŞTI, 2006, Kırklareli İli – Vize İlçesi – Evrencik Köyü, TRAÇİM Çimento San. Ve Tic. A.Ş. Vize Çimento Fabrikası Maden Ruhsat Alanları (İR 64145, İR 20062296, İR 20062297, İR 20062298) ve Çevresinin Jeolojik ve Hidrojeolojik Araştırması.

HUSTRULİD W (1999) Blasting Principles of Open Pit Mining.

JİMENO CL, JİMENO EL, CARCEDO,FJA (1995) Drilling and Blasting of Rocks. Elsevier Science.

KONYA CJ, WALTER EJ (1990) Surface Blast Design. Prentice Hall.



FLOTASYON
FLOTATION

SÜLFÜRLÜ KURŞUN-ÇİNKO CEVHERİ ÜZERİNDE YAPILAN SELEKTİF FLOTASYON ÇALIŞMALARI

SELECTIVE FLOTATION STUDIES ON SULFIDE LEAD – ZINC ORE

S. N. Duran [1,*], E.Ş. Ün [1], E. Samet [1], B. Köse [1], A. Buhur [1], E.Ulu [1]

[1] Argetest Cevher Zenginleştirme, Ar-Ge ve Analiz Hizmetleri
*(*Sorumlu yazar: nazduran@argetest.com)*

ÖZ

Bu makale, sülfürlü kurşun – çinko cevheri üzerinde selektif zenginleştirme kapsamında yapılan teknolojik çalışmaları ele almaktadır. Cevherin karakterizasyon tayini kapsamında X-ışını kırınımı (XRD) ve indüktif eşleşmiş plazma – optik emisyon spektrometresi (ICP-OES) ile tanıma analizleri yapılmıştır. XRD analizi sonucunda cevherin galen, sfalerit ve pirit mineralleri ile kuvars ve muskovit içeren yan kayaçlardan oluştuğu tespit edilmiştir. ICP-OES analizi sonucunda ise cevherin %3,57 Pb ve %6,27 Zn içeriklerine sahip olduğu belirlenmiştir. Zenginleştirme çalışmaları kapsamında yapılması planlanan selektif flotasyon deneyleri öncesinde, baz elementlerin suda çözünme davranışlarını gözlemlemek için ön testler gerçekleştirilmiştir. Bu testler sayesinde flotasyon sırasında pülp ortamındaki önemli elementlerin iyonlaşma davranışları hakkında ön değerlendirme yapılmıştır. Çalışma sonucunda Zn^{2+}, Fe^{2+}, and SO_4^{2-} iyonlarının suda çözünebilir olduğu belirlenmiştir. Çinkonun kurşun devresini kontamine etmeden selektif konsantre olarak alınabilmesi açısından kritik öneme sahip olan bu bilgi doğrultusunda flotasyon test çalışmaları uygulanmıştır. Deneysel çalışmalar sonucu elde edilen Pb nihai konsantre %76,80 verimle %45,11 Pb içeriği ve %8,02 verimle %9,07 Zn içeriğine sahipken, Zn nihai konsantre %67,69 verimle %46,91 Zn ve %4,51 verimle %1,62 Pb içeriğine sahiptir.

Anahtar Sözcükler: Sülfürlü kurşun – çinko, flotasyon, selektif ayrım, optimizasyon

ABSTRACT

This paper investigates the technological processes involved in the selective beneficiation of a sulfide lead-zinc ore. The ore characterization was performed using X-ray diffraction (XRD) and inductively coupled plasma-optical emission spectrometry (ICP-OES). XRD analysis identified galena, sphalerite, and pyrite minerals, along with quartz and muscovite as gangue minerals. ICP-OES analysis determined that the ore contains 3.57% Pb and 6.27% Zn. Before selective flotation tests, preliminary tests were conducted to examine the dissolution behavior of major elements in water. These tests provided insights into the ionization behavior of key elements in the flotation pulp. The results indicated that Zn^{2+}, Fe^{2+}, and SO_4^{2-} ions exhibit solubility in water. This finding is critical for ensuring selective zinc recovery without contamination in the lead circuit, guiding the flotation test strategy. Experimental results showed that the final Pb concentrate achieved 45.11% Pb with 76.80% recovery and 9.07% Zn with 8.02% recovery, while the Zn concentrate contained 46.91% Zn with 67.69% recovery and 1.62% Pb with 4.51% recovery.

Keywords: Sulfide lead – zinc, flotation, selective separation, optimization

INTRODUCTION

Sulfide lead – zinc (Pb–Zn) ores are among the most important sources of non-ferrous metals worldwide due to their properties (Nayak et al., 2021). However, the future production of these important metals is considered to have constraints yielding from declining ore grades, waste management, and many other socioenvironmental factors (Mudd et al., 2016). These ore bodies typically contain galena (PbS) and sphalerite (ZnS) as the primary valuable minerals, accompanied by iron sulfides such as pyrite (FeS_2) or pyrrhotite ($Fe_{1-x}S$), and are associated with various gangue minerals including quartz, muscovite, and carbonates (Yushina et al., 2022). Due to the intimate intergrowth of sulfide and gangue phases, and the variable grain sizes of the minerals, selective separation becomes technically demanding. The conventional beneficiation route for such ores involves sequential flotation. Initially, lead minerals are floated under slightly alkaline pH using a combination of selective collectors and zinc depressants (Foroutan et al., 2021). Afterward, zinc flotation is carried out, generally requiring activation through the addition of copper sulfate under alkaline conditions (Wei et al., 2024). Despite this approach being well-established, process efficiency is often limited by the complex mineralogical nature of the ores and unexpected chemical behaviors within the pulp.

One of the major technical challenges in the processing of sulfide Pb–Zn ores is the dissolution of ions such as Ca^{2+}, Mg^{2+}, SO_4^{2-}, and Fe^{2+} into the pulp solution during conditioning, which significantly alters the pulp chemistry by causing secondary precipitates or adsorbed species that hinder collector attachment on mineral surface characteristics and reagent interactions (Boujounoui et al., 2015). This phenomenon affects the flotation environment by altering mineral surface chemistry and reagent interactions, thereby reducing flotation selectivity (Zieliński, 2000). Moreover, it is well-known that the migration of zinc into the lead flotation stage remains a challenge in selective flotation. This is mainly due to the inadvertent activation of sphalerite surfaces by ions such as Cu^{2+} or Fe^{3+} present in the pulp, which promote collector adsorption and cause sphalerite to float prematurely (Zieliński et al., 2000). This phenomenon results in zinc being concentrated in the lead concentrate and decreasing both lead and zinc concentrate purities.

In the scope of this study, a sulfide Pb–Zn ore with relatively high contents of lead, zinc, and iron exhibited pronounced dissolution of Zn^{2+}, Fe^{2+}, and SO_4^{2-} ions into the pulp solution during pre-flotation conditioning. This altered the pulp chemistry, negatively affecting reagent selectivity and surface interactions. Moreover, dissolved and/or activated zinc minerals were found to report into the lead flotation circuit, thereby compromising the selectivity of separation and reducing the final concentrate grades. To address these challenges, solubility tests were conducted to understand the ion release behavior under varying pH and reagent conditions. Based on these findings, the flotation parameters were optimized to depress undesirable ion dissolution and minimize zinc import into the lead circuit.

EXPERIMENTAL STUDIES

Sulfide Pb–Zn ore was first analyzed through chemical and X-Ray Diffraction (XRD) methods in order to determine the content of the feeding sample. Chemical analyses were conducted via Inductively Coupled Plasma – Optical Emission Spectroscopy (ICP-OES) followed by the multi-acid digestion. The results (Table 1) give 3.65% Pb, 6.27% Zn, 4.28% Fe, 7.18% S, and 1.214 ppm Au. XRD analysis results state that the feeding sample includes 5.5% of galena (PbS), 9.9% sphalerite (ZnS), 8.4% pyrite (FeS_2), 63.4% quartz (SiO_2), and 12.8% muscovite ($KAl_2(AlSi_3O_{10})(OH)_2$).

In the scope of beneficiation studies, the run of mine (ROM) sample was first dried and homogenized for the sampling process using the coning and quartering method. The sample was further crushed to a d_{100} of 3.35 mm, which corresponds to the standard top feed size for laboratory-scale ball mill grinding. The crushed sample was divided into 1-kilogram portions, air-sealed in plastic bags, and stored under ambient conditions before testing.

A grinding test was then conducted by using the laboratory standard ball mill in order to determine the grinding period for d_{80} 106 µm condition to be obtained. The particle size distribution obtained from this test is given in Figure 1.

Table 1. Chemical analysis results obtained with multi acid digestion and ICP-OES readings

Pb (%)	3.65	Cu (%)	0.18	Ti (%)	0.03
Zn (%)	6.27	Al (%)	3.23	P (%)	0.01
Fe (%)	4.28	K (%)	1.26	C (%)	<0.02
S (%)	7.18	Mg (%)	0.21	As (ppm)	214
Au (ppm)	1.214	Na (%)	0.02	Mn (ppm)	294
Ag (ppm)	33	Ca (%)	0.08	Hg (ppm)	<1

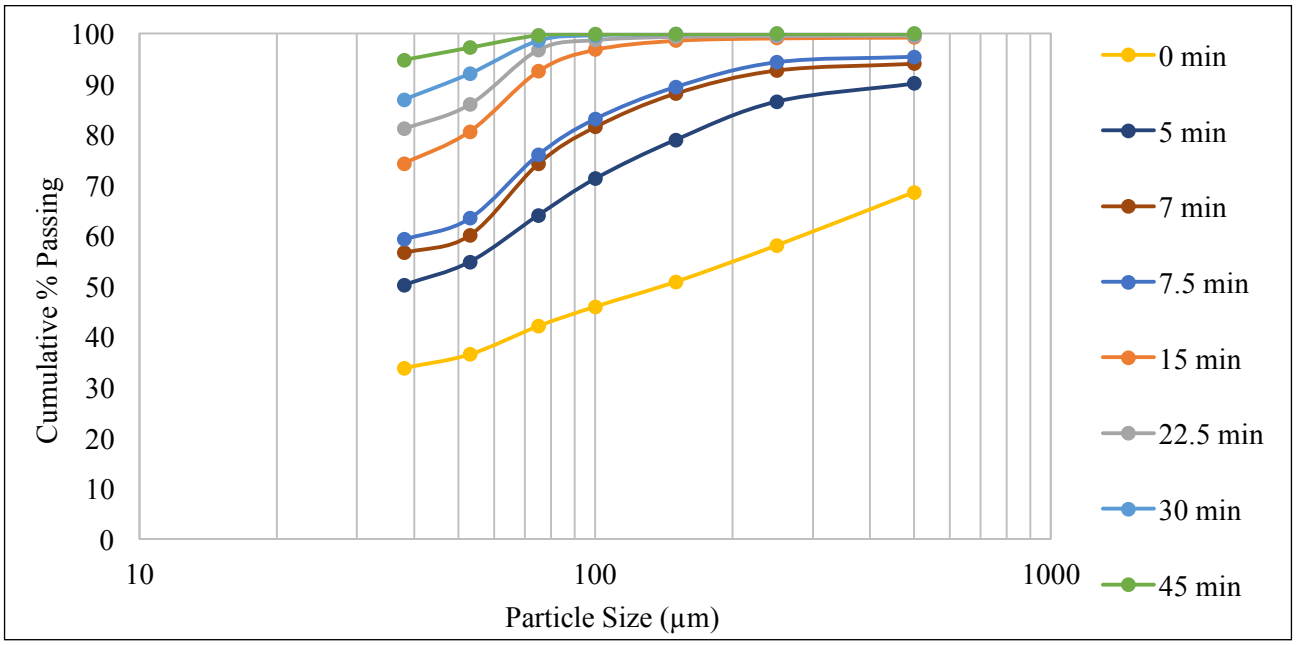


Figure 1. Particle size distribution graph of each grinding period

Solubility tests before the flotation were carried out to observe the solubility of base metals. Tests were performed on both feeding (d_{100} 3.35 mm) and ground (d_{80} 106 µm) samples, separately by using distilled water. Mixtures of dry sample and distilled water were obtained as pulp samples each having 35% (by weight) solid ratio and stirred at 1000 rpm for an hour by using agitators. After completing the test work, solid/liquid separation was performed by using vacuum filtering. Obtained solvents were chemically analyzed. To compare the chemical analysis results based on elemental dissolution, water used in the process (tap water) was also analyzed and added to the results chart (Table 2).

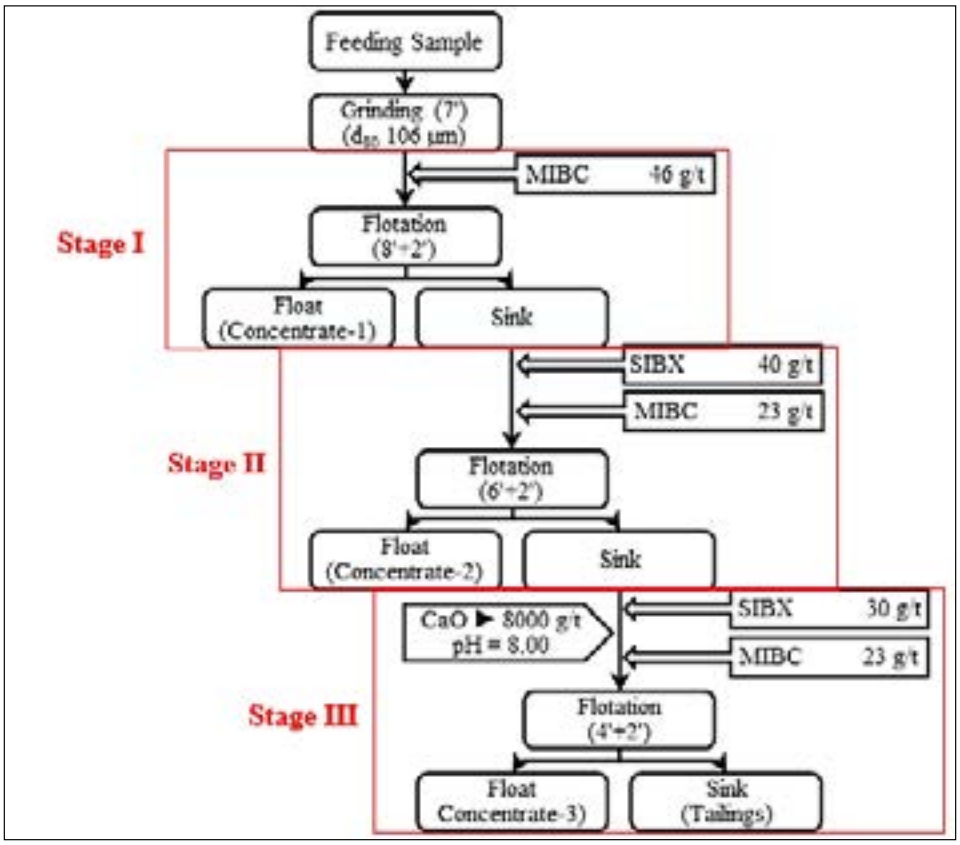
As a next step, flotation flow sheets were generated by using the information obtained so far. In the tests, Denver D-12 laboratory scale flotation machine was used. Rougher and scavenger stages were performed in a 4 L cell having a rotational speed of 1200 rpm and airflow of 8-10 L/min, cleaner stages were performed in a 2 L cell having a rotational speed of 1000 rpm and airflow of 6-8 L/min, and a 1 L cell having a rotational speed of 800 rpm and airflow of 4-6 L/min.

Flow sheet of the first flotation test conducted (Figure 2) was generated to observe the inherently floating minerals without any contribution of the flotation reagents except for the frother. After obtaining the first concentrate by this method, a second concentrate was obtained by using only Sodium Isobutyl Xanthate (SIBX), and a third concentrate by adding SIBX and lime together.

Table 2. Chemical analysis results of solubility tests

Element	Feeding Sample (mg/L)	Ground Sample (mg/L)	Process (Tap) Water (mg/L)
Pb	2.84	3.45	0.01
Zn	895.10	569.90	0.13
Fe	758.80	537.10	0.01
S	1480.00	992.60	38.46
Ag	-0.02	-0.02	0.00
Cu	-0.01	-0.01	0.00
Al	133.60	1.59	0.00
K	23.30	61.60	4.11
Mg	74.46	53.89	11.08
Na	8.51	1.87	53.53
Ca	199.30	230.00	42.74
As	0.05	-0.02	0.00
Mn	15.79	10.40	0.00

Figure 2. Flow sheet of the first flotation test conducted to observe the inherently floating minerals



The second flotation test (Table 3) was conducted to observe the depressant behavior by comparing to the prior test. Na_2SiO_3 was used to depress silicate-related gangue minerals, and $ZnSO_4$ to depress sphalerite.

Table 3. Flotation parameters of the second flotation test conducted to observe the depressant behavior

Operation	pH	Reagent Consumption (g/t)					Time (min)
		Modifier	Depressant		Collector	Frother	
		CaO	Na_2SiO_3	$ZnSO_4$	SIBX	MIBC	
Grinding (d_{80} 106 µm)	-	15000		750			7
Stage I	8	4500	500	1500		46	5+1
Stage II	8	1000	400	1000		46	5+1
Stage III	8	500	300	750	10	23	5+1

After evaluating the first two flotation test studies, a new flowsheet (Table 4) was generated. In this test, a selective separation was aimed at by taking Pb and Zn concentrates separately. To this end, separate rougher stages were constituted for each element by altering the traditional flow sheet according to the previously obtained data. A prior washing and filtering were applied to the feeding sample due to the consideration of solubility tests. The polypropylene filter cloth used in the process has a pore size of 5 µm. The (−5) µm filtrate, excluded from downstream process, was chemically analyzed and was deemed insignificant due to its low metal content. The purpose was to eliminate ions dissolved in the flotation environment, which adversely impact pulp dynamics and overall flotation performance. To achieve a more selective lead recovery, the collector (SIBX) used in the Pb circuit was replaced with Aerophine 3418, and PAX was added as a co-collector. Also, to enhance zinc depression, an additional Zn depressant (P82 – a mixture of $NaHSO_3$, $Na_2S_2O_5$, and $ZnSO_4$) was introduced into the flowsheet. $NaHSO_3$ and $Na_2S_2O_5$ act by lowering pulp potential and adsorbing sulfite/hydroxyl species onto mineral surfaces, thus reducing hydrophobicity of pyrite and sphalerite (Corona-Arroyo et al., 2024). Meanwhile, $ZnSO_4$ serves as a dual-function depressant by forming hydrophilic zinc hydroxyl coatings and inducing coagulation of fine sphalerite particles, effectively inhibiting their flotation and minimizing mechanical entrainment (El-Shall et al., 1999). In addition to these, to observe the flotation kinetics and enhance reagent efficiency, the collector was added in three equal portions (10 g/t each) at 2, 4, and 6-minute intervals. After each addition, the corresponding concentrate was collected separately. This approach allowed for stepwise analysis of concentrate grades and provided insight into the flotation behavior of the ore under controlled conditions. The same procedure was applied to both Pb and Zn flotation circuits.

Table 4. Flotation parameters of the third flotation test conducted to obtain separate Pb-Zn concentrates

Operation		pH	Reagent Consumption (g/t)							Time (min)
		Modifier	Depressant		Activator	Collector		Frother		
		CaO	P82	$ZnSO_4$	$CuSO_4$	3418A	PAX	MIBC		
Washing		-								15
Grinding (d_{80} 106 µm)		-	5000	1125	1125					7
Pb	Rougher I	9	1750	1500	1500		10		46	2
	Rougher II						10			4
	Rougher III						10		23	6
Zn	Rougher I	11.5	3500			700		100	46	2
	Rougher II									4
	Rougher III								23	6

Effective zinc depression in the lead circuit was observed to have been achieved. To enable further analysis, cleaning stages were incorporated into the flowsheet. The same procedure of gradual collector addition was also applied in the cleaner stages. The optimized flowsheet is presented in Table 5.

Table 5. Optimized flotation parameters of the last flotation test

Operation			pH	Reagent Consumption (g/t)							Time (min)
Modifier			Depressant		Activator	Collector		Frother			
CaO			P82	$ZnSO_4$	$CuSO_4$	3418A	PAX	MIBC			
Washing			-								15
Grinding (d_{80} 106 µm)			-	5000	1125	1125					7
Pb	Rougher		9	1750	1500	1500	10 10	10	23	46 4 6	2
	Cleaner I		9	500	500	500				23 1 2	1
	Cleaner II	Cleaner Conc I	9	250	200	200				23	1
		Cleaner Conc II									1
		Cleaner Conc III									2
Zn	Rougher		11.5	3500			700		100 23	46 4 6	2
	Cleaner I		11.5	1500			300		50	23 1 2	1
	Cleaner II	Cleaner Conc I	as is								1
		Cleaner Conc II									1
		Cleaner Conc III									2

RESULTS AND DISCUSSION

As a result of the first flotation test conducted to observe inherently floating minerals (Table 6), 60.45% of Pb with a grade of 10.08% and 48.26% of Zn with a grade of 13.99% were obtained from the first float (Concentrate 1) without using any collector. As sulfide minerals develop hydrophobic elemental sulfur films through mild surface oxidation, they can be floated without added collector (Panayotova, 2023). By taking advantage of a little collector support (40 g/t SIBX), 96.01% of Pb with a grade of 9.24% and 94.24% of Zn with a grade of 15.77% were obtained from the first two floats. Thus, Pb and Zn are inherently co-flotation-prone due to their similar zeta potentials, which promote comparable reagent adsorption and bubble attachment behavior (Cui et al., 2022).

Table 6. Results of the first flotation test conducted to observe the inherently floating minerals

Product	Weight (%)	Pb		Zn		Fe		S	
		Grade (%)	Recov (%)	Grade (%)	Recov (%)	Grade (%)	Recov (%)	Grade (%)	Recov (%)
Conc 1	22.35	10.08	60.45	13.99	48.26	9.52	57.33	21.40	56.68
Conc 2	16.38	8.09	35.56	18.19	45.99	5.68	25.07	19.70	38.24
Conc 3	6.11	0.63	1.03	1.14	1.08	1.66	2.73	1.14	0.83
Tailing	55.15	0.20	2.96	0.55	4.68	1.00	14.86	0.65	4.25
Feeding	100.00	3.73	100.00	6.48	100.00	3.71	100.00	8.44	100.00
C1 + C2	38.73	9.24	96.01	15.77	94.24	7.90	82.41	20.68	94.93
C1 + C2 + C3	44.85	8.06	97.04	13.77	95.32	7.05	85.14	18.02	95.75

As a result of the second flotation test conducted to observe depressant behavior (Table 7), it was observed that the depressants, although intended for Zn minerals, also exhibited a depressing effect on Pb minerals. The first two floats (Concentrate 1 and Concentrate 2) show almost the same flotation behavior, considering all reagents used were the same in these stages. In the last stage, 51.10% of Pb with a grade of 17.97% and 10.63% of Zn with a grade of 6.17% were obtained as a bulk concentrate.

Table 7. Results of the second flotation test conducted to observe the depressant behavior

Product	Weight (%)	Pb		Zn		Fe		S	
		Grade (%)	Recov (%)	Grade (%)	Recov (%)	Grade (%)	Recov (%)	Grade (%)	Recov (%)
Conc 1	14.38	4.66	18.78	7.90	19.30	4.01	14.12	9.91	17.38
Conc 2	7.38	6.54	13.52	7.29	9.14	3.91	7.07	9.03	8.12
Conc 3	10.15	17.97	51.10	6.17	10.63	9.64	23.96	17.40	21.53
Tailing	68.09	0.87	16.60	5.27	60.93	3.29	54.85	6.38	52.96
Feeding	100.00	3.57	100.00	5.89	100.00	4.08	100.00	8.20	100.00
C1 + C2	21.76	5.30	32.30	7.69	28.43	3.98	21.19	9.61	25.51
C1 + C2 + C3	31.91	9.33	83.40	7.21	39.07	5.78	45.15	12.09	47.04

As a result of the third flotation test conducted to obtain separate Pb-Zn concentrates (Table 8), only 28.71% of Zn reported to Pb circuit. While 87.86% of Pb with a grade of 13.47% was recovered in its circuit, 68.68% of Zn with a grade of 18.33% was also obtained in its circuit. Over 60% of both Pb and Zn are being recovered in their first floats of the corresponding circuits. In addition, it was observed that almost 50% of Au and Ag having grades of 12.050 ppm and 332 ppm, respectively, were recovered in the first float of the Pb circuit due to the Aerophine 3418 effect. These findings indicate an improvement in selectivity. The reduced Zn reporting to the Pb circuit confirms the effectiveness of the pre-washing and P82 depressant.

Table 8. Results of the third flotation test conducted to obtain separate Pb-Zn concentrates

Product		Weight (%) Grade (%)	Pb		Zn		Fe		S	
			Recov (%)	Grade (%)	Recov (%)	Grade (%)	Recov (%)	Grade (%)	Recov (%)	
Pb RC1		5.91	34.52	65.69	6.04	5.84	3.59	5.37	15.20	10.69
Pb RC2		6.35	8.04	16.43	10.20	10.59	5.33	8.56	20.00	15.11
Pb RC3		8.00	2.23	5.74	9.39	12.28	8.23	16.65	14.80	14.08
Zn RC1		10.65	0.43	1.47	36.15	62.95	7.98	21.49	28.50	36.11
Zn RC2		6.80	1.08	2.36	4.34	4.83	13.21	22.73	18.90	15.30
Zn RC3		5.46	1.08	1.90	1.01	0.90	4.83	6.67	5.20	3.38
Tailing		56.82	0.35	6.40	0.28	2.60	1.29	18.54	0.79	5.34
Feeding		100.00	3.11	100.00	6.12	100.00	3.95	100.00	8.41	100.00
Pb	C1+C2	12.26	20.81	82.12	8.19	16.43	4.49	13.93	17.69	25.80
	C1+C2+C3	20.26	13.47	87.86	8.67	28.71	5.97	30.58	16.55	39.88
Zn	C1+C2	17.45	0.68	3.84	23.75	67.78	10.02	44.22	24.76	51.40
	C1+C2+C3	22.91	0.78	5.74	18.33	68.68	8.78	50.89	20.10	54.78
Total Floats		43.18	6.74	93.60	13.80	97.40	7.46	81.46	18.43	94.66

The last test was conducted by cleaning the rougher concentrates twice, the results are given in Table 9. Final Pb concentrate was obtained with the grades of 45.11% Pb and 9.07% Zn, and the recoveries of 76.80% Pb and 8.02% Zn. Final Zn concentrate was obtained with the grades of 1.62% Pb and 46.91% Zn, and the recoveries of 4.51% Pb and 67.69% Zn. 41.44% of Fe was obtained from the flotation tailings, hence a better depression of pyrite was achieved. Double cleaned concentrates appear to have enhanced results. The second cleaning stages did not decrease the concentrate recoveries significantly, thus grades increased inherently.

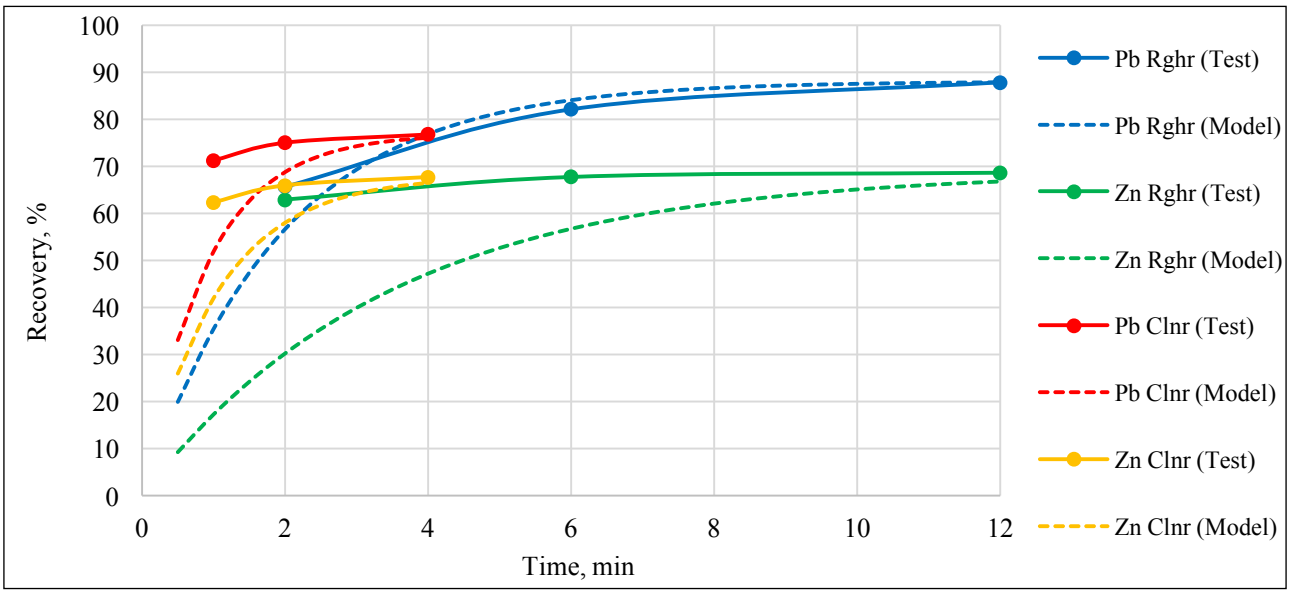


Figure 3. Flotation kinetics – first-order model fit

Table 9. Results of optimized flotation parameters of the last flotation test

Product		Wt (%) Grd (%)	Pb		Zn		Fe		S	
			Rec (%)	Grd (%)	Rec (%)	Grd (%)	Rec (%)	Grd (%)	Rec (%)	
Pb CC-2.1		4.61	53.89	71.27	7.38	5.07	4.49	4.82	18.70	11.17
Pb CC-2.2		0.69	19.07	3.77	16.20	1.66	6.53	1.05	20.10	1.79
Pb CC-2.3		0.63	9.65	1.76	13.57	1.29	5.10	0.75	13.50	1.11
Pb M1		12.70	1.72	6.27	7.24	13.72	3.87	11.45	6.93	11.41
Pb M2		4.08	3.19	3.74	11.26	6.86	4.29	4.08	9.17	4.85
Zn CC-2.1		7.82	1.35	3.03	53.50	62.40	6.34	11.54	32.80	33.24
Zn CC-2.2		0.76	2.85	0.62	31.09	3.54	11.77	2.09	29.70	2.93
Zn CC-2.3		1.09	2.73	0.86	10.79	1.76	19.28	4.90	26.90	3.81
Zn M1		7.05	0.81	1.64	0.53	0.56	3.02	4.96	1.96	1.79
Zn M2		3.34	1.51	1.45	2.37	1.18	16.65	12.93	17.50	7.57
Tailing		57.23	0.34	5.59	0.23	1.96	3.11	41.44	2.74	20.33
Feeding		100.0	3.48	100.0	6.70	100.0	4.29	100.0	7.71	100.0
Pb	CC-2.1 + CC-2.2	5.29	49.36	75.04	8.53	6.74	4.76	5.86	18.88	12.96
	CC-2.1 + CC-2.2 + CC-2.3	5.93	45.11	76.80	9.07	8.02	4.79	6.62	18.31	14.07
	CC-2.1 + CC-2.2 + CC-2.3 + M2	10.01	28.01	80.54	9.96	14.88	4.59	10.70	14.58	18.93
	CC-2.1 + CC-2.2 + CC-2.3 + M2 + M1	22.72	13.31	86.82	8.44	28.61	4.19	22.14	10.30	30.34
Zn	CC-2.1 + CC-2.2	8.58	1.48	3.65	51.51	65.94	6.82	13.63	32.52	36.17
	CC-2.1 + CC-2.2 + CC-2.3	9.67	1.62	4.51	46.91	67.69	8.23	18.53	31.89	39.98
	CC-2.1 + CC-2.2 + CC-2.3 + M2	13.01	1.59	5.96	35.49	68.87	10.39	31.46	28.20	47.55
	CC-2.1 + CC-2.2 + CC-2.3 + M2 + M1	20.06	1.32	7.60	23.20	69.43	7.80	36.42	18.98	49.34
Total Concentrates		15.60	18.15	81.31	32.53	75.72	6.92	25.14	26.73	54.05
Total Floats		42.77	7.69	94.41	15.36	98.04	5.88	58.56	14.37	79.67

First-order kinetic modeling (Figure 3) was performed for both rougher and cleaner circuits. For the rougher circuits, k values of 0.5163 for Pb and 0.2884 for Zn represent an adequate flotation rate, balancing recovery with initial selectivity. In their respective cleaner circuits, both elements demonstrate significantly enhanced flotation kinetics, as evidenced by the high k values of 1.1216 for Pb and 0.9621 for Zn.

CONCLUSION

This study aimed to achieve selective flotation of a sulfide Pb–Zn ore through a series of systematically designed flotation tests. Initial characterization and solubility assessments revealed significant dissolution of Zn^{2+}, Fe^{2+}, and SO_4^{2-} ions, which adversely affected pulp chemistry and flotation selectivity by disturbing mineral surface charge, depleting collector availability, and altering reagent–mineral interactions (Wei et al., 2024; Bicak et al., 2018). Based on these findings, flotation parameters were optimized across four flowsheets.

The results showed that while Pb and Zn minerals exhibit inherent coflotation tendencies, primarily due to similar zeta potentials under flotation conditions and possible galvanic activation of sphalerite, selectivity can be significantly improved through targeted strategies (Cui et al., 2022). In particular, the use of Aerophine 3418 and PAX in the Pb circuit, combined with a multi-component Zn depressant ($ZnSO_4$ and P82), led to a substantial reduction in Zn import. The last test with the cleaner stages yielded a Pb concentrate with 45.11% grade and 76.80% recovery, and a Zn concentrate with 46.91% grade and 67.69% recovery. Washing the sample before flotation also helped to stabilizing the pulp environment by reducing soluble ion interference.

Substantially higher k values in the cleaner circuits, indicate a rapid upgrading, confirming that the circuit design and operating conditions effectively facilitate the selective recovery and purification of both Pb and Zn concentrates after initial rougher beneficiation. Overall, the study demonstrates that effective selective separation in complex sulfide systems is achievable through careful process design and reagent optimization.

REFERENCES

Antropova et al., (2024). Processing of Oxidized Lead–Zinc Ore by Co-Roasting with Pyrite-Bearing Ore. Laboratory of Chemistry and Technology of Natural Raw Materials, Baikal Institute of Nature Management,

Siberian Branch of the Russian Academy of Sciences, Ulan-Ude 670047, Russia.

Bicak et al., (2018). Modelling Effects of Dissolved Ions in Process Water on Flotation Performance. Hacettepe University Mining Engineering Department, Beytepe/Ankara 06800, Turkey.

Boujounoui et al., (2015). The Influence of Water Quality on the Flotation Performance of Complex Sulfide Ores Case Study at Hajar Mine, Morocco. CMG: Mining Company of Guemassa-Marrakech, Morocco.

Bulatovic, S. M., (2010). Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice. Flotation of Sulfides Ores. Ontario, Canada.

Corona-Arroyo et al., (2024). Pyrite Depression by Sodium Metabisulfite and Dextrin with Xanthates: Contact Angle, Floatability, Zeta Potential and IR Spectroscopy Studies. Mining, Metallurgical and Geological Engineering Department, Engineering Division, Guanajuato University. Ex-Hacienda de San Matías S/N. Guanajuato, Gto, 36020 México. Guanajuato 36000, México

Cui et al., (2022). Flotation Separation of Sphalerite from Galena Using Eco-Friendly and Effificient Depressant Pullulan. School of Minerals Processing and Bioengineering, Central South University, Changsha 410083, China.

Dichmann et al., (2001). The Role of Copper Ions in Sphalerite-Pyrite Flotation Selectivity. Department of Mining and Metallurgical Engineering, McGill University, Montreal, Que., H3A 2B2, Canada.

El-Shall et al., (1999). Role of Zinc Sulfate in Depression of Lead-Activated Sphalerite. Engineering Research Center for Particle Science and Technology, Department of Materials Science and Engineering, University of Florida, P.O. Box 116400, Gainesville, FL 32611, USA.

Foroutan et al., (2021). Critical Importance of pH and Collector Type on the Flotation of Sphalerite and Galena from a Low-Grade Lead–Zinc Ore. Department of Research and Development, Bama Mining Company, Isfahan 81747-54754, Iran

Liu et al., (2018). Current Situation on Flotation of Cu-Pb-Zn Sulfide Ore. Kunming University of Science and Technology, Kunming City, Yunnan Province, China.

Mavros et al., (1991). Innovations in Flotation Technology. Department of Chemistry, Aristotle University, Thessaloniki, Greece.

Mudd et al., (2016). The World's Lead-Zinc Mineral Resources Scarcity, Data, Issues and Opportunities. Ore Geology Reviews. Monash University, Clayton, VIC, 3800 Australia.

Nayak et al., (2021). Beneficiation of Lead-Zinc Ores – A Review. Indian Institute of Technology (Indian School of Mines), Dhanbad, India.

Panayotova, M., (2023). Control of Non-Ferrous Metal-Sulfide Minerals' Flotation via Pulp Potential. Department of Chemistry, Faculty of Mining Technology, University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski",

Boyan Kamenov Str. No 1, Sofia 1700, Bulgaria.

Runge, K., (2010). Laboratory Flotation Testing – An Essential Tool for Ore Characterization. Flotation Process Technology, Metso Minerals, Australia.

Sinche-Gonzalez et al., (2021). Understanding the Effect of Sulphate in Mining-Process Water on Sulfide Flotation. University of Oulu, Oulu Mining School, P.O. Box 3000, Oulu, Finland.

Wang et al., (2010). Flotation Technology. Handbook of Environmental Engineering, Volume 12. Lenox Institute of Water Technology, Lenox, MA, USA.

Wei et al., (2024). Sources, Performance and Mechanisms of Metal Ions in the Flotation Process of Copper, Lead, and Zinc Ores A Review. Kunming University of Science and Technology, Kunming 650093, China.

Wills and Napier-Munn, (2006). Wills' Mineral Processing Technology – An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery (7th ed.). Butterworth-Heinemann, Oxford, UK.

Yushina et al., (2022). Study of the Material Composition of Lead-Zinc Ore of the Shalkiya Deposit in order to Determine the Possibility of Its Processing. NUST MISiS College of Mining, Moscow, Russia.

Zieliński et al., (2000). Preferential Deportment of Low-Iron Sphalerite to Lead Concentrates. Corninco Research, P.O. Box 2000, Trail, B.C., Canada

FLOTASYON TESİSİ ATIKLARINDAN PLATİN GRUBU METALLERİN GERİ KAZANILMASI ÜZERİNE YAPILAN ÇALIŞMALAR

STUDIES ON RECOVERY OF PLATINUM GROUP METALS FROM FLOTATION PLANT TAILINGS

E. Ş. Ün [1,*], S.N. Duran [1], E. Samet [1], B. Köse [1], A. Buhur [1], E. Ulu [1]

[1] *Argetest Cevher Zenginleştirme, Ar-Ge ve Analiz Hizmetleri*
*(*Sorumlu yazar: sevvalun@argetest.com)*

ÖZ

Bu makale, platin grubu metaller (PGM) içeren flotasyon tesisi atıkları üzerinde yapılan geri kazanım çalışmalarını kapsamaktadır. Maden mikroskobu kullanılarak tesis atık numunesi üzerinde yapılan mineralojik incelemede, demir ve krom oksitli mineraller ile bakır sülfürlü mineraller tespit edilmiştir. Küpelasyon ve indüktif eşleşmiş plazma optik emisyon spektrometresi (ICP-OES) ile belirlenen kimyasal analiz sonucuna göre, numunenin PGE içerisinden 1,372 ppm Pd ve 0,617 ppm Pt ile değerli metal olarak 0,048 ppm Au içerdiği tespit edilmiştir. Deneysel çalışmalar için numunenin hazırlanması sırasında öğütme testi arkasından lazer tane sayımı (PSD) ile tane boyu dağılımı belirlenmiştir. Geri kazanım çalışmaları kapsamında ise flotasyon graviteyle kazanılabilir altın (GRG) hem tekil hem de kombine çalışmalar olarak yürütülmüştür. Flotasyon deneylerinde en uygun selektif reaktiflerin tespiti, GRG deneylerinde maksimum verimin elde edildiği santrifüj kuvveti ve atıkta kalan değerli metallerin kurtarılması üzerinde çalışmalar yapılmıştır. Yapılan deneysel çalışmalar sonucunda, kombine yöntemler kullanılarak tesis atığı numunesindeki değerli metaller %75-97 oranları arasında geri kazanılmıştır.

Anahtar Sözcükler: Değerli metaller, platin grubu metaller, flotasyon, GRG

ABSTRACT

This paper focuses on the recovery of platinum group metals (PGMs) from flotation plant tailings. A mineralogical analysis of the tailings sample using an ore microscope identified iron and chromium oxide minerals, along with iron and copper sulfides. Chemical analysis, conducted via fire assay and inductively coupled plasma-optical emission spectrometry (ICP-OES), determined that the sample contains 1.372 ppm Pd and 0.617 ppm Pt among the PGMs, as well as 0.048 ppm Au as a valuable metal. Prior to experimental studies, the sample underwent grinding tests, followed by laser particle size distribution (PSD) analysis. The recovery studies involved flotation and gravity-recoverable gold (GRG) tests, conducted both individually and in combination. The flotation tests aimed to determine the most selective reagents, the GRG tests optimized centrifugal force for maximum recovery of residual valuable metals from the tailings. As a result of the experimental studies, the combined methods achieved a recovery rate of 75–97% for the valuable metals contained in the plant tailings sample.

Keywords: Precious metals, platinum group metals, flotation, GRG

GİRİŞ

Paladyum, Pd işaretiyle bilinen, platine benzer, atom no:46 ve atom ağırlığı:106,42 olan element gruptaki metallerin en değerlisi olarak bilinmektedir (Philip 2004). Paladyum, Platin grubu metallerin (PGM'ler) en az yoğunluğa sahip olmasıyla birlikte en düşük erime noktasına sahiptir (Hammond 2004). Yüksek erime noktası, mükemmel korozyon direnci ve hidrojeni emme ve depolama yeteneği dahil olmak üzere benzersiz özelliklerinden dolayı çok sayıda endüstriyel uygulamaya sahiptir. Paladyum cevheri yatakları oldukça nadirdir ve genellikle düşük konsantrasyonlarda bulunur ve daha fazla işlenmeden önce konsantre edilmesi gerekir. Paladyum cevherini konsantre etmek ve diğer minerallerden ayırmak için flotasyon, gravite ile ayırma ve manyetik ayırma gibi çeşitli teknikler kullanılabilir.

Platin, Pt simgesi ile gösterilen element olup atom numarası 78'dir. Ağır, dövülebilen, sünek, grimsi beyaz renkli, geçiş metalleri grubunda kıymetli metallerdendir (Douglas, Etimoloji Sözlüğü). Platin en az reaktif metallerden biridir. Yüksek sıcaklıklarda bile korozyona karşı oldukça dirence sahiptir ve bu nedenle asil bir metal olarak kabul edilir (Hunt 1969). Platin doğal bir metal olarak ortaya çıkabilir, ancak çeşitli farklı mineraller ve alaşımlarda da ortaya çıkabilir (Vaccari 2002). Platin elementi mükemmel bir elektrik iletkenidir ve katalitik özelliklere sahiptir, bu da onu çeşitli kimyasal reaksiyonlarda faydalı yapar. Bu değerli platin minerallerini gang minerallerinden ayırmak için tipik olarak bir dizi kırma, öğütme ve yüzdürme adımlarıyla ilerlenir. Spesifik cevher özelliklerine ve istenen platin konsantresine bağlı olarak gravite ile ayırma, manyetik ayırma veya eritme gibi işlemlerde kullanılabilir.

Altın, Au (Latince *aurum'dan*) sembolü ile gösterilen ve atom numarası 79 olan yoğunluğu ise 19,3 g/cm^3 olan elementtir. Altının asitlere karşı dayanıklılığı, doğada serbest halde bulunabilmesi ve kolay işlenebilmesi gibi özellikleri, insanların ilk çağlardan beri ilgisini çekmiştir. Bu yüzden hiçbir zaman paslanmaz, kararmaz. Altın bütün bu özellikleriyle tarih boyunca en kıymetli metallerden sayılmıştır (Susan 2009).

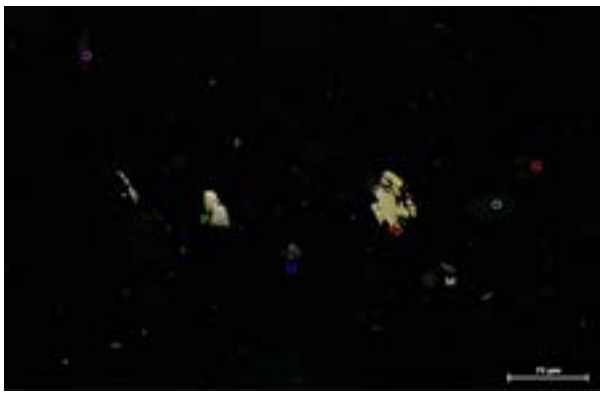
Platin grubu metaller (PGM; Pt, Pd, Rh vb.), otomotiv katalizörleri, elektronik cihazlar ve kimya endüstrisinde kritik uygulamalara sahip olmaları nedeniyle stratejik öneme sahiptir (IPA 2019). Doğal maden kaynaklarının sınırlı olması ve arz güvenliğinin artan önemi nedeniyle, flotasyon atıkları gibi ikincil kaynakların değerlendirilmesi günümüzde önemli bir araştırma alanı haline gelmiştir.

Son yıllarda yapılan derleme çalışmalar, flotasyonun hâlen PGM minerallerinin birincil ayırma yöntemi olduğunu ancak düşük liberasyon oranı, gang mineralleriyle kenetlenme ve reaktif seçiciliği gibi faktörlerin geri kazanımı sınırladığını vurgulamaktadır (Gupta ve Hanumantha, 2022; Mulaba, 2024). Bu nedenle, flotasyon sonrası atıklarda kalan değerli metallerin değerlendirilmesi için kombine yöntemlerin (ör. Flotasyon + GRG) kullanılması, yüksek verim ve seçicilik sağlamak adına önem taşımaktadır.

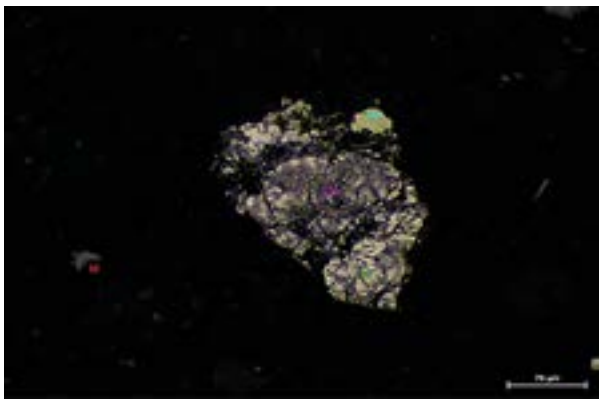
DENEYSEL ÇALIŞMALAR

Yapılan zenginleştirme testlerinin amacı atık numunesinden tenör ve yüksek verim ile değerli metalleri geri kazanma imkanlarının araştırılmasıdır. Bu amaca göre Flotasyon deneylerinde "Amerikan Denver D-12" tipi laboratuvar ölçekli flotasyon cihazı kullanılmıştır. Cihaz 4 litrelik kaba ve süpürme selülleri ile 2 ve 1 litrelik temizleme selüllerinden oluşmaktadır. Deneylerde rpm değerleri sırasıyla 1200 (Kaba ve süpürme) 1000 ve 800 (temizleme) olarak ayarlanmıştır. GRG deneylerinde ise Falcon marka 4 inç çapında SB ve C/UF hücreleri kullanılmıştır. Kaba devrelerde 300 G temizleme kademelerinde ise 200 G ve 100 G kuvvet uygulanmıştır. Yapılan deneyler ve izlenilen yöntemler detayları ile sırasıyla aşağıda belirtilmiştir;

Zenginleştirme çalışmaları kapsamında mineral karakterizasyonu için numunenin mineralojik petrografik kompozisyonu sırasıyla maden ve polarizan mikroskoplarında incelenmiştir. Numune için ince kesit yaptırılarak polarizan mikroskopta, parlak kesit yaptırılarak maden mikroskobunda incelenmiştir. Bu incelemeler sonucunda İnce kesitinin polarizan mikroskopta incelenmesinde bol miktarda mineral ve daha az kayaç parçaları gözlenmiştir. Bu cevher minerallerinden manyetit ve pirit dışındakiler yüzde oluşturmayacak kadar az oranlarda bulunmaktadır. (Şekil-1/b) Bu cevher minerallerinin çoğu serbest tanelidir. Ancak az da olsa yer yer kenetli taneler gözlenmiştir. Bazı pirotinlerde eser miktarda görülen mikron altı tanecikler olasılıkla nikel sülfür mineralleridir. (Şekil-1/a)



(a) Numunenin parlak kesitinin maden mikroskobundaki görünümde ortada krem renkli pirit (P) ağırlıklı tane üst kenarlarında daha koyu pirotin (Pi) ve sarımsı kalkopiritle (Kp) kenetlidir. Gri renkli götit (Go) damarcıkları sülfürlü cevherleşmeyi çeşitli yönlerde kat etmiştir. Sol orta kesimde koyu pembe renkli ufak manyetit (M) tanesi bulunmaktadır.



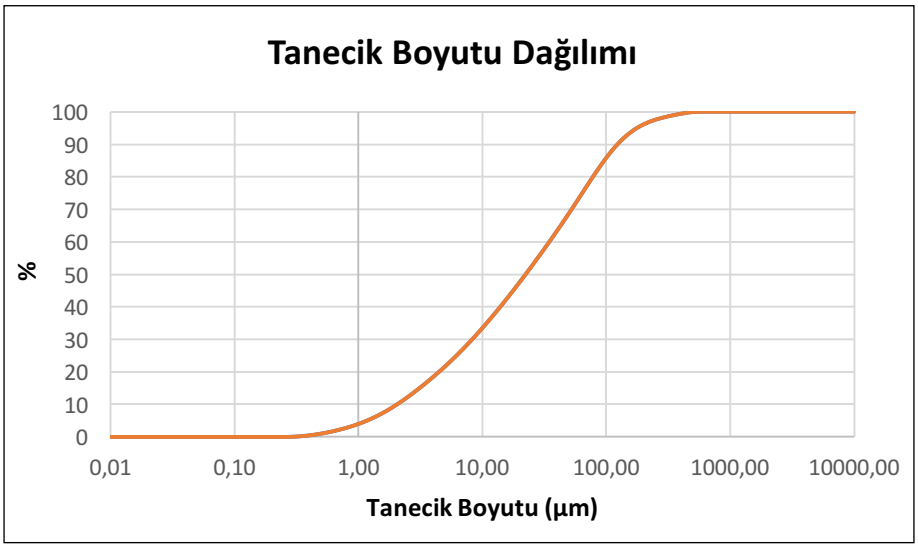
(b) *Numunenin parlak kesitinin maden mikroskobundaki görünümde çok koyu renklerdeki gang minerallerinin yanı sıra serbest taneler halinde koyu pembe renkli ufak manyetitler (M) sarı renkli kalkopirit (Kp) ve krem renkli pirit (P) izlenmektedir.*

Şekil 1. Orijinal numunenin maden mikroskop görünümleri

Numune içeriğindeki kimyasal kompozisyonun belirlenmesi amacıyla küpelasyon ve indüktif eşleşmiş plazma optik emisyon spektrometresi (ICP-OES) analizi yapılmıştır. Bu analizin detaylı sonuçları Çizelge-1'de sunulmuştur.

Çizelge-1. Küpelasyon ve ICP-OES kullanılarak yapılan kimyasal analizin detaylı sonuçları

Au	0,048	ppm	Na	0,81	%	Li	18,43	ppm
Pd	1,372	ppm	P	0,01	%	Mn	1137,00	ppm
Pt	0,617	ppm	S	0,53	%	Mo	<1	ppm
Al	4,45	%	SiO_2	30,33	%	Ni	2544	ppm
C	0,85	%	Ti	0,20	%	Pb	67	ppm
Ca	7,62	%	As	16	ppm	Rh	<0,005	ppm
Fe	13,08	%	Cu	637	ppm	Ru	<0,005	ppm
K	0,22	%	Ir	<0,005	ppm	Zn	187	ppm
Mg	7,35	%	La	<1	ppm			



Şekil 2:Giriş numunesine ait lazer tane sayımı cihazı tarafından verilen tane boyu dağılım grafiği

Giriş numunesinin lazer tane sayımı yöntemi ile belirlenen tane boyu dağılımı sonucuna göre flotasyon atık numunesinin tane boyunun d_{80} 80 µm olduğu belirlenmiştir ve bu verilere göre de deneyler yapılmıştır.

Deneysel Çalışmalar için Numune Hazırlama

Numune için lazer tane sayımı ve mineralojik analiz raporu dikkate alındığında numunenin serbestleşme boyutunun 80 mikron olduğundan deneysel çalışmalarda ilk etapta d_{80} -80 µm tane boyutunda ilerlenmiştir. Deneylerin ilerleyen aşamalarında numunenin farklı serbestleşme tane boylarında da deneyler yapılabilmesi için bilya beslemesi 25 cm çap ve 30 cm yüksekliğindeki kauçuk kaplı değirmende kritik hızı standart olarak 72 rpm olacak şekilde ve %30 katı oran ile öğütme testleri yapılmıştır.

Flotasyon Çalışmaları

Yapılan flotasyon deneylerinde "Amerikan Denver D-12" tipi laboratuvar ölçekli flotasyon cihazı kullanılmıştır. Kaba ve süpürme flotasyon devreleri dört litrelik selüllerde, temizlemeler ise iki ve bir litrelik selüllerde gerçekleştirilmiştir. Devir sayıları kaba ve süpürme devrelerinde 1200 rpm ve temizleme devrelerinde sırasıyla 1000 ve 800 rpm olarak alınmıştır.

Flotasyon deneylerinde PGM kazanmak için çeşitli toplayıcıların kullanıldığı ve farklı aşamalardan geçirilerek bir seri uygulama yapılmıştır. Bu uygulamalara göre;

Flotasyon Deneyi-1'de (FD-1) numunenin içeriğindeki değerli metalleri yüzdürmek için Aerophine 3418A toplayıcısı kullanılmıştır. Elde edilen Konsantre-2'nin (K2) hem tenör hem de verim olarak pik verdiği gözlemlenmiştir. Üçüncü ve dördüncü kademelerde ise sırasıyla pH'ları 9,08 ve 8,32 iken Maxgold 900 ve Aero 5100 reaktifleri çalışılmıştır. Flotasyon Deneyi-2'nin (FD-2) ilk kademesinde ise sülfürleyici reaktif kullanılmadan, sülfürlü minerallerin doğal yüzebilirlikleri öne çıkarılarak bir konsantre eldesi amaçlanmıştır. Bu amaçla canlandırıcı olarak oksalik asit ve dietiltriamin (DETA) kullanılmıştır. Reaktifler 4:1 oranında karıştırıldıktan sonra testin ikinci kademesinde pH değeri 8,97 iken beslenmiştir.

Flotasyon Deneyi-4'ün (FD-4) ilk kademesinde değerli metaller içeren oksitli cevherlerin flotasyonunda kullanılan ksantat cinsi toplayıcılarından SIBX + AM810 reaktifleri pH değeri 9 iken beslenip, etkileri incelenmiştir. Deneyin üçüncü kademesinde ise farklı ksantat cinsi toplayıcılarından TPG4+Aero3477 kullanılmıştır. Tüm bu bilgilerin ışığında, çalışmaların bir kısmı iri boyutlardaki değerli metallerin alınması ile

gerçekleştirilirken, diğer kısmında ise ikinci (re-grind) öğütme sonrası flotasyon yapılarak konsantre kazanımı hedeflenmiştir. Bu işlemin amacı ince tane boyutlarında ve kafes yapısında bulunan değerli metallerin atıktan geri kazanılmasıdır. FD-5 sonuçlarının incelenmesi sonucu atık üründe kalan metal içeriklerinin yer yer kenetlilik gösterdiği mineralojik analizlerle tespit edilmiştir. Bunun üzerine FD-5 aynı koşullarda tekrarlanarak Flotasyon Deneyi-6 (FD-6) gerçekleştirilmiş ve elde edilen batan ürünü d_{80} -38 µm olacak şekilde öğütülüp iki kademe yüzdürme yapılmıştır. Flotasyon Deneyi-7'de (FD-7), depresant olarak Aero 8860 GL aktivatör olarak $CuSO_4$, pH düzenleyici olarak Na_2CO_3 toplayıcı olarak ise SIBX+AM810+Aero 3477 kombinasyonu kullanılmıştır. Elde edilen kaba konsantre kademeli temizlemeye tabi tutulmuştur kademeler ilerledikçe reaktif dojazları azaltılmıştır. Son üç kademede yalnızca pH kontrolü sağlanmış ek reaktif eklenmemiştir. Böylelikle seçici flotasyon koşulları sağlanarak yüksek tenörlü konsantre elde edilmiştir.

Çizelge 2: Flotasyon Deneylerinin reaktif-sonuç karşılaştırma çizelgesi

İşlemler			Reaktifler					
Deneyler	Aşamalar	pH	$CuSO_4$	Na_2S	SIBX	Aero 3477	Aero 8860 GL	AM810
FD-1	Kaba Kons.	8,97	+	+	+	+	+	
FD-2	Kaba Kons.	9,00	+		+	+	+	
FD-3	Kaba Kons.	9,20	+		+		+	
FD-4	Kaba Kons.	9,01	+		+		+	+
FD-5	Kaba Kons.	9,00	+		+		+	+
	Nihai Kons.	9,18				+	+	
FD-6	Kaba Kons.	8,50	+		+		+	+
	Nihai Kons.	9,04			+		+	
FD-7	Kaba Kons.	9,00	+		+	+	+	+
	Nihai Kons.	9,02				+	+	
FD-8	Kaba Kons.	9,00	+		+	+	+	+
	Nihai Kons.	9,02				+	+	
FD-9	Kaba Kons.	9,00	+		+	+	+	+
	Nihai Kons.	9,04				+	+	
FD-10	Kaba Kons.	9,00	+		+	+	+	+
	Nihai Kons.	9,04				+	+	

Çizelge 3: Tüm Flotasyon Deneylerinin karşılaştırma sonuç çizelgesi

İşlemler		Ürünler					
	Pt		Pd		Au		
Deneyler	Aşamalar	Tenör (ppm)	Verim (%)	Tenör (ppm)	Verim (%)	Tenör (ppm)	Verim (%)
FD-1	Kaba Konsantre-1	0,19	5,95	0,63	8,49	0,01	6,14
FD-2	Kaba Konsantre-1	2,18	29,96	6,16	35,96	0,24	64,35
FD-3	Kaba Konsantre-1	1,73	25,78	4,16	27,41	0,18	38,13
FD-4	Kaba Konsantre-1	1,43	32,88	3,29	32,85	0,14	45,09
FD-5	Kaba Konsantre	1,93	34,77	3,90	30,71	0,18	45,83
	Nihai Konsantre-1	7,61	10,94	16,95	10,63	1,31	26,20
FD-6	Kaba Konsantre	1,10	38,64	2,72	42,32	0,11	60,93
	Nihai Konsantre-1	3,71	18,75	9,85	21,97	0,55	43,28
FD-7	Kaba Konsantre	0,70	84,08	1,72	85,91	0,07	81,70
	Nihai Konsantre-1	4,25	47,03	10,23	47,46	0,57	61,36
FD-8	Kaba Konsantre	0,91	41,65	2,43	51,34	0,12	94,75
	Nihai Konsantre-1	4,86	19,78	12,32	23,06	1,02	73,77
FD-9	Kaba Konsantre	0,99	69,94	2,45	76,71	0,07	81,77
	Nihai Konsantre-1	4,33	37,36	11,38	43,58	0,45	63,33
FD-10	Kaba Konsantre	1,01	72,20	2,54	76,38	0,08	81,58
	Nihai Konsantre-1	4,13	37,67	11,22	43,10	0,47	63,82

Gravimetrik Ayırma (GRG) Çalışmaları

Deney çalışmalarının başlangıcında ilk olarak numuneden alınan temsili örnek, farklı deneylerde değişik G oransal santrifüj kuvvetine sahip Falcon cihazına beslenmiştir. Bu çalışmalar 4 inç genişliğinde ve çok ince tanelerle **(C/UF)** çalışma özelliğine sahip sürekli hücre ve 4 inç genişliğinde Semi-Batch **(SB)** hücre ile yapılmıştır. Bu kapsamda hücre tipleri hariç tüm koşullar aynı tutularak paralel iki GRG çalışması yapılmıştır. Bu çalışmaların ilkinde SB hücresi kullanılırken ikinci deneyde C/UF hücresi kullanılmıştır. Bu deneylere ait kaba devreler 300 G oransal santrifüj kuvvetinde çalışılmıştır.

Elde edilen konsantre ürünleri ise sırasıyla 200 G ve 100 G oransal santrifüj kuvvetlerinde temizleme devrelerine beslenmiştir. Üçüncü deneyin kaba devresi için C/UF hücresi kullanılarak 300 G oransal santrifüj kuvvetinde çalışılmıştır. Daha sonra temizleme kademelerinde hücre tipi değiştirilerek SB hücresine geçilmiş

ve yine 200 G ve 100 G oransal santrifüj kuvvetlerinde deneyler tamamlanmıştır. Deneyler sonucunda elde edilen konsantre ürünlerde değerli metal oranlarının arttığı, atıklarda ise metal tenörünün önemli ölçüde azaldığı belirlenmiştir. Özellikle SB hücresinde yapılan deneylerde daha seçici bir ayrım sağlanırken, C/UF hücresi daha yüksek verim sunmuştur. Bu durum, farklı hücre tiplerinin kombine edilmesinin hem verim hem de seçicilik açısından avantaj sunduğunu göstermektedir.

Ardışık Yöntemler (Kombine) ile Yapılan Çalışmalar

Flotasyon Deneyi Sonrası Yapılan GRG Çalışmalar

Flotasyon yöntemiyle alınamayan ve deney sonrası atıkta kalan kıymetli metal içeriğini gang mineralleri ile olan yoğunluk farkından yararlanıp geri kazanmak amacıyla Flotasyon Deneyi-9'un atığından alınan temsili örnekle GRG testi yapılmıştır. Bu amaçla alınan örnek öncelikle 300 G oransal santrifüj kuvvetindeki 4'' SB başlıklı GRG hücresine beslenmiştir. Daha sonra alınan konsantre aynı başlığın 200 G oransal santrifüj kuvvetinde temizlenmiştir.

Çizelge 3: Flotasyon + GRG deneylerinin kümülatif sonuç çizelgesi

Deney	Ürün		Pt		Pd		Au	
	Cinsi	Ağırlık (%)	Tenör (PPM)	Verim (%)	Tenör (PPM)	Verim (%)	Tenör (PPM)	Verim (%)
Flotasyon	Nihai Konsantre	6,09	4,248	45,27	10,230	47,73	0,565	55,24
	Ara Ürün-1	24,82	0,189	8,20	0,458	8,70	0,010	3,98
	Ara Ürün-2	15,47	0,222	6,01	0,603	7,14	0,008	1,99
	Ara Ürün-3	9,37	0,297	4,87	0,863	6,19	0,016	2,41
	Ara Ürün-4	5,30	0,594	5,50	1,403	5,69	0,038	3,23
	Ara Ürün-5	2,19	1,091	4,18	2,521	4,22	0,071	2,49
	Ara Ürün-6	2,53	1,563	6,91	3,475	6,72	0,104	4,22
GRG	Konsantre (200 G)	4,33	0,519	3,93	0,741	2,46	0,308	21,40
	Ara Ürün (200 G)	3,98	0,320	2,23	0,501	1,53	0,040	2,55
	Atık (300G)	25,91	0,285	12,91	0,485	9,62	0,006	2,49
Giriş		100,00	0,572	100,00	1,306	100,00	0,062	100,00
Flotasyon Nihai Kons. + GRG Konsantre		10,43	2,699	49,20	6,287	50,18	0,458	76,64

Kombine çalışmalarda flotasyon deneyinin atık ürünü ile yapılan GRG deneyinin kümülatif sonuçları dikkate alındığında, çizelgeden görüldüğü gibi, platinin %87,09'u, paladyumun %90,38'i ve altının %97,51'i atıktan geri kazanılmıştır.

SONUÇLAR

Numune üzerinde yapılan kimyasal analiz sonuçlarına göre, giriş harman numunesinin 0,559 g/t Pt, 1,283 g/t Pd, 0,048 g/t Au içerdiği belirlenmiştir. Bu sonuçlara göre flotasyon atık numunesinden yüksek tenör ve verim ile değerli metalleri geri kazanmak için farklı yöntemler ile deneysel çalışmalar yapılmıştır. Bu çalışmalara göre; İlk olarak flotasyon deneyleri ile PGM kazanılmaya çalışılmıştır. Bu deneylerde farklı reaktiflerin ve kademelerin uygulandığı 10 adet flotasyon deneyi yapılmıştır. Yapılan deneyler içerisinden FD-7 diğer flotasyon deneylerine göre en verimli deney olarak belirlenmiştir. Deney kapsamında yapılan kaba devre koşullamasında depresant olarak Aero 8860 GL ve aktivatör olarak $CuSO_4$ reaktifleri kullanılmıştır. Daha sonra Na_2CO_3 kullanılarak pH 9'a çıkarılmış ve SIBX+AM810+Aero 3477 toplayıcı kombinasyonu ile değerli metal içeriğinin konsantreye toplanması sağlanmıştır. Aynı zamanda yüksek tenör ve verim eldesi için Dowfroth 250 ve MIBC köpürtücüleri 1:1 oranında karıştırılarak kullanılmıştır. Elde edilen kaba konsantre, 6 kademe temizlemeye tabi tutulmuştur. Temizleme kademeleri sırasında reaktifler, kaba devrelerde kullanılan reaktiflerin dozajlarının azaltılarak eklenmesi ile çalışılmıştır. Son 3 kademede ise yalnızca Na_2CO_3 eklentisi ile pH stabilizasyonu sağlanmış, herhangi ek bir reaktife ihtiyaç duyulmamıştır. Tüm bu reaktif kombinasyonları sayesinde zenginleştirilmesi istenen değerli metal içerikleri yüksek verim değerleri ile konsantre olarak elde edilmiştir. FD-7'de elde edilen nihai konsantre tenörleri 10,230 g/t Pd (%47,46 verimle), 4,248 g/t Pt (%47,03 verimle) ve 0,565 g/t Au (%61,36 verimle) sonuçlanmıştır. Bu deneyin sonucunda ise, platinin %84,08'i, paladyumun %85,91'i ve altının %81,70'i atıktan geri kazanılmıştır. Bu verilere göre son iki deney için optimum şartlar ve miktarlar belirlenmiş ve bu amaçla iki paralel deney (FD-9 ve FD-10) yapılmıştır. FD-9 sonucu elde edilen atık ürünü ile Flotasyon+GRG kombine çalışmalarına devam edilmiştir. FD-10 ise kalite kontrol amaçlı yapılmıştır.

İkinci faz çalışmaları olarak gerçekleştirilen GRG çalışmalarında ise elde edilen nihai konsantrenin tenörleri 1,855 g/t Pd (%30,89 verimle), 0,933 g/t Pt (%33,69 verimle) ve 0,066 g/t Au (%43,92 verimle) sonuçlanmıştır. Bu deney sonucuna göre platinin %89,08'i, paladyumun %84,27'si ve altının %89,37'si atıktan geri kazanılmıştır. Numune üzerinde yapılan her çalışma ayrı ayrı değerlendirildikten sonra flotasyon yöntemi ile alınamayan deney sonrası atıkta kalan kıymetli metal içeriğini yoğunluk farkından yararlanarak geri kazanmak amacıyla FD-9'un atığından alınan temsili örnek ile GRG çalışmaları yapılmıştır. "Flotasyon + GRG" kombine deneyleri sonucunda ise Çizelge-3'te de görüldüğü gibi; platinin %87,09'u, paladyumun %90,38'i ve altının %97,51'i atıktan geri kazanılmıştır. Tüm bu sonuçlar neticesinde flotasyon tesis atığı numunesinde yapılan deneylerde "Flotasyon + GRG" kombine deneyler en başarılı deneyler olmuştur.

KAYNAKLAR

McHenry, Charles, (Ed.) (1992). The New Encyclopedia Britannica. 3 (15 bas.). Chicago: Encyclopedia Britannica, Inc. s. 612. ISBN 978-0-85229-553-3.

Vaccari, JA; Clauser, HR; Brady, GS (2002). Malzeme el kitabı: yöneticiler, teknik profesyoneller, satın alma ve üretim yöneticileri, teknisyenler ve denetçiler için bir ansiklopedi (15. baskı). McGraw-Hill. ISBN 9780071360760.

Ball, Philip (2004). The elements : a very short introduction. Oxford: Oxford University Press. ISBN 978-0192840998.

A Niece, Susan (senior metallurgist in the British Museum Department of Conservation and Scientific Research) (15 Aralık 2009). Gold. Harvard University Press. s. 10. ISBN 978-0-674-03590-4.

Hammond, CR (2004). "Elementler". Kimya ve Fizik El Kitabı (81. basım). CRC basını

Harper, Douglas. "platin". Çevrimiçi Etimoloji Sözlüğü.

IPA, 2019. 'PGM Bilgi Notları. Platin Grubu Metallerinin Birincil Üretimi'. Uluslararası Platin Grubu Metaller Birliği.

Gupta, A., & Hanumantha Rao, K. (2022). Flotation of platinum group minerals: A critical review. Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review, 43(9), 679–701.

Mulaba-Bafubiandi, A. F., Ntuli, F., & Simate, G. S. (2024). Advances in flotation of platinum group minerals: Challenges and future perspectives. Minerals, 14(9), 924.

FLOTASYONDA KABARCIKLARIN YAPAY ZEKA TEKNİKLERİYLE AKILLI GÖRÜNTÜLENMESİ VE ANALİZİ

SMART IMAGING AND ANALYSIS OF IN FLOTATION FROTHS USING ARTIFICIAL INTELLIGENCE TECHNIQUES

H. Çınar [1], *, A. Harzanak [2]

1 Demir Export A.Ş., ArGe Müdürlüğü, Lider Veri Bilimci
2 Demir Export A.Ş., ArGe Müdürlüğü, Madencilik Proje Yöneticisi
(*Sorumlu Yazar: haydarc@demirexport.com)

ÖZET

Bu çalışma, flotasyon süreçlerinde kabarcık davranışını izlemek ve analiz etmek amacıyla geliştirilen, ileri düzey ve uygulamaya dönük bir görüntüleme sistemini tanıtmaktır. Sistem; optimize edilmiş kamera düzeneği ve kontrollü LED aydınlatma ile köpük yüzeyinin net ve yüksek kaliteli görüntülerini elde etmeye olanak tanımaktadır. Farklı işletme koşullarında kabarcık özelliklerinin güvenilir biçimde tespit edilebilmesi için çeşitli aydınlatma teknikleri test edilmiştir.

Sistemden elde edilen görüntüler, yapay zeka tabanlı yöntemlerle işlenerek kabarcıkların boy, şekil, renk ve akış hızı gibi temel özellikleri otomatik olarak tanımlanmakta ve ölçülmektedir. Bu parametreler flotasyon performansının kritik göstergeleri olarak değerlendirilebilir.

Analiz doğruluğunu artırmak amacıyla görüntü verileri detaylı açıklama (annotasyon) ve segmentasyon süreçlerinden geçirilmekte, böylece bireysel kabarcıkların zaman içerisindeki takibi ve değerlendirmesi mümkün olmaktadır. Ölçümler yüksek hassasiyetle gerçekleştirilirken, köpük fazındaki kabarcık hareketlerinin ve dinamiklerinin anlaşılması için optik akış analizi kullanılmaktadır.

Geliştirilen bu sistem, gerçek zamanlı köpük izleme için esnek ve ölçeklenebilir bir platform sunmakta olup hem araştırma hem de tesis ölçekli flotasyon kontrol uygulamaları için önemli potansiyel taşımaktadır. Çalışmadan elde edilen bulguların, gerçek zamanlı kabarcık özelliklerine dayalı olarak verim, tenör ve genel devre performansını optimize eden yeni nesil flotasyon kontrol sistemlerinin geliştirilmesine katkı sağlaması beklenmektedir.

Anahtar Kelimeler: Köpük analizi, görüntü işleme, örnek segmentasyonu, kabarcık özellikleri

ABSTRACT

This study introduces an advanced and application-oriented imaging system developed to monitor and analyze froth behavior in flotation processes. The system, equipped with an optimized camera setup and controlled LED illumination, enables the acquisition of clear and high-quality images of the froth surface. Various lighting techniques were investigated to ensure reliable detection of froth characteristics under different operating conditions.

The images obtained from the system are processed using artificial intelligence-based methods to automatically identify and measure key bubble properties such as size, shape, color, and velocity. These parameters can be regarded as critical indicators of flotation performance.

To improve analysis accuracy, image data undergo detailed annotation and segmentation procedures, allowing for the tracking and evaluation of individual bubbles on the froth surface over time. Measurements are carried out with high precision, while optical flow analysis is employed to better understand froth movements and dynamics within the froth phase.

The developed system provides a flexible and scalable platform for real-time froth monitoring and holds significant potential for both research and plant-scale flotation control applications. The findings of this study are expected to contribute to the development of next-generation flotation control systems that optimize recovery, grade, and overall circuit performance based on real-time froth characteristics.

Keywords: Froth analysis, image processing, instance segmentation, bubble properties

GİRİŞ

Flotasyon, özellikle metalik cevherlerin zenginleştirilmesinde yaygın olarak kullanılan, oldukça karmaşık ve çok değişkenli bir zenginleştirme yöntemidir (Fuerstenau & Han, 2003). Bu yöntem, yüzey özellikleri farklılık gösteren minerallerin birbirinden ayrılmasına dayanır. Hidrofobik mineraller kabarcıklara tutunarak köpük fazına taşınırken, hidrofilik mineraller çözelti içinde kalır. Bu ayrım mekanizması; pH, reaktif türü ve dozajı, karıştırma hızı, hava akış hızı gibi birçok parametreye duyarlıdır. Flotasyon işleminin verimliliği, bu parametrelerin optimize edilmesiyle doğrudan ilişkilidir ve prosesin doğru bir şekilde izlenmesi ve kontrol edilmesi büyük önem taşır (Yianatos, 2007).

Flotasyon hücrelerinde oluşan köpük fazı, sistemin genel durumu hakkında kritik bilgiler sunar. Kabarcıkların boyu, şekli, hareket hızı, yoğunluğu ve renk dağılımı; hava dağılımı, yüzey stabilitesi, reaktif etkisi ve mineral ayrışması gibi çok sayıda prosese dair ipucu barındırır (J. Liu et al., 2016). Bu nedenle köpüklerin fiziksel ve kimyasal özelliklerinin izlenmesi, hem akademik araştırmalarda hem de endüstriyel kontrol sistemlerinde önemli bir araştırma konusudur (Aldrich & Marais, 2007). Ancak köpük davranışı oldukça dinamik ve kısa ömürlü olduğundan, klasik gözleme dayalı değerlendirmelerle bu özellikleri güvenilir ve sürekli şekilde ölçmek çoğu zaman mümkün değildir.

Son yıllarda görüntüleme sistemlerinin ve yapay zekâ temelli analiz tekniklerinin gelişimi, proses izleme alanında yeni olanaklar sunmuştur (Dong et al., 2019). Literatürde, flotasyon köpüğünün görüntü işleme teknikleriyle analizine yönelik çeşitli çalışmalar yer almaktadır. Bazı çalışmalar köpük boyut dağılımını belirlemeye odaklanırken (Yang et al., 2015), bazıları köpük yoğunluğu veya yüzey pürüzlülüğü gibi parametreleri değerlendirmiştir (C. Liu et al., 2020). Bununla birlikte, bu çalışmaların büyük bir kısmı sınırlı çözünürlükte çalışmakta, gerçek zamanlı analiz kapasitesine sahip olmamakta ya da yalnızca sabit laboratuvar koşullarında uygulanabilir çözümler sunmaktadır. Ayrıca, köpüklerin bireysel takibi, hareket analizleri ve renk temelli ayrımlar gibi çok boyutlu analizlerin birlikte yürütüldüğü sistem sayısı oldukça sınırlıdır (Xie et al., 2021).

Bu çalışma; köpük görüntüleme ve analizine yönelik uçtan uca bir sistem tasarımı, geliştirilmesi ve uygulanmasını kapsamaktadır. Sunulan yaklaşım, yalnızca yüksek doğrulukta görüntü işleme değil, aynı zamanda proses kontrolüne doğrudan entegre edilebilecek şekilde ölçeklenebilirlik ve sahaya uyum özellikleriyle de öne çıkmaktadır. Elde edilen bulguların, flotasyon gibi karmaşık proseslerin daha etkin izlenmesi ve kontrol edilmesine katkı sunarak, hem geri kazanım verimliliği hem de ürün kalitesinde iyileştirmeye katkı sağlayacağı öngörülmektedir.

YÖNTEM

Bu çalışmanın özgün yönü, gerçek zamanlı çalışabilen, modüler yapıda tasarlanmış ve çevresel koşullara uyum sağlayabilen bir köpük izleme sisteminin geliştirilmesidir. Geliştirilen sistem; kamera donanımı, optimize edilmiş LED aydınlatma yapısı ve ileri düzey görüntü işleme algoritmalarını bir araya getirerek köpüklerin fiziksel, renk ve hareket özelliklerini yüksek doğrulukla analiz etmektedir. Bu kapsamda geliştirilen yapay zekâ algoritmaları, köpüklerin örnek segmentasyonu (instance segmentation) yoluyla bireysel olarak izlenmesini, özelliklerinin çıkarılmasını ve zamana bağlı olarak davranışlarının analiz edilmesini mümkün kılmaktadır.

Görüntüleme sistemlerinin etkin bir şekilde çalışabilmesi için kamera ve ışıklandırma ekipmanlarının entegre bir şekilde tasarlanması, çevresel koşullara karşı koruyucu bir altyapı gereksinimini ortaya çıkarmıştır. Bu altyapı, hem görüntüleme cihazlarının çevresel faktörlerden (örneğin, sıvı teması, fiziksel darbeler, sarsıntı) korunmasını temin etmeli hem de ışığın doğru bir şekilde odaklanmasını sağlayacak bir platform sunmalıdır. Bu doğrultuda, görüntüleme sisteminin çevresel etkilere karşı dayanıklılığını artırmak ve sabit bir şekilde konumlandırılmasını sağlamak amacıyla özel bir stant tasarımı geliştirilmiştir.

Yapılan ön çalışmalar sonucunda, görüntüleme standının ışığı dağıtmadan homojen ve odaklanmış bir şekilde toplaması gerektiği sonucuna varılmıştır. Bu amaçla, silindirik bir tasarım geliştirilmiş, böylece, ışık düzgün bir şekilde yönlendirilerek, görüntü kalitesi optimize edilmiştir.

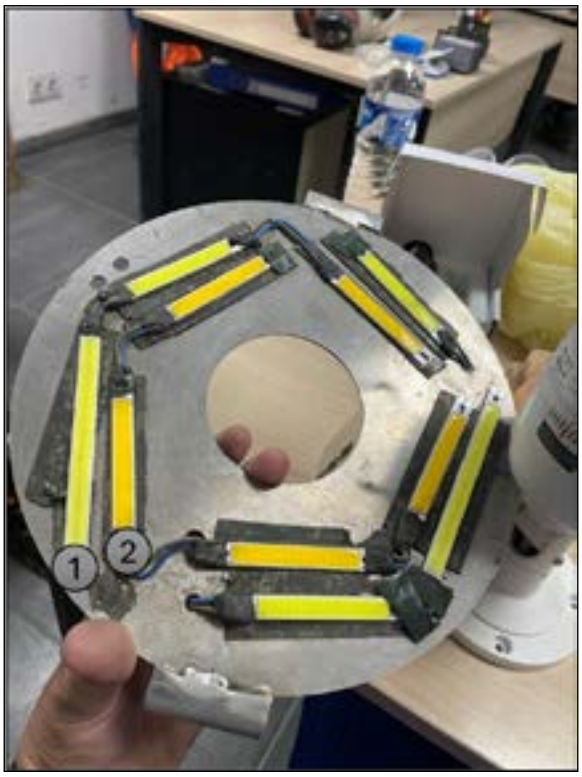


Şekil 1. Görüntüleme standı

Köpüğün yüzey özelliklerinin doğru bir şekilde tespit edilebilmesi, ışıklandırma koşullarının kalitesine bağlıdır. Bu amaçla, farklı LED ışıklandırma sistemleri üzerinde kapsamlı deneyler gerçekleştirilmiş, çeşitli renk sıcaklıkları test edilmiş ve bu sıcaklıkların köpük görüntüleme üzerindeki etkileri ayrıntılı bir şekilde değerlendirilmiştir.

Şekil 2'de gösterilen düzenlemede, iki sıra halinde dairesel olarak yerleştirilmiş LED ışık kaynakları kullanılmıştır. Sonuçlar, tek bir renk sıcaklığına sahip LED'lerin kullanımının, köpük görüntüleme için yeterli olmadığını ortaya koymuştur.

Bu bulgular ışığında, iki sıra LED'lerin birlikte kullanılmasına karar verilmiştir. Böylece, lumen değeri artırılarak gölgelerin büyük ölçüde azalması sağlanmış, ancak bazı bölgelerde kısmi gölgelerin varlığı devam etmiştir.



Şekil 2. Işıklandırma düzeneği

Şekil 2'te gösterilen ışıklandırma sistemi, bir süre boyunca test edilmiş ve bu süre zarfında çeşitli performans değerlendirmeleri yapılmıştır. Ancak, uzun süreli kullanımlarda, sistemde performans kayıpları gözlemlenmiştir. Yapılan incelemeler, patlayan köpüklerden sıçrayan palpın, ışıklandırma sistemi üzerinde kirlenmeye neden olduğu ve bu durumun görüntü kalitesini olumsuz etkilediği görülmüştür (Şekil 3).



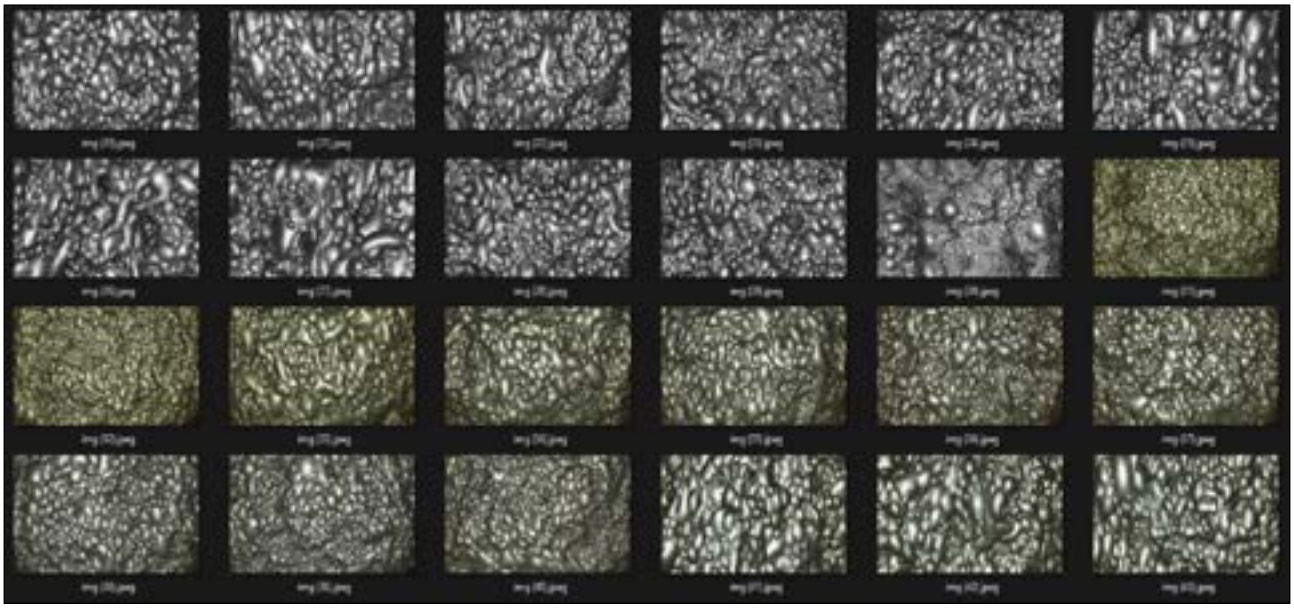
Şekil 3. Işıklandırma düzeneği – kirlenme

Bu sorunları çözmek amacıyla, ışıklandırma sisteminin yenilenmiş, endüstriyel kullanıma uygun mini projektörler tercih edilmiştir. Bu projektörler, yüksek ışık yoğunluğu sunmaları ve çevresel koşullara karşı dayanıklı olmaları nedenleriyle seçilmiş ve bir LED difüzör katmanı ile kullanılmıştır.

Köpük görüntüleme kalitesini etkileyen bir diğer önemli unsur, görüntü alımı için kullanılan kameradır. İlk aşamada, farklı çözünürlüklere sahip kameralar test edilmiştir. Bu kameralar arasında, gelişmiş iris ayarı ve beyaz dengesi özelliklerine sahip olan 5 MP çözünürlüklü bir model tercih edilmiştir.

Kamera ve ışıklandırma sisteminin kurulumu tamamlandıktan sonra, veri analizi çalışmalarına geçilmiştir. Bu aşamada, köpüklerin karakteristik özelliklerinin yapay zekâ algoritmaları aracılığıyla doğru tanımlanabilmesi için, algoritmanın köpük yapılarını etkin bir şekilde tanıması gerekmiştir. Veri analizi sürecinin başlangıç noktası olarak, köpüklerin ayırt edici özelliklerini doğru bir şekilde yansıtacak yüksek çözünürlüklü görüntüler toplanmıştır.

Görüntü örneklemi oluşturulurken, işletme ortamında karşılaşılabilecek çeşitli koşulların ve farklı operasyonel parametrelerin eksiksiz bir şekilde temsil edilmesi kritik bir öneme sahiptir. Bu doğrultuda, farklı cevher türleri, değişken kimyasal dozajları ve diğer operasyonel koşullarda köpük görüntüleri kaydedilmiştir. Toplanan bu görüntüler, hem farklı koşulları kapsayacak şekilde çeşitlilik göstermeli hem de analiz süreçlerinin doğruluğunu artıracak bir temsil gücü sunmalıdır. Bu amaçla, toplamda yaklaşık 300 köpük görüntüsü elde edilmiştir (Şekil 4).

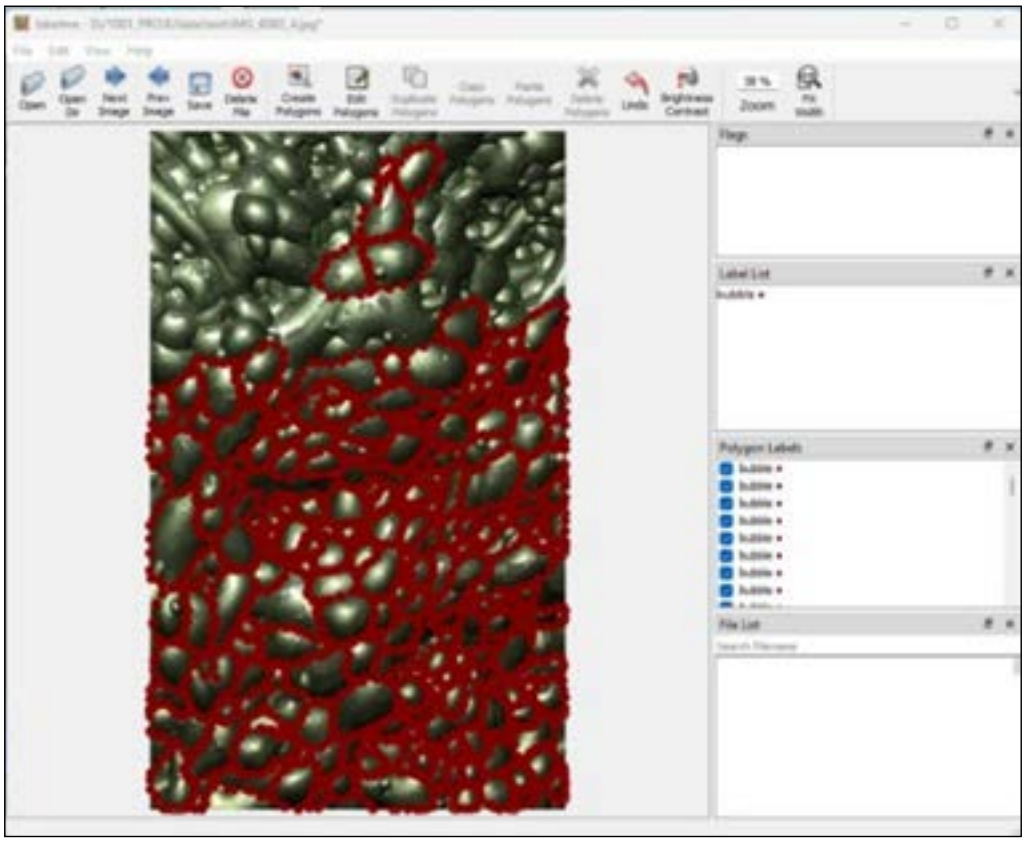


Şekil 4. Görüntü örneklemi

Bu görüntüler içerisinden, veri analizi için uygun olduğu değerlendirilen ve kitleyi temsil etme potansiyeline sahip 70 adet görüntü, ayrıntılı etiketleme işlemi için seçilmiştir. Etiketleme süreci, köpüklerin algoritma tarafından doğru bir şekilde tanınmasını sağlamak açısından hayati rol oynamaktadır. Bu işlem, her bir köpük kabarcığının sınırlarının hassas bir şekilde belirlenmesini ve uygun şekilde sınıflandırılmasını sağlamaktadır.

Köpük görüntülerinin etiketlenmesi sürecinde, Python tabanlı açık kaynak bir yazılım olan etiketleme (labelme) kullanılmıştır. Bu araç, köpük görüntülerinin hassas ve doğru bir şekilde etiketlenmesini sağlayarak yapay zekâ algoritmalarının, köpüklerin karakteristik özelliklerini öğrenmesi için gerekli temel veri setini oluşturmuştur. Etiketleme işlemi, algoritmanın köpükleri doğru bir şekilde tanımlayabilmesi ve her bir köpük tanesinin sınırlarının net bir şekilde ayırt edilebilmesi açısından temel bir öneme sahiptir. Şekil 5'te, örnek bir köpük görüntüsünün büyük kısmının etiketlenmiş hali verilmiştir.

Etiketleme işlemi, her bir köpüğün piksel düzeyinde ayrıntılı bir şekilde işaretlenmesini gerektirdiğinden oldukça zaman alıcı ve emek yoğun bir süreçtir. Bu nedenle işlem, yüksek doğruluk elde etmek için büyük bir özenle yürütülmüş ve her görüntü kapsamlı bir şekilde analiz edilmiştir. Etiketlenmiş veriler, algoritmanın eğitim sürecinde kullanılarak köpük özelliklerinin etkin bir şekilde tespit edilmesini ve tahmin süreçlerinin verimli hale getirilmesini sağlamıştır.



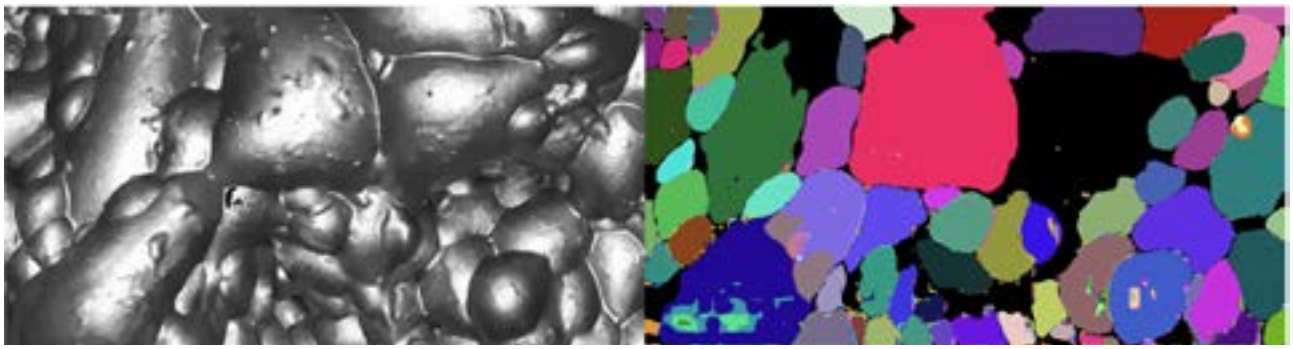
Şekil 5. Etiketleme (labelme) uygulama görüntüsü

Etiketleme işleminin tamamlanmasının ardından, 70 adet köpük görüntüsünden 17 adeti (%25), modelin doğruluğunu değerlendirmek amacıyla rastgele seçilerek test verisi olarak ayrılmıştır. Kalan 53 görüntü ise, köpük tespiti için geliştirilen modellerin eğitimi için kullanılmıştır. Bu eğitim verileri, algoritmanın köpüklerin özelliklerini doğru bir şekilde öğrenmesini sağlayarak, köpük tespit süreçlerinde yüksek başarı oranları elde edilmesine katkıda bulunmuştur. Bu strateji, modelin hem eğitim hem de test aşamalarında dengeli ve tutarlı bir performans sergilemesini temin etmek amacıyla tasarlanmıştır.

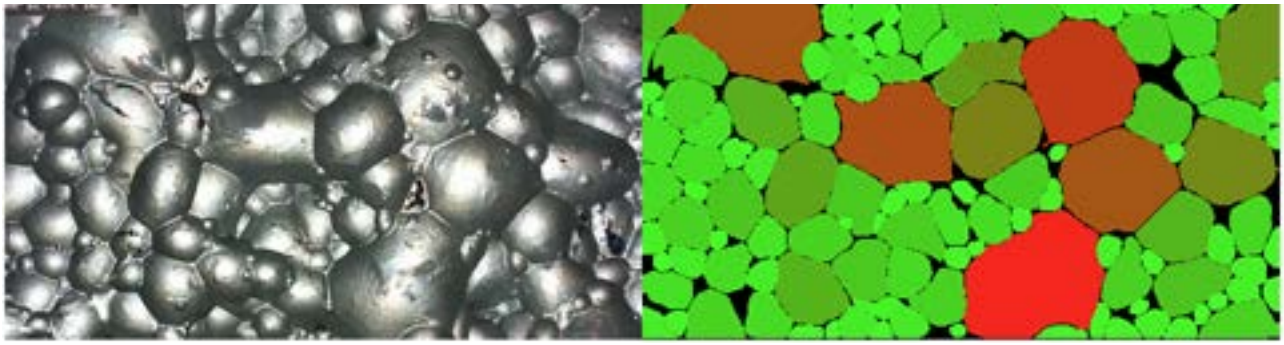
Köpüklerin doğru bir şekilde tespit edilmesi için segmentasyon işlemi uygulanması gerekmiştir. Her bir köpüğün bireysel özelliklerinin analiz edilmesi gerektiğinden, Instance Segmentation (örnek segmentasyonu) yaklaşımı benimsenmiştir. Örnek segmentasyonu, bir görüntüdeki nesneleri hem sınıflandıran hem de her bir nesnenin piksel düzeyinde tam şeklini belirleyen gelişmiş bir görüntü işleme tekniğidir. Bu yöntem, aynı sınıfa ait olsa bile her bir köpüğü ayrı ayrı tanımlayarak, piksel bazında sınırlarını hassas bir şekilde belirlemeye olanak sağlamaktadır.

Deneyler sırasında, açık kaynak kodlu modeller kullanılmıştır. Bu modeller, köpüklerin tespiti ve segmentasyonu için farklı algoritmik yaklaşımlar sunmaktadır. Her bir model, çeşitli performans ölçütlerine göre değerlendirilmiş ve köpüklerin doğru bir şekilde tanımlanması için en uygun olanı belirlenmeye çalışılmıştır. Bu segmentasyon modelleri, köpüklerin dinamik ve sürekli değişen yapısını etkili bir şekilde analiz etme kapasiteleriyle, çalışmanın başarısında kilit bir rol oynamıştır.

Sonuç olarak kullanılan modeller, hız, doğruluk ve bellek kullanımı açısından dengeli ve güçlü bir performans sergilemiştir. Etiketlenmiş köpük görüntüleri üzerinde gerçekleştirilen denemeler, bu modellerin teorik değerlendirmelerle uyumlu sonuçlar verdiğini doğrulamıştır. Bu nedenle, proje gereksinimlerine uygunluğu, yüksek doğruluk ve performans avantajları göz önünde bulundurulduğunda, seçilen modeller en uygun çözüm olarak değerlendirilmiştir (Şekil 6 ve Şekil 7, sırasıyla Model 1 ve Model 2'nin sonuçları).



Şekil 6. Model 1 model çıktısı



Şekil 7. Model 2 model çıktısı

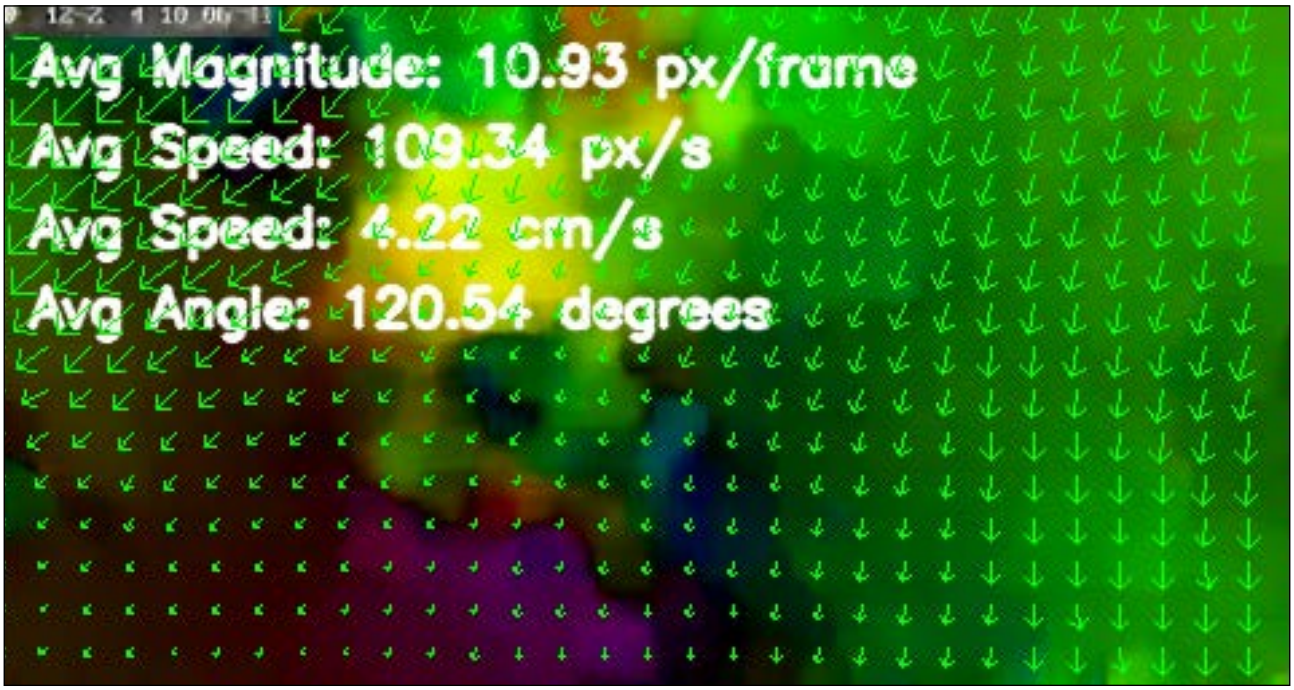
Köpük tahmin algoritmasının geliştirilme sürecinde, ilk denemelerde saniyede yalnızca tek bir görüntünün analiz edilebilmesi mümkün olmuştur. Bu düşük işlem hızı, algoritmanın genel performansını artırmak amacıyla uygulanan kapsamlı iyileştirmelerle önemli ölçüde geliştirilmiş, algoritmanın tahmin etme hızı saniyede 20 görüntüye kadar çıkarılmıştır. Bu kayda değer hız artışı, köpüklerin gerçek zamanlı olarak incelenmesini mümkün kılmış ve böylelikle sistemin endüstriyel uygulamalarda kullanımını daha pratik hale getirmiştir.

Görüntülerde köpükler tespit edildikten sonra, her bir köpüğün tane büyüklüğünü belirlemeye yönelik çalışmalar başlatılmıştır. Bu amaçla, örnek segmentasyon yöntemi kullanılarak köpükler piksel düzeyinde ayrıştırılmış ve böylece her köpüğün alanı, piksellerin toplamı baz alınarak hesaplanabilir hale gelmiştir. Segmentasyon işlemi sonrası, köpükleri oluşturan piksellerin sayısı belirlenmiş ve bu değer kullanılarak köpüğün piksel kare (piksel^2) cinsinden alanı saptanmıştır.

Kameradan alınan referans görüntüde yer alan ve 6 cm uzunluğunda olan beyaz şeklin piksel uzunluğu hesaplanmıştır. Bu adım, köpük alanlarının piksel cinsinden ölçümünü milimetrekare (mm^2) birimine dönüştürmek için gerekli olan ölçek faktörünü sağlamıştır. Sonuç olarak, her bir köpüğün görüntü üzerindeki alanı doğru bir şekilde milimetrekare cinsine dönüştürülmüş ve böylelikle köpüklerin geometrik boyutları güvenilir biçimde analiz edilebilmiştir.

Köpüklerin tane boyu dağılımına ilişkin hesaplamalar tamamlandıktan sonra, köpüklerin dinamik hareket özelliklerini incelemek amacıyla optik akış yöntemine başvurulmuştur (Farnebäck, 2003). Optik akış, ardışık iki görüntü karesi arasında yer alan her bir pikselin hareket miktarını ve yönünü belirleyen ileri düzey bir görüntü işleme tekniğidir. Optik akış yöntemi ile, köpüklerin ilerleme hızı ve hareket yönü hakkında kesin

verilere ulaşılırken, aynı zamanda köpüklerin zaman içerisinde geçirdiği değişikliklerin niceliksel analizi de yapılabilmektedir (Şekil 8).



Şekil 8. Optik akış çıktısı

Köpüğün rengi de flotasyon uygulamalarında kritik bir parametre olarak kabul edilmektedir. Köpük analizinde, yalnızca geometrik özellikler değil, aynı zamanda renk bilgisi de önemli bir değerlendirme kriteri olarak ele alınmıştır. Flotasyon süreçlerinde köpüğün renk tonu, yüzey bileşenleri ve mineral ayrıştırma etkinliği gibi temel süreçlere ilişkin önemli ipuçları sunmaktadır. Doğru renk tespiti, analizlerin başarısını doğrudan etkileyen kritik bir unsur olarak ortaya çıkar. Bu amaçla, köpüğün baskın renk tonu, her pikselin RGB renk (Red, Green, Blue - Kırmızı, Yeşil, Mavi) kodlaması üzerinden hesaplanmıştır. RGB modeli, her pikselin kırmızı, yeşil ve mavi bileşenlerinden oluşan bir renk kodlaması sunar ve bu üç rengin çeşitli kombinasyonları geniş bir renk skalasını temsil eder.

Renk analizi, köpüğün fiziksel boyutları ile birlikte ele alınarak, köpük yapısındaki değişimlerin çok daha kapsamlı bir şekilde anlaşılmasını sağlamaktadır. Flotasyon sürecinde köpüğün rengi, kullanılan kimyasallar ve yüzeyde bulunan mineral türlerine göre değişiklik gösterebilmektedir. Dolayısıyla, renk bilgisi, flotasyonun etkinliğini ve köpüğün içerdiği mineral bileşiminin ayırt edilmesini sağlayan önemli bir göstergedir. Örneğin, belirli renk tonlarının değerli minerallerin yüksek oranlarda bulunduğuna işaret ettiği bilinmektedir. Aynı şekilde, köpüğün renk değişimleri, flotasyon sürecinin seyri ve etkinliği hakkında kritik bilgiler sunabilmektedir.

SONUÇLAR VE DEĞERLENDİRME

Bu çalışmada, köpük görüntüleme sürecinin endüstriyel uygulamalarda yüksek doğruluk ve verimlilikle gerçekleştirilebilmesi amacıyla geliştirilen entegre kamera ve ışıklandırma sistemine ilişkin kapsamlı bir yaklaşım sunulmuştur. Sistem tasarımı, çevresel koşullara dayanıklı, taşınabilir ve optimize edilebilir bir yapı üzerine inşa edilmiş; özellikle ışık homojenliği, görüntü netliği ve sistem dayanıklılığı gibi temel kriterler göz önünde bulundurulmuştur.

Işıklandırma sisteminin optimizasyonu sürecinde, farklı renk sıcaklıkları ve ışık yoğunlukları test edilerek köpük yüzeylerinin en doğru şekilde görselleştirilebileceği koşullar belirlenmiştir. LED difüzör kullanımıyla ışık patlamaları minimize edilmiş ve daha tutarlı görüntüler elde edilmiştir. Ayrıca, sistemin uzun süreli

kullanımında karşılaşılan çamurlaşma gibi sorunlara karşı endüstriyel mini projektörlerle yapılan yenileme, sistemin sürdürülebilirliğini ve performansını artırmıştır.

Görüntüleme sistemine entegre edilen yüksek çözünürlüklü endüstriyel kamera, köpüklerin dinamik yapısını doğru şekilde yakalayabilmek seçilmiştir. Görüntülerin toplanması ve etiketlenmesi süreci, yapay zekâ algoritmalarının köpük yapılarını doğru şekilde öğrenebilmesi için titizlikle yürütülmüş; bu kapsamda etiketleme yazılımı kullanılarak yüksek kaliteli bir veri seti oluşturulmuştur.

Segmentasyon aşamasında, köpüklerin bireysel olarak tanımlanabilmesi için örnek segmentasyonu (instance segmentation) yaklaşımı benimsenmiş ve farklı açık kaynaklı modeller karşılaştırılmıştır.

Köpüklerin fiziksel boyutlarının belirlenmesi için geliştirilen hesaplama yöntemi, görüntü üzerindeki piksel alanlarının milimetrekare cinsine dönüştürülmesini sağlamış ve bu sayede köpük tane büyüklüğü dağılımları güvenilir bir şekilde analiz edilebilmiştir. Ayrıca, köpüklerin hareket özellikleri optik akış yöntemiyle detaylı biçimde incelenmiş; hız, yön ve dinamik değişim parametreleri hesaplanarak köpük davranışları hakkında derinlemesine bilgiler elde edilmiştir.

Son olarak, köpüklerin baskın renk tonlarının RGB modeline göre belirlenmiş, flotasyon sürecindeki kimyasal ve mineralojik değişimlerin izlenmesine önemli bir katkı sağlamıştır. Renk bilgisi, köpüklerin yüzey bileşimi ve flotasyon etkinliği hakkında kritik ipuçları sunarak analiz sürecine çok boyutlu bir perspektif kazandırmıştır.

Tüm bu çalışmalar, köpük görüntüleme sürecinin yalnızca görsel değil, aynı zamanda fiziksel, kimyasal ve dinamik boyutlarıyla bütüncül bir şekilde ele alınmasını sağlamış; geliştirilen sistemin endüstriyel uygulamalarda yüksek doğrulukla kullanılabileceğini ortaya koymuştur.

TEŞEKKÜR

Bu çalışma, ARDEB 1001 Programı kapsamında desteklenen “Flotasyon Devrelerinde Yapay Zekâ Destekli Köpük Analiz Algoritmasının Geliştirilmesi ve Tesis Ölçekli Uygulanması” (Proje No: 123M566) başlıklı proje kapsamında gerçekleştirilmiştir. Yazarlar, sağladığı finansal destekten dolayı Türkiye Bilimsel ve Teknolojik Araştırma Kurumu’na (TÜBİTAK) teşekkür eder.

REFERANSLAR

Aldrich, C., & Marais, C. (2007). Advanced process control in flotation plants. Minerals Engineering, 20(10), 1027–1036. https://doi.org/10.1016/j.mineng.2007.06.007

Bolya, D., Zhou, C., Xiao, F., & Lee, Y. J. (2019). YOLACT: Real-time Instance Segmentation.

Cheng, T., Wang, X., Chen, S., Zhang, W., Zhang, Q., Huang, C., Zhang, Z., & Liu, W. (2022). Sparse Instance Activation for Real-Time Instance Segmentation.

Dong, J., Zhang, Y., Li, H., & Wang, D. (2019). Froth image analysis by machine vision: Recent advances and future perspectives. Minerals Engineering, 132, 183–199. https://doi.org/10.1016/j.mineng.2018.12.005

Farnebäck, G. (2003). Two-Frame Motion Estimation Based on Polynomial Expansion. Proceedings of the 13th Scandinavian Conference on Image Analysis (SCIA), 363–370.

Fuerstenau, M. C., & Han, K. N. (2003). Principles of Mineral Processing. SME.

Liu, C., Li, H., Dong, J., & Zhang, Y. (2020). Deep learning for flotation froth image classification. Minerals Engineering, 146, 106160. https://doi.org/10.1016/j.mineng.2019.106160

Liu, J., Zhang, Y., & Wang, D. (2016). Image-based flotation froth monitoring and control: A review. Control Engineering Practice, 45, 105–115. https://doi.org/10.1016/j.conengprac.2015.09.010

Lyu, C., Zhang, W., Huang, H., Zhou, Y., Wang, Y., Liu, Y., Zhang, S., & Chen, K. (2022). RTMDet: An Empirical Study of Designing Real-Time Object Detectors.

Wang, X., Zhang, R., Kong, T., Li, L., & Shen, C. (2020). SOLOv2: Dynamic and Fast Instance Segmentation.

Xie, Y., Liu, C., Zhang, Y., & Wang, D. (2021). Real-time instance segmentation of flotation froths using deep learning. Expert Systems with Applications, 185, 115584. https://doi.org/10.1016/j.eswa.2021.115584

Yang, Y., Aldrich, C., & Marais, C. (2015). Machine vision-based monitoring and analysis of flotation froth bubbles. Minerals Engineering, 70, 65–77. https://doi.org/10.1016/j.mineng.2014.09.008

Yianatos, J. (2007). Flotation frother: a review of their classifications, properties and preparation. Minerals Engineering, 20(10), 956–968. https://doi.org/10.1016/j.mineng.2007.05.013.

ETİ BAKIR A.Ş. SİİRT KONSANTRATÖR TESİSİ PROSES İYİLEŞTİRME VE GELİŞTİRME ÇALIŞMALARI

ETİ BAKIR CO SIIRT CONCENTRATOR PLANT PROCESS IMPROVEMENT AND DEVELOPMENT STUDIES

A. Köle [1, *], İ. Göktaş [1], A. Yakar [1], Y. K. Yalçın [1], O. Parmaksız [2], Y. Şen [3]

[1] *ETİ Bakır A.Ş., AR&GE Merkezi*
*(*alperen.kole@etibakir.com.tr)*
[2] *ETİ Bakır A.Ş., Siirt İşletmesi*
[3] *ETİ Bakır A.Ş., Samsun İşletmesi*

ÖZ

Cevher hazırlama tesislerinde operasyon maliyetleri, artan hammadde ihtiyaçları ve maden rezervlerinin azalması iyileştirme çalışmalarını ihtiyaç haline getirmektedir. Bakır konsantratör tesislerinde metal kazanımını arttırma amacı ile beraber konsantre bakır içeriğinin yüksek olması ve tesis giderlerinin minimize edilmesi amaçlanmaktadır. Maden işletme operasyonlarının ve cevherin yapısının değişimlerinden kaynaklı konsantre üretim değerlerinde dalgalanmalar meydana gelebilmektedir. Bu durum tesis üretim hedeflerini tutturma yolunda problem teşkil etmektedir. Proseste oluşacak bu gibi sorunları minimize etmek için laboratuvar veya daha büyük ölçekli çalışmalar önem arz etmektedir. Bu çalışmada ETİ Bakır Siirt konsantratör tesisinden alınan farklı numuneler ile laboratuvar ölçekli çalışmalar yapılmıştır. Numuneleri karakterize etmek ve problemleri saptamak amacıyla kimyasal ve mineralojik analizler yapılmıştır. Farklı toplayıcıların, bastırıcıların, besleme tane boyutunun ve diğer parametrelerin flotasyon performansına etkisi incelenmiştir. Kimyasal maliyetlerini düşürmek amacıyla tesiste kullanılan toplayıcıya alternatif 9 farklı kimyasal denenmiştir. Tesisteki reaktife oranla daha uygun fiyata sahip bu kimyasallar ile tesistekine yakın sonuçlar alınmıştır. Çinkoyu bastırmak amacıyla 4 farklı bastırıcı ile deneyler yapılmıştır. Deney sonuçları incelendiğinde, çinkonun kimyasallar ile bastırılamadığı, çinkonun konsantreye alınmasının, serbestleşme probleminden kaynaklandığı tespit edilmiştir. Tesis besleme boyutu 40 µm'da (d80) yapılan deneyde çinko kazanma verimi % 92,24 bulunurken 20 µm'da %55'e düşmüştür. Yüzeyi oksitlenmiş numuneleri değerlendirmek amacıyla yapılan çalışmalarda ise bakır verimi %60'tan %78'e kadar çıkarılabilmiştir.

Anahtar Kelimeler: Cevher hazırlama, flotasyon, optimizasyon

ABSTRACT

Operation costs in mineral processing plants, increasing raw material needs and decreasing mineral reserves make improvement works necessary. In copper concentrator plants, it is targeted to have high concentrate copper content and minimize costs with the aim of increasing metal recovery. Concentrate production values may fluctuate due to changes in mining operations and the structure of the ore. This situation constitutes a problem on the way to achieve the plant production targets. In order to minimize such problems in the process, laboratory or larger scale studies are important. In this study, laboratory scale studies were carried out with different

samples taken from ETİ Bakır Siirt concentrator plant. Chemical and mineralogical analyses were performed to characterize the samples and identify problems. The effect of different collectors, suppressors, feed grain size and other parameters on flotation performance was investigated. In an effort to reduce chemical costs, 9 different chemicals were tested as an alternative to the collector used in the plant. With these chemicals, which have a more economical price compared to the reagent in the plant, results close to those in the plant were obtained. Experiments were conducted with 4 different depressants in order to depress zinc. When the results of the experiments were analyzed, it was determined that the zinc could not be depressed by the chemicals and that the zinc was taken into the concentrate due to the liberation problem. While the zinc recovery was 92.24% at 40 µm (d80), it decreased to 55% at 20 µm. In the studies carried out to evaluate the samples with oxidized surfaces, the copper yield could be increased from 60% to 78%.

Keywords: Mineral processing, flotation, optimisation

GİRİŞ

Bakır, geçiş metalleri grubunda yer alan, atom numarası 29 olan bir metal olup, elektrik ve ısıyı iyi iletmesi ile bilinmektedir. Yoğunluğu 8,96 g/cm^3, ergime noktası 1085 ^{o}C'dir (Callister & Rethwisch, 2013). Kablolarda, elektrik motorlarında, devre kartlarında, soğutma sistemlerinde, alaşımlarda ve birçok alanda kendisine kullanım alanı bulmaktadır (International Copper Study Group, 2022).

Bakır doğada genellikle sülfürlü halde bulunmaktadır. Başlıca sülfürlü bakır mineralleri kalkopirit ($CuFeS_2$), bornit (Cu_5FeS_4), kalkosin (Cu_2S) ve kovellit (CuS) olarak sıralanabilmektedir.

Bakırın sülfürlü minerallerden metalik forma dönüştürülmesinde en yaygın kullanılan yöntem izabe yöntemidir. Bu yöntem kavurma, ergitme, konvertörleme ve elektrolitik rafinasyon aşamalarını içermektedir. Kavurma ve ergitme işlemleri sonucunda elde edilen mat, konvertörlerde oksitlenerek %98–99 saflıkta blister bakıra dönüşmektedir. Blister bakır, elektroliz yöntemi ile %99,99 saflıkta katot bakır haline getirilmektedir. Süreç sırasında oluşan SO_2 gazından genellikle sülfürik asit üretilmektedir. (Habashi, 1997). Bakır izabesinde çinko, proses verimliliğini ve son ürün kalitesini düşürmektedir. Ergime sırasında buharlaşan çinko fırın yüzeylerinde birikinti yapmaktadır. Bacadan çıkan ZnO gazları çevresel olarak emisyon problem oluşturmaktadır (Schlesinger vd., 2011).

Bu çalışmada, ETİ Bakır Siirt İşletmesi'nin tesis çalışma performansını arttırmak ve genel maliyetleri düşürmek amacıyla çeşitli konulara değinilmiştir. Öncelikle tesiste kullanılan toplayıcıya alternatif daha düşük maliyetli ürünler bulmak amacıyla, kullanılan reaktif hariç 13 farklı kollektör ile laboratuvar ölçekli deneyler yapılmıştır. Stokta bekleyen ve altere olmuş bakır cevherinin flotasyon ile kazanılması yönünde deneyler yapılmıştır. Nihai konsantrenin çinko içeriğini düşürmek amacıyla çalışmalar yapılmıştır. Yapılan çalışmalardan yola çıkılarak proses akım şemasında yapılacak değişikliklerin tesis performansına katkıları incelenmiştir.

DENEYSEL ÇALIŞMALAR

Malzeme ve Yöntem

Çalışmalar kapsamında ETİ Bakır A.Ş. Siirt İşletmesi Konsantratör Tesisi'nden alınan tesis besleme numuneleri kullanılmıştır. Farklı reaktiflerin bakır ve çinko verimine etksini incelemek amacıyla, tesiste kullanılan reaktife alternatif olarak 4 farklı firmaya ait 13 adet kimyasal denenmiştir. Çinkoyu bastırmak için yapılan çalışmalarda çinko sülfat ile farklı dozajlarda flotasyon deneyleri yapılmıştır. Açık stok sahasında beklemesi sebebiyle oksitlenmiş numune içerisindeki bakırın kazanılması amacıyla oksitli bakır kollektörü ile farklı dozajlarda flotasyon deneyleri yapılmıştır.

Kimyasal Analizler

Konsantratör tesisi stok sahasından alınan numuneler kırma-eleme işlemleri ile 3,35 mm altına indirilerek 1 kg'lık poşetlere homojen olarak bölünmüştür. Numuneler kimyasal ve mineralojik analizlere tabi tutulmuştur.

Reaktif denemelerinin yapıldığı numunelere ait kimyasal analiz sonucu Çizelge 1'de yer almaktadır.

Element	Cu	Fe	Zn	S	SiO_2	Diğer
Miktar, %	1,44	33,40	0,32	24,73	0,32	25,87

Çizelge 1. Besleme numunesine ait kimyasal analizler

Mineralojik Analizler

Boyut fraksiyonlarına ayrılan numuneler kalıplara dökülüp her fraksiyon için ayrı bakalit hazırlanmıştır. Elde edilen bakalitlerin yüzeyi Leica markalı karbon kaplama cihazı yardımıyla karbon kaplanmıştır.

Yüzeyi karbon kaplı numunelerin bünyesinde bulunan minerallerin serbestleşme derecesini tespit etmek amacıyla, Thermofischer Apreo 2C Taramalı Elektron Mikroskobu kullanılmıştır. İlgili mikroskobun içerisinde bulunan MLA (Mineral Liberation Analysis) yazılımı sayesinde minerallerin serbestleşme oranları saptanmıştır. Numunenin modal mineraloji tablosu Çizelge 2'de yer almaktadır.

Çizelge 2. Besleme numunesi modal mineraloji tablosu

Mineral	-106+75 µm	-75+53 µm	-53+38 µm	-38+20 µm
Pirit	58,59	61,08	62,76	59,93
Piralspit Granat	10,13	9,58	6,79	6,43
Demir Spinel	7,94	7,14	8,02	9,15
Kalkopirit	2,26	3,35	4,20	4,46
Kuvars	3,34	2,33	2,28	2,64
Sodyum Piroksen	2,98	2,69	2,26	2,26
Plajiyoklaz	2,33	2,40	2,23	2,46
Smektit	2,54	2,33	1,59	1,58
Greigit	1,36	0,51	1,08	1,01
Piroksenler	0,92	0,64	0,45	0,42
İllit	0,54	0,48	0,42	0,41
Götit	0,48	0,54	0,57	0,59
Dolomit-Ankerit	0,37	0,52	0,57	0,83
Hematit	0,33	0,28	0,39	0,47
Diğer	5,88	6,12	6,39	7,36

Minerallerin boyut fraksiyonlarına göre serbestleşme oranları Çizelge 3'te gösterilmiştir.

Çizelge 3. Besleme numunesi fraksiyonel serbestleşme oranları

Mineral	-106+75 µm	-75+53 µm	-53+38 µm	-38+20 µm
Pirit	87,38	91,82	88,71	85,02
Piralspit Granat	28,1	30,09	31,2	36,31
Demir Spinel	1,14	1,95	0,33	0,74
Kalkopirit	66,61	63,23	68,38	63,61
Kuvars	63,68	53,55	56,19	56,41
Sodyum Piroksen	0,51	0,61	0,47	1,4
Plajiyoklaz	2,3	3,66	5,85	9,87
Smektit	0,36	1,27	1,46	2,1
Greigit	0,55	0,62	0,53	0,98
Piroksenler	3,4	2,65	5,77	2,07
İllit	1,19	1,73	1,51	1,95
Götit	0,18	0,61	0,85	1,37
Dolomit-Ankerit	59,36	68,19	67,53	60,9
Hematit	0,13	0,31	0,4	0,46

Öğütme Testleri

Flotasyon deneyleri öncesinde numuneler öğütme kinetiği testine tabi tutulmuştur. Deneylerde Ünal Mühendislik firmasına ait 178x356 mm ebatlarında çubuklu değirmen kullanılmıştır. Genel öğütme parametreleri Çizelge 4'de gösterilmiştir.

Besleme Byoutu (d_{100}), mm	Katı, g	Su, mL	Katı Oranı, %	Değirmen Hızı, rpm	Öğütücü Ortam
3.35	1000	500	67	65	Çubuk

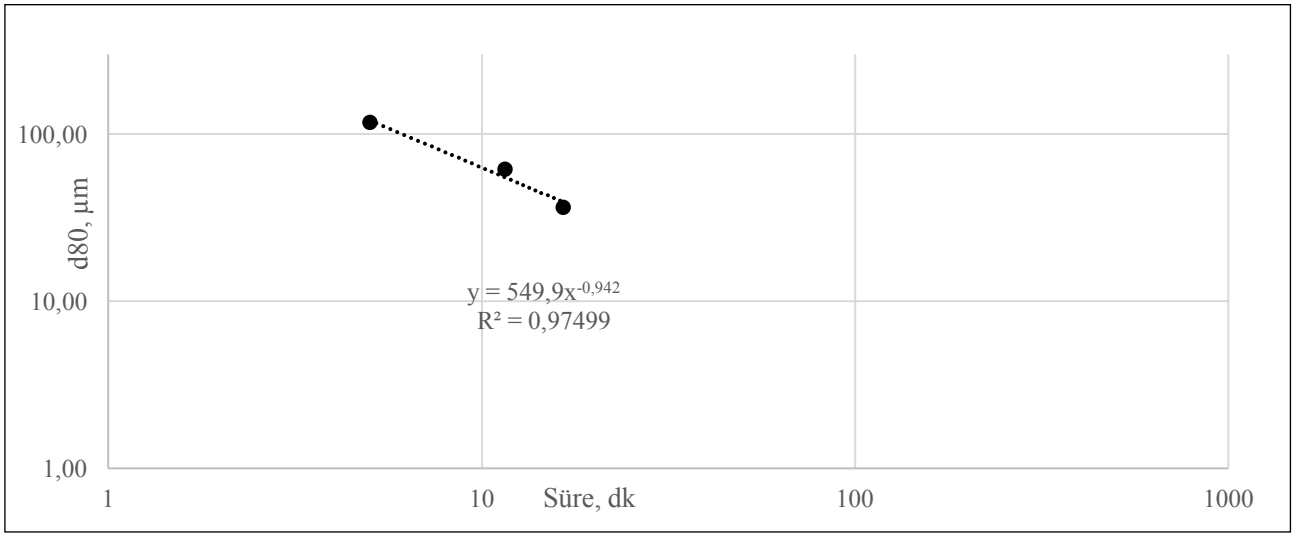
Çizelge 4. Öğütme testleri genel parametreleri

Öğütme testlerinde numuneler 5, 11.5 ve 16.5 dakika öğütülmüştür. Farklı sürelerde yapılan öğütme testlerinin sonuçları Çizelge 5'te yer almaktadır.

Çizelge 5. Öğütme süresine bağlı tane boyutu dağılımları

Öğütme Süresi, dk	5’		11,5’		16,5’	
Elek Açıklığı,µm	Ağırlık, g	ΣEA, %	Ağırlık, g	ΣEA, %	Ağırlık, g	ΣEA, %
212,00	1,97	98,03				
150,00	9,04	90,96				
106,00	14,59	76,37	0,87	99,13	0,09	99,91
75,00	17,31	77,14	7,03	92,10	0,32	99,59
53,00	11,48	47,58	19,14	72,96	3,82	95,77
38,00	6,72	40,86	15,47	57,49	13,47	82,30
20,00	10,93	29,93	19,30	38,19	26,49	55,81
-20,00	27,96	0,00	38,19	0,00	55,81	0,00
d80, µm	116,95		61,09		36,44	

Elde edilen sonuçlar log-log grafiğine 3 noktadan üssel eğri elde edilmiştir. Elde edilen formül yardımıyla, deney yapılması istenen tane boyutunun süresi belirlenmiştir. Elde edilen grafik Şekil 1’de yer almaktadır.



Şekil 1. Öğütme süresine bağlı tane boyutu dağılımları log-log grafiği

Flotasyon Testleri

Flotasyon deneyleri Ünal Mühendislik firmasına ait ‘Denver’ tipi flotasyon cihazı ile yapılmıştır. Selül çapı 2.4 litre, karıştırma devri 1100 rpm, hava beslemesi 2 l/dk olarak belirlenmiştir.

Deneylerin tamamı 1 kg numune ile yapılmış olup, katı oranı %35 olarak ayarlanmıştır.

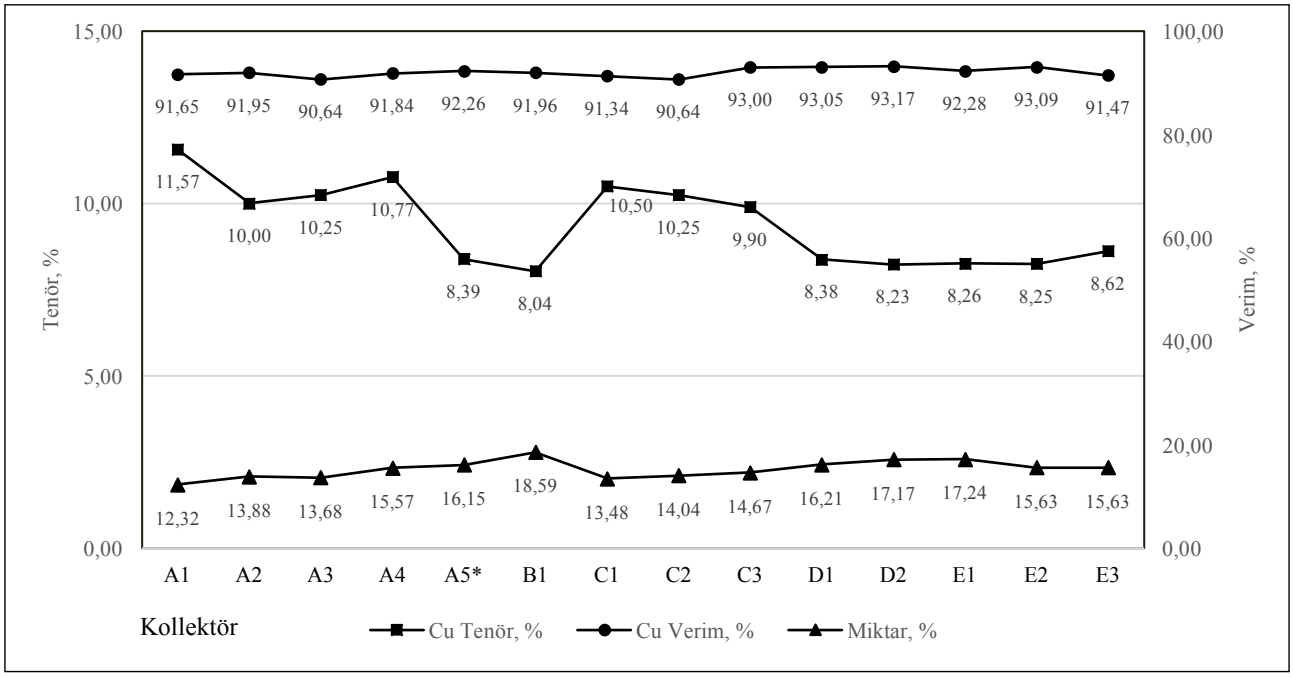
Reaktif Cinsinin Bakır Kazanımına Etkisi

Tesiste kullanılan reaktife alternatif olarak, 4 farklı firmaya ait 13 adet kimyasal denenmiştir. Deneylerin tamamı aynı koşullarda yapılmıştır. Deneylere ait parametreler Çizelge 6'da gösterilmiştir.

Çizelge 6. Reaktif denemeleri deney parametreleri

Reaktif Denemeleri	Reaktif, g/t			Süre, dk			d_{80}, µm
	Kollektör	MIBC	Kireç	Öğütme	Kondisyon	Köpük Alma	40
	30	20			5	6	pH 11
İlk Öğütme			2000	16			

Deney sonuçları Şekil 2'de yer almaktadır.



Şekil 2. Reaktif denemesi sonuçları

*A5: Tesiste güncel kullanılan kollektör

Sonuçlar incelendiğinde, A1 kodlu kollektör ile en yüksek tenörlü konsantre elde edilmiştir. En yüksek bakır kazanma verimi 93,09 ile E2 kodlu kollektörde elde edilirken, konsantre bakır içeriği ortalamanın altında kalmaktadır.

ZnSO4 Miktarının Bakır Çinko Kazanımına Etkisi

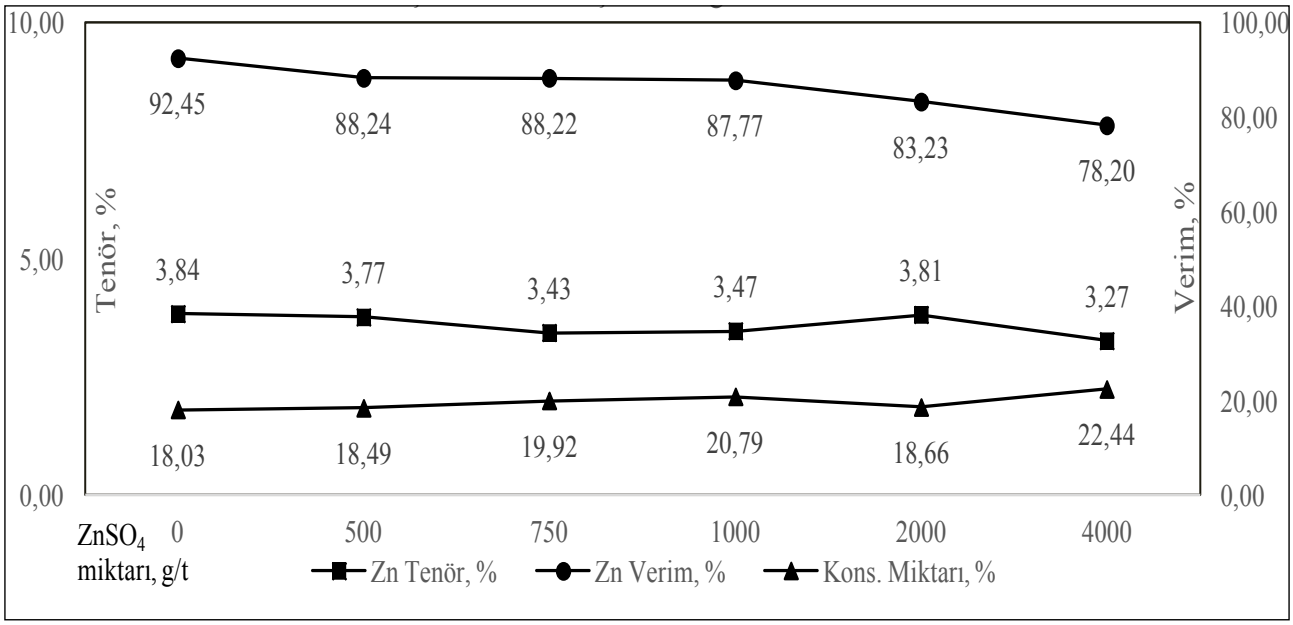
Çinko bastırma çalışmaları kapsamında çinko sülfat ($ZnSO_4$) ile yapılmıştır. Çinko bastırma deneylerinin tamamı temsiliyeti arttırmak amacıyla tesisten alınan **proses suyu** ile yapılmıştır. Proses suyu içerisindeki metal ve mineral iyonlarının flotasyona etkisini gözden kaçırmamak için bu yönteme başvurulmuştur. Yapılan deneylere ait sonuçlar Çizelge 7'de gösterilmiştir.

Çizelge 7. Çinko bastırma deney sonuçları

Deney No	$ZnSO_4$, g/t	Besleme Cu, %	Besleme Zn, %	Kons. Miktarı, %	Cu Tenör, %	Cu Verim, %	Zn Tenör, %	Zn Verim, %
1	0	2,25	0,75	18,03	11,30	90,36	3,84	92,45
2	500	2,26	0,79	18,49	10,88	89,20	3,77	88,24
3	750	2,23	0,77	19,92	10,13	90,52	3,43	88,22
4	1000	2,20	0,82*	20,79	9,62	90,96	3,47	87,77
5	2000	2,23	0,85*	18,66	10,72	89,81	3,81	83,23
6	4000	2,26	0,94*	22,44	9,21	91,58	3,27	78,20

*Çinko sülfat dozajı arttıkça, çinko besleme değeri artmıştır.

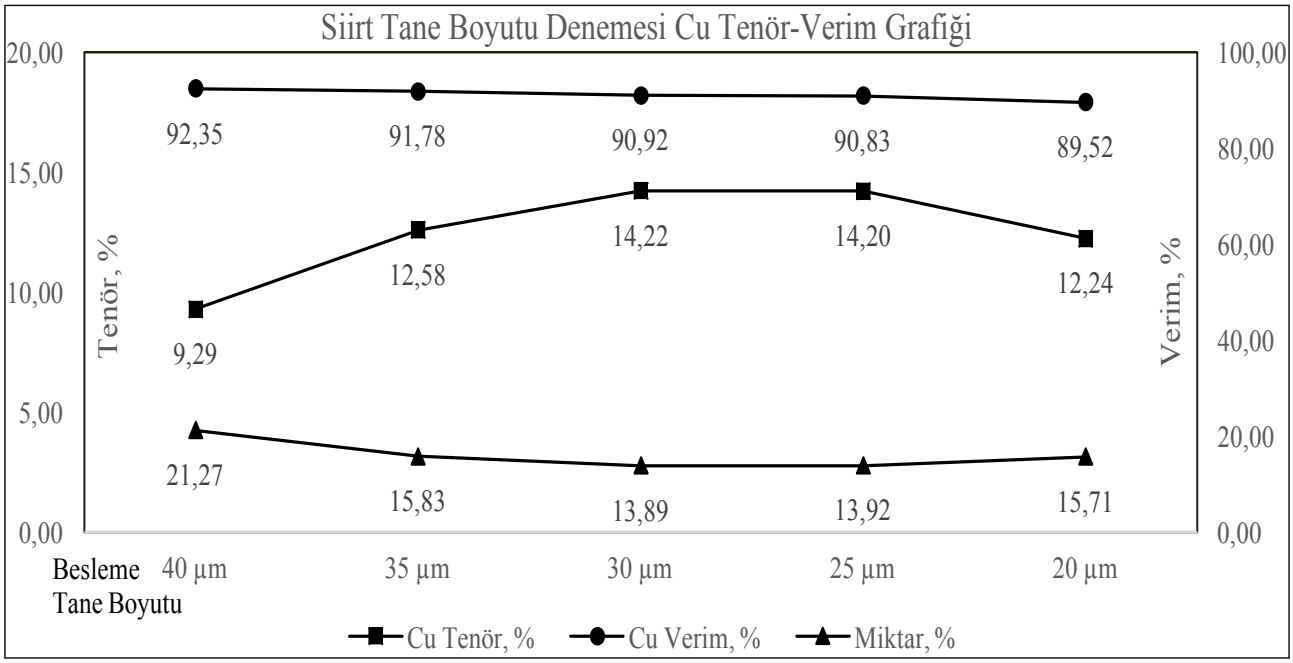
Çinko sülfat dozajının arttırılarak yapıldığı deneylerde yüzdesel olarak çinko kazanma verimi düşmüş olmasına karşın besleme tenörünün arttığı ve konsantreye alınan çinko miktarının değişmediği tespit edilmiştir. Çinko sülfat deneylerine ait sonuçları içeren grafik Şekil 3'te gösterilmektedir.



Şekil 3. Çinko sülfat dozaj denemesi sonuçları

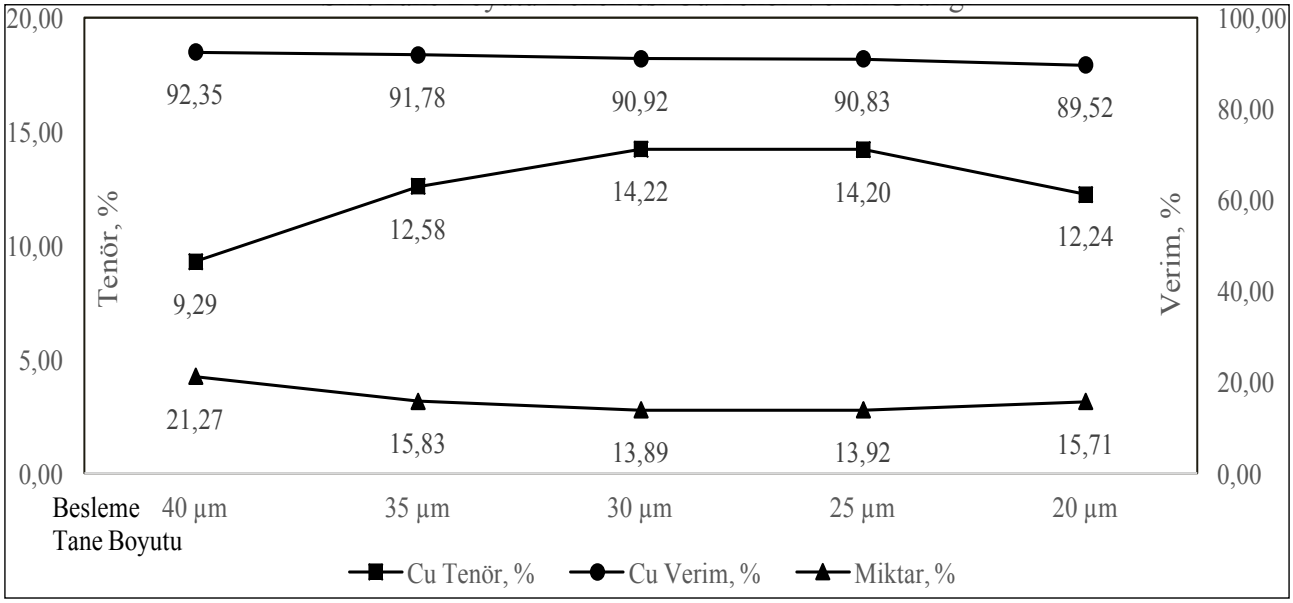
Besleme Tane Boyutunun Bakır ve Çinko Kazanımına Etkisi

Besleme tane boyutunun flotasyona etkisini saptamak amacıyla 40 mikron ve 20 mikron arasında 5 adet deney yapılmıştır. Tane boyutu inceldikçe konsantre bakır tenörünün arttığı, veriminin hafif azaldığı ve konsantre miktarının azaldığı görülmüştür. 20 µm'de yapılan deneyde ince boyutun dezavantajlarından kaynaklı tenör düşüşü yaşanmış olduğu tahmin edilmektedir. Deneylere ait bakır sonuçları şekil 4' te gösterilmiştir.



Şekil 4. Tane boyutu denemesi Cu tenör-verim grafiği

Çinko sonuçlarını gösteren grafik Şekil 5'te yer almaktadır.

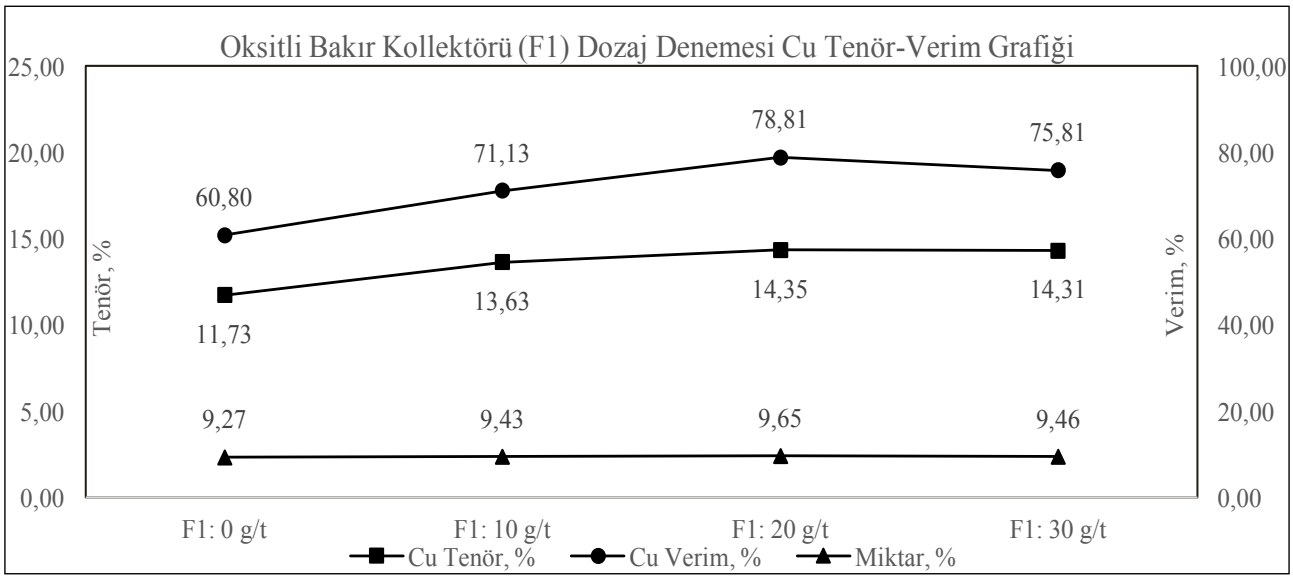


Şekil 5. Besleme tane boyutunun çinko sonuçlarına etkisi

Besleme tane boyutu inceldikçe çinko verimlerinin kademeli olarak düştüğü gözlemlenmiştir. Elde edilen sonuçlar incelendiğinde, tane bağlılığından dolayı konsantreye alındığı tespit edilmiştir.

Oksitlenmiş Bakırın Flotasyon Yöntemi ile Kazanılması

Açık stok sahasında beklemesi sebebiyle oksitlenmiş (altere) numune içerisindeki bakırın kazanılması amacıyla oksitli bakır kollektörü (F1) kullanılmıştır. Deneylerde tesiste kullanılan reaktif 50 g/t dozajlanmış olup, ana reaktife ek olarak 3 farklı dozaj uygulanmıştır. Deney sonuçları incelendiğinde, 20 g/t'da bakır kazanma veriminin %18 oranında arttığı görülmüştür. Deneylere ait bilgiler Şekil 6'da gösterilmiştir.



Şekil 6. Oksitli bakır kollektörünün bakır kazanma verimine etkisi

TARTIŞMA

Çalışmanın yapıldığı tesiste kullanılan bakır kollektörüne alternatif ve daha uygun maliyetli reaktiflerin var olduğu, flotasyon testleri sonucunda ispatlanmıştır.

Flotasyon tesislerinde çinko sülfatın ($ZnSO_4$) çinkoyu bastırmak amaçlı kullanımı yaygın olmasına karşın yapılan deneylerde çinko bastırılamamıştır. Çinkonun bakır mineralleri ile yüzmesinin sebebi tane bağlığından kaynaklanmaktadır. Çinkonun bastırılamamasının sebeplerinden birisi de numune içerisinde bulunan piritten kaynaklı meydana gelebilecek galvanik etki olduğu ihtimal dahilindedir (Aikawa vd., 2022).

Yeraltından veya açık işletmelerden çıkarılan bakır cevheri stokta bekledikçe oksidatif etkiye maruz kalmaktadır. Bakır cevherlerinin stokta aşırı oksitlenmeye maruz kalması durumunda flotasyon yöntemi ile zenginleştirilmeleri zor hale gelmektedir (Kelebek, S. & Nanthakumar, B. 2012). Aşırı oksitlenmeye maruz kalmış cevher tespit edilen bu bölgede, uygun kollektör seçimi yapılarak flotasyon deneylerinde bakır kazanma verimi arttırılabilmiştir.

SONUÇLAR

Bu çalışmada, ETİ Bakır A.Ş. Siirt İşletmesi Konsantratör Tesisi'ne ait yapılan iyileştirme ve optimizasyon çalışmaları gerçekleştirilmiştir. Çalışmaların sonuçları aşağıda belirtilmiştir:

- Tesiste kullanılan reaktife alternatif kollektörlerin yapıldığı deneylerde, aynı verim ile daha yüksek bakır içerikli konsantreler elde edilebilmiştir. Deneylerde kullanılan reaktiflerin tamamı fiyat konusunda tesiste kullanılan kollektöre göre daha uygundur. Dolayısıyla performans ve maliyet açısından tesis şartlarında iyileştirme potansiyeli oluşturmaktadır.

- Çinko kazanma verimleri kimyasal yardımıyla düşürülememiştir. Çinkonun konsantreye alınma sebebinin tane bağlılığından kaynaklandığı tespit edilmiştir. Besleme tane boyutunun inceldikçe çinko kazanma veriminin düşmesi, tane bağlılığına ispat niteliğindedir. 40 mikron (d80) besleme boyutunda çinko kazanma verimi %92,35 iken, 20 mikronda %40,44'e kadar düşmüştür.

- Tane boyutu inceldikçe konsantre bakır içeriği %9,29'dan %14,22'ye çıkarılabilmiştir.

- Oksitli bakır mineralleri için kullanılan kollektör sayesinde bakır kazanma verimi %60,80'den %78,81'e kadar yükseltilmiştir. Bu durum, çeşitli sebeplerden dolayı oksitlenen cevherin flotasyon tesisine beslenerek bakırın kazanılmasını mümkün kılmaktadır.

KAYNAKLAR

Aikawa, K., Ito, M., Orii, N., Jeon, S., Park, I., & Haga, K. (2022). Flotation of copper ores with high Cu/Zn ratio: Effects of pyrite on Cu/Zn separation and an efficient method to enhance sphalerite depression. *Minerals, 12*(9), 1103.

Callister, W. D., & Rethwisch, D. G. (2013). *Materials Science and Engineering: An Introduction* (9th ed.). Wiley.

Habashi, F. (1997). *Handbook of Extractive Metallurgy*. Wiley-VCH.

International Copper Study Group (ICSG). (2022). *Copper Market Forecast*.

Kelebek, S. & Nanthakumar, B. (2012). *Alteration of Chalcopyrite's Surface Chemistry During Stockpiling and its Impact On Flotation*. Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum

Schlesinger, M., King, M., Davenport, W., & Biswas, A. (2011). *Extractive Metallurgy of Copper* (5th ed.). Elsevier.



YERÇEKİMİ ZENGİNLEŞTİRMESİ

GRAVITY CONCENTRATION

DÜŞÜK TENÖRLÜ KURŞUN-ÇİNKO CEVHERİNDEN AĞIR ORTAM DEVRESİ İLE ÖN KONSANTRE ÜRETİMİ

PRODUCTION OF PRE-CONCENTRATE FROM LOW-GRADE LEAD-ZINC ORE USING DENSE MEDIA SEPARATION CIRCUIT

N. Başarısoy [1, *], K. Ozan [1], S. Çetin [1], T. Başkan [1], S. Sevgen [2], A. Binici [2], N. Ekim [2], E. C. Orhan [1]

[1] Yılmaz Proses Teknolojileri (YPT)
*(*Sorumlu yazar: nuran.basarisoy@ypt.com.tr)*
[2] Meyra Madencilik San. Tic. A.Ş.

ÖZ

Bu çalışma kapsamında, Meyra Madencilik'e ait kurşun-çinko flotasyon tesisinde, öğütme devresinin öncesine ağır ortam ile zenginleştirme devresi entegre edilmesi ve bu entegrasyonun tesise sağladığı faydalar tekno-ekonomik açıdan değerlendirilmektedir. Ön zenginleştirme amacıyla bir ağır ortam devresinin sağlayacağı faydaların ortaya konulabilmesi için, öncelikle kırılmış cevherin farklı boyut aralıklarına ağır sıvı testleri uygulanmıştır. Elde edilen test sonuçları kullanılarak yapılan simülasyon çalışmaları, kırılmış cevherin yaklaşık %60'ının ağır ortam ile uzaklaştırılabildiğini ve ağır ortam devresinin metal (Pb ve Zn) kazanımının %90 mertebelerinde olduğunu göstermektedir. Ağır sıvı test sonuçlarının olumlu olduğunun görülmesinin ve yatırım kararı alınmasının ardından, kırılmış cevherin ön zenginleştirilmesi amacıyla YPT tarafından ağır ortam devresi kurularak devreye alınmıştır. Devrede, 63µm boyutunda ferrosilikon kullanılarak ağır ortam oluşturulmuş ve besleme ortam yoğunluğu 2.50 g/cm^3 olarak belirlenmiştir. Devreye alma çalışmaları ve sonrasındaki üretim aşamalarında, yaklaşık -20 mm boyutuna kırılmış cevher beslemesi yapılmıştır ve beslemeyi oluşturan mineraller arasındaki özgül ağırlık farkından faydalanılarak yüksek yoğunluklu ortamda ayrım yapılması sağlanmıştır. Ağır ortam ile zenginleştirme devresinin 4 temel adımı olan boyutlandırma /susuzlandırma, zenginleştirme, süzme/yıkama ve ortamın geri kazanılması adımlarında yapılan iyileştirmelerin ardından performans değerlendirme çalışmaları yapılmıştır. Farklı koşullarda (ortam yoğunluğu, siklon besleme basıncı, besleme tonajı) alınan numunelerden elde edilen sonuçların, daha önce cevher üzerinde gerçekleştirilmiş laboratuvar ölçekli ağır sıvı testleri ve simülasyon çalışmalarının sonuçlarına paralel olduğu ortaya konulmuştur. Ağır ortam devresinin en kritik noktası olan yüksek yoğunluklu ortamın düşük ferrosilikon kaybı ile geri kazanımı, kıvamlandırıcı (densifier) ve manyetik ayırıcının etkin çalıştırılması ile mümkün olmaktadır. Çalışmaların ardından elde edilen sonuçlar, ağır ortam ile zenginleştirme yöntemiyle yüksek performans ve düşük işletme maliyeti ile ön-konsantre elde edilebildiğini ve nihai konsantre üretiminin fizibilitesini kayda değer oranda iyileştirebildiğini göstermektedir.

Anahtar Kelimeler: Ağır ortam ayrımı, ön zenginleştirme, simülasyon, performans değerlendirme

ABSTRACT

In the scope of this study, the integration of a dense media separation circuit prior to the grinding stage in an operational flotation plant is investigated, and the techno-economic benefits of this integration to the overall process are comprehensively evaluated. In order to reveal the benefits to be provided by a dense medium cir-

cuit for pre-enrichment purposes, heavy liquid tests were first applied to different size ranges of crushed ore. Simulation studies conducted using the test results obtained show that approximately 60% of the crushed ore can be removed with dense medium. In this case, the metal (Pb and Zn) recovery of the heavy medium circuit is at the level of 90%. In the dense medium circuit, a dense medium was created using 63µm ferrosilicon and the appropriate medium density was determined as 2.50 g/cm^3. In the commissioning studies, a -20 mm size feed was made and the separation was achieved by utilizing the specific gravity difference between the minerals forming the feed. Performance evaluation studies were conducted after improvements were made in the 4 basic steps of the heavy medium enrichment circuit, which are sizing and dewatering, enrichment, draining-rinsing and medium recovery. It was revealed that the results obtained from the analyses made on samples taken under various conditions (medium density, cyclone feed pressure, feed tonnage) were parallel to the results of laboratory-scale heavy liquid tests and simulation studies previously conducted on the ore. The recovery of the medium, which is the most critical point of the heavy medium circuit, with low ferrosilicon loss is possible with the effective operation of the densifier and magnetic separator. The results obtained show that pre-concentrate can be obtained with high performance and low operating cost with the dense medium enrichment method and that the feasibility of final concentrate production can be significantly improved.

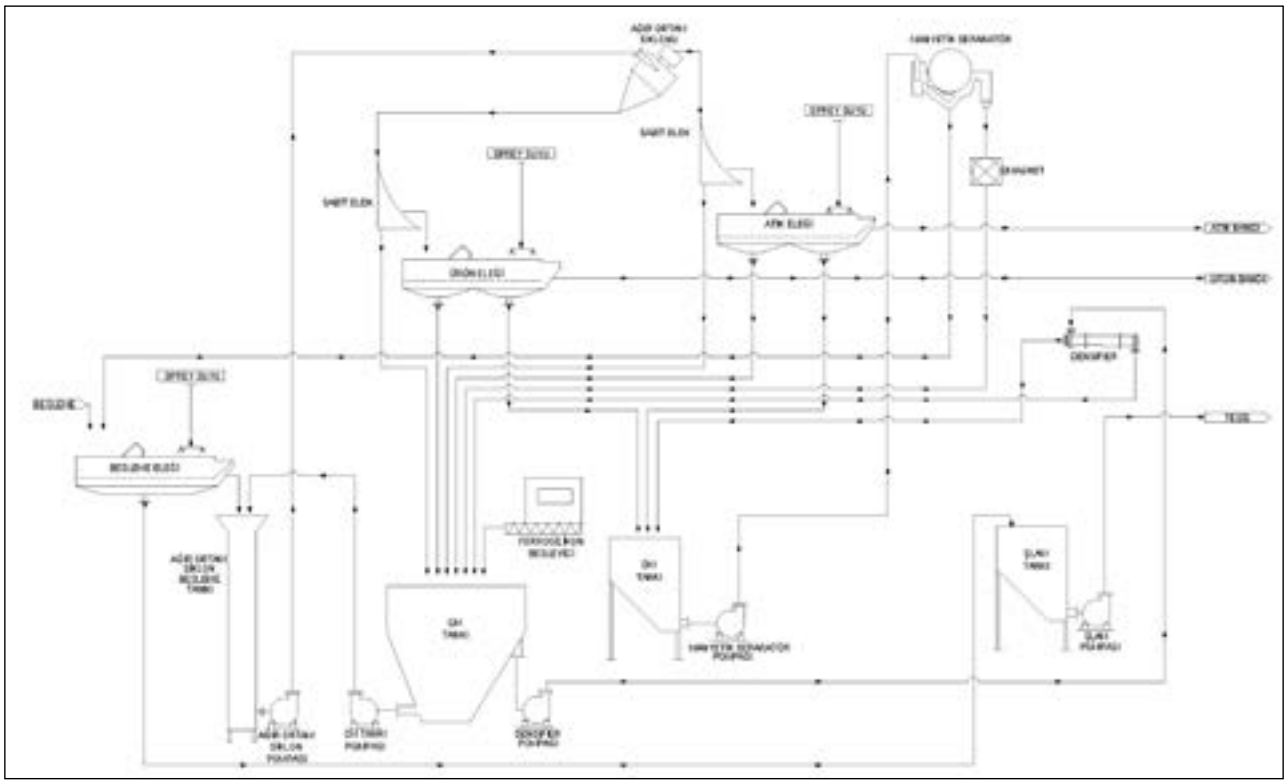
Keywords: Dense medium separation, pre-concentration, simulation, performance evaluation

GİRİŞ

Ağır ortam ile ayırma yöntemi, beslemeyi oluşturan minerallerin aralarındaki özgül ağırlık farkından faydalanılarak yüksek yoğunluklu ortamda yapılan bir zenginleştirme yöntemidir. Ağır ortam malzemesi olarak manyetitin kullanıldığı ağır ortam devreleri özellikle kömür yıkama amacıyla yaygın olarak kullanılmakla beraber, yüksek yoğunluklu minerallerin zenginleştirilmesinde, ağır ortam malzemesi olarak ferrosilikon kullanılmaktadır. Bu özelliği ile görece yüksek ayrım yoğunluklarında nihai konsantre üretimi veya 2.7 – 2.8 g/cm^3 ayrım yoğunluklarında ön zenginleştirme amacıyla kullanılabilmektedir.

Ağır ortam siklonu 1939'da Hollanda'daki Dutch State Mines (DSM) tarafından, kömür temizlemede yoğun bir ortam banyosu için lös (bir kil ortamı) işleyen bir hidrosiklon tıkandığında 'keşfedilmiştir' (Napier-Munn, 2017). Ağır ortam ile ayırma yöntemi ise 1950'ler itibarıyla, elmas madenlerinde ferrosilikonlu yoğun ortam teknolojisinin ticari ölçekte kullanılmasıyla başlamıştır. Elmas madenciliğinde geliştirilip günümüzde çoğunlukla kömür yıkama tesislerinde görülmektedir. Elmas ve kömür dışı uygulamaları henüz çok yaygın olmamakla birlikte; artan sermaye gereksinimleri, işletme giderleri ve çevresel problemler dikkate alındığında, ağır ortam ile ayırma konseptinin madencilik sektörüne gelecekte ciddi katkılar sunması gerektiği net bir şekilde görülmektedir. Öğütme gibi yüksek maliyetli ve enerji yoğun işlemlerden önce, metalik ve endüstriyel minerallerin nispeten iri taneli kırma boyutlarında ön zenginleştirilmesi, cevherin %30 ila %70›lik kısmının atık fraksiyon olarak bertarafını sağlayabilmektedir. Bu yüzden, öğütme devresi ve bunu takip eden flotasyon veya yıkama yöntemleri yalnızca tüm tesis girdisinin daha az bir bölümü üzerinde uygulanmalıdır (Honaker ve Forrest, 2003). Ağır ortam devresinin ön zenginleştirme amacıyla uygulandığı en bilinen örneklerden ikisi Glencore firmasına ait Mount Isa (Avusturalya) ve McArthur River (Avusturalya) Madenleridir. McArthur River Madeni'nin cevheri oldukça ince taneli yapıya sahiptir ve zenginleştirme öncesinde çok ince öğütme gerektirmektedir. Bu nedenle, değirmenden önce gang minerallerini uzaklaştırmanın sağlayacağı enerji ve su tasarrufu amacıyla, devreye giren cevherin %20'si öğütmeye girmeden önce uzaklaştırılmaktadır. Uzaklaştırılan atığın Bond Index değerinin, tüvenan cevhere kıyasla %11 daha yüksek olduğu da dikkate alındığında, öğütme aşamasına daha az tonaj ve daha yumuşak bir cevher beslenmesi, öğütmede ciddi bir enerji tasarrufu sağlamaktadır (Wallace vd., 2015). Benzer şekilde, Scott (1985), ağır ortam siklonlarının iri taneli boyutlarda gang minerallerinin etkin şekilde uzaklaştırılmasını sağlayarak öğütme ve flotasyon devrelerinin yükünü azalttığını ve bu sayede maliyet avantajı sağladığını belirtmektedir.

YPT tarafından kurulan ve Meyra Madencilik'e ait ağır ortam devresi akım şemasının basitleştirilmiş görünümü Şekil 1'de verilmektedir (YPT, 2021).



Şekil 1. Ağır ortam devresi akım şeması (YPT, 2021)

Ağır ortam devresi 4 ana bölümden oluşmaktadır. Genellikle yaklaşık 1 mm'lik açıklığa sahip besleme eleği, ince tanelerin ağır ortam siklonuna girip birikerek viskoziteyi arttırmasını engellemektedir. Ayrıca, uygulamaya bağlı olarak yaklaşık 0.5-0.8 mm'den ince taneler, kütlelerinin az olması sebebiyle, yoğunluklarından bağımsız olarak üst akıma gideceği bilinmektedir ve bu boyut değeri genellikle "eşik boyutu" ("break-away size") olarak adlandırılmaktadır. Bu nedenle, eşik boyuttan ince tanelerin siklona beslenmeden önce ayrılmış olması gerekmektedir. Parçacıkların birbirine yapışmasını önlemek amacıyla kaz ayakları ile ön-ıslatma yapılmaktadır, ayrıca bu sayede tutarlı ve ön görülebilir bir su akışı sağlanmaktadır. Zenginleştirme aşamasında ağır ortam siklonu üst ve alt akışlarından gelen sırasıyla hafif ve ağır ürünler öncelikle bir yay-elekten ("sieve-bend") geçerek, titreşimli yatay eleklere (süzme/yıkama elekleri) verilmektedir. Bu aşamada, eleklerin ilk bölümünün alt akımından elde edilen ağır ortam, kıvamlı ortam tankına (correct medium tank) verilmektedir. Eleklerin ikinci bölümünde ise cevher taneleri üzerine yapışmış/sıvanmış olan ferrosilikonun da kazanılması amacıyla, yıkama aşaması yapılmaktadır. Eleklerin ikinci kısmından elde edilen elek-altı akışları, seyreltik ortam tankına ("dilute medium tank") alınmaktadır. Bu malzeme hem ferrosilikonun susuzlandırılması, hem de ince cevher tanelerinin uzaklaştırılması amacıyla düşük alan şiddetli manyetik ayırıcıya beslenmektedir. Manyetik alan içerisinde kalıcı mıknatıslanmış olan ferrosilikonun, sistem içerisinde topaklanarak ağır ortam stabilitesini bozmasını engellemek amacıyla, bir mıknatıslanma gidericiden ("demagnetizer") geçirilerek doğru ortam tankına gönderilmektedir.

Manyetit kullanılan ağır ortam devrelerine kıyasla ferrosilikonlu devrelerin önemli bir farkı, devredeki aşırı suyun uzaklaştırılması amacıyla bir kıvamlandırıcı ("densifier") bulunmasıdır. Devre kapasitesine bağlı olarak tüp tipi ("tube") ve/veya siklonik ("cyclonic") kıvamlandırıcılar kullanılabilmektedir.

Endüstriyel uygulamalarda ağır ortamı hazırlamak için kömürde manyetit kullanılırken metalik cevherlerde yaygın olarak ferrosilikon kullanılır. Ferrosilikonun özgül ağırlığı 6.7-6.9 g/cm^3 olup %15-16 Si ve %82 Fe içeren demir ve silikon alaşımıdır (Wills ve Napier-Munn, 2006). Özellikle, ferrosilikonun birim maliyeti ve tedarik süresi sebebiyle ortamın sürekli olarak temizlenmesi ve geri kazanılması gerekmektedir ve her iki uygulamada da bu işlem için manyetik ayırıcı kullanılmaktadır.

Yenişehir/Bursa'da Meyra Madencilik'e ait flotasyon tesis beslemesinin ön zenginleştirilmesi amacıyla kurulmuş ve çalışmakta olan ağır ortam devresinin, kurulumuna temel teşkil eden verilerin değerlendirilmesi ve kurulmasının ardından elde edilen tesis verileri bu çalışma kapsamında sunulmaktadır.

DENEYSEL ÇALIŞMALAR

Ağır Sıvı Testleri

Meyra Madencilik bünyesindeki Kirazlıyayla cevherinin (Yenişehir/Bursa), ağır ortam gibi yer çekimi ile zenginleştirmeye dayalı yöntemlere uygunluğunu belirlemek üzere ilk çalışmalar 2019 yılında Hacettepe Üniversitesi'nde yapılmıştır. Sahada maden üretiminin ilerlemesi sonrasında, mevcut cevherin karakterizasyonu ve eski verilere uyumunun belirlenmesi amacıyla, Meyra Madencilik tarafından, 2024 yılında tekrar ağır sıvı testleri yaptırılmıştır. Ağır sıvı testleri amacıyla kullanılan malzemenin boyut dağılımı ve fraksiyonların kurşun ve çinko içerikleri Çizelge 1'de verilmektedir.

Çizelge 1. Numunenin fraksiyonel kurşun ve çinko içeriği

Elek fraksiyonu (mm)	Ağırlık (%)	Pb (%)	Zn (%)
+15.0	19.08	0.27	1.42
-15.0+10.0	16.65	0.31	1.84
-10.0+5.0	19.90	0.37	1.55
-5.0+3.35	10.11	0.42	1.43
-3.35+1.0	24.38	0.38	1.23
-1.0	9.88	0.37	1.48
Toplam	100.00	0.348	1.476

Numuneye 5 farklı boyut fraksiyonunda, sodyum politungstat (SPT) çözeltileri kullanılarak 2.82 g/cm^3, 3.00 g/cm^3 ve 3.20 g/cm^3 yoğunluklarda ağır sıvı testleri uygulanmıştır. Fraksiyonel ağır sıvı test sonuçlarının +1mm olarak birleştirilmiş hali Çizelge 2'de verilmektedir.

Çizelge 2. Numunenin +1mm bileşke ağır sıvı test sonuçları

		Tenör		Verim	
Yoğunluk (g/cm^3)	Ağırlık (%)	Pb (%)	Zn (%)	Pb (%)	Zn (%)
2.82 Yüzen	65.64	0.056	0.205	10.05	10.52
2.82 Batan – 3.00 Yüzen	12.32	0.284	0.599	9.60	5.78
3.00 Batan – 3.20 Yüzen	11.84	0.336	2.033	10.92	18.85
3.20 Batan	10.20	2.479	8.122	69.42	64.86
Toplam	100.00	0.364	1.277	100.00	100.00

Test sonuçları, farklı fraksiyonlarda 2.82 g/cm^3 yoğunlukta malzemenin ağırlıkça yaklaşık %62-69'unun ayrılabildiğini ve boyut irileştikçe, serbestleşme derecesinin azalmasına paralel olarak, 2.82 Yüzen ürününe kaybedilen Pb ve Zn verimlerinin yükseldiği gösterilmiştir.

Simülasyon Çalışmaları

Laboratuvar testlerinde elde edilen ve ideal ayrım olarak kabul edilen ağır sıvı test sonuçlarından yola çıkarak, tesis ölçeğinde ortaya çıkabilecek ekipman verimsizliklerinin de dikkate alınarak, fiili üretimde elde edilecek ürün miktar ve özelliklerinin ortaya konulabilmesi amacıyla simülasyon çalışmaları gerçekleştirilmiştir. Bu amaçla, Kirazlıyayla cevheri için elde edilen ağır sıvı test sonuçları kullanılarak LAVE 2.0 (Yerçekimi ve Ağır Ortam Zenginleştirme Simülatörü) yazılımı ile simülasyonlar yapılmıştır.

Simülasyonlar sırasında, ağır ortam siklonunun modellenmesinde kullanılan JKMRC verim eğrisi Eşitlik 1'de verilmektedir (Napier Munn, 1991).

$$Y_i = \frac{1}{1+\exp\left[\frac{\ln 3\left(\rho_{50}-\rho_i\right)}{Ep}\right]} \quad (1)$$

Burada;

Y_i : Beslemedeki ρ_i yoğunluğu sahip fraksiyonun ayrım neticesinde batan ürüne giden oranı

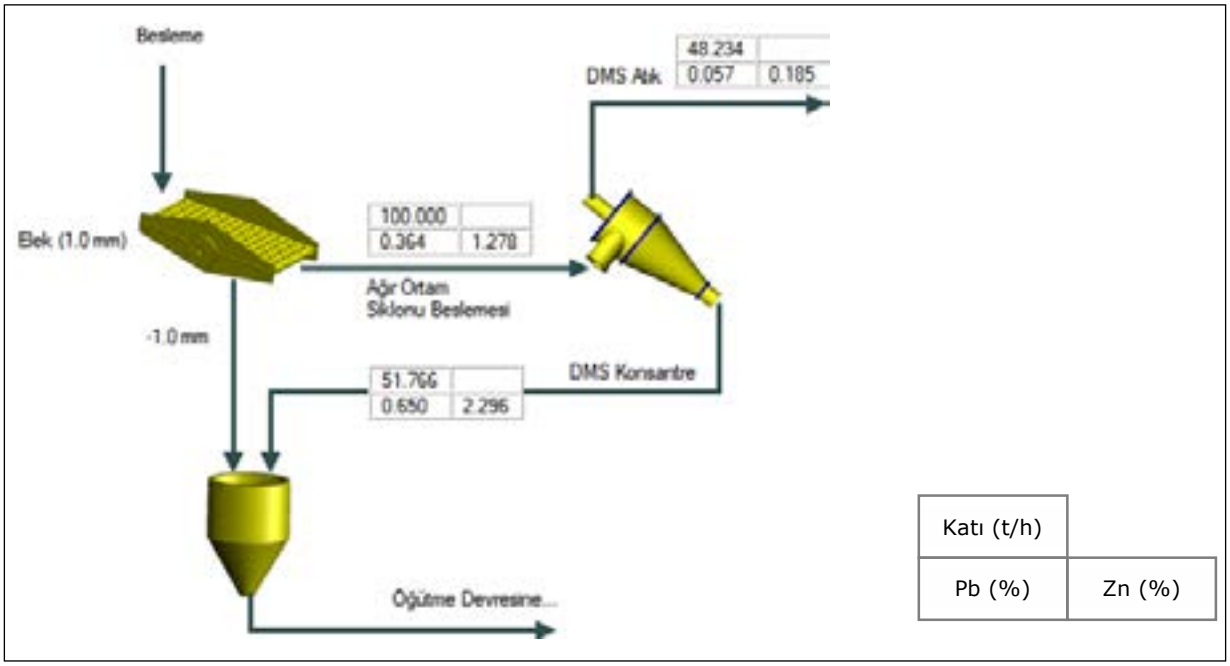
$\rho 50$: Ayrım yoğunluğu

Ep : Ayrımın verimsizliğinin göstergesi olan Ecart probable değeri, $Ep = (\rho 75 - \rho 25) / 2$

$\rho 75$: Partisyon değerinin %75 olduğu yoğunluk değeri

$\rho 25$: Partisyon değerinin %25 olduğu yoğunluk değeri

Wood (1990), özellikle kömür yıkama devreleri için, belirli bir besleme ortam yoğunluğunde, farklı tane boyları için elde edilecek ayrım yoğunluğu ve Ep değerlerinin ögörülebilmesini sağlamaktadır. Ferrosilikon kullanılan devrelerde de bu yaklaşım uyarlanarak kullanılabilmektedir.



Şekil 2. Ağır ortam devresi simülasyon çalışmaları

LAVE' de gerçekleştirilen simülasyon çalışmalarına bir örnek, Şekil 2'de verilmektedir. Elde edilen ürünlerin miktar ve özellikleri de Çizelge 3'te verilmektedir. Şekil 2'de görüleceği üzere, ağır ortam devresine giren cevher, 1mm'den elendikten sonra ağır ortam siklonuna beslenmekte ve cevherin yaklaşık %48'i atık olarak uzaklaştırılmaktadır. Bu durumda, ağır ortam devresinin kurşun ve çinko kaybının sırasıyla %7.6 ve %7.0 olacağı hesaplanmıştır.

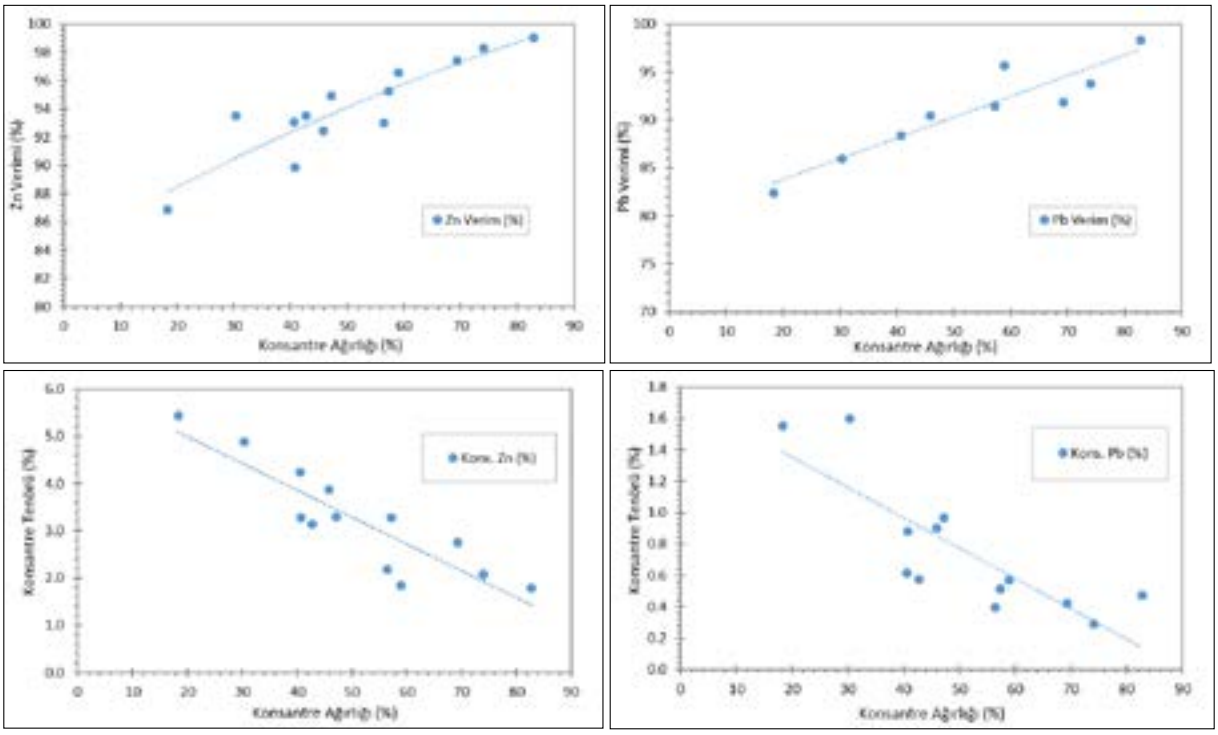
Çizelge 3. Ağır ortam siklonundan elde edilen ürünlerin hesaplanan miktar ve özellikleri

		Tenör		Verim	
Ürün	Ağırlık (%)	Pb (%)	Zn (%)	Pb (%)	Zn (%)
Besleme	100.00	0.364	1.278	100.00	100.00
Atık	48.234	0.057	0.185	7.61	6.98
Ön Konsantre	51.766	0.650	2.296	92.39	93.02

Ağır sıvı testleri ve gerçekleştirilen simülasyon çalışmalarının, ağır ortam devresinin Kirazlıyayla cevherinin ön zenginleştirmesinde sağlayacağı faydalar dikkate alınarak, ağır ortam devresinin kurulması, gerekli revizyonların yapılarak üretime geçme kararı Meyra Madencilik tarafından verilmiştir. Bu doğrultuda, YPT tarafından gerekli mühendislik çalışmaları yapılarak, devre kurularak devreye alınmış, iyileştirmeye yönelik revizyonların ardından ön-konsantre üretimine başlanmıştır.

TESİS ÖLÇEKLİ ÇALIŞMALAR

Ağır ortam devresinin üretime geçme çalışmaları sırasında, besleme ortam yoğunluğu, besleme basıncı ve besleme tonajı değerlerinde tesis besleme ve ürünlerinden temsili numuneler alınarak kimyasal analiz yapılmıştır. Bu sırada elde edilen verilerden, konsantre tenörü ve veriminin konsantre tonajına göre değişimi Şekil 3'te verilmektedir.



Şekil 3. Ağır ortam devresi performans verileri

Şekil 3'te görüleceği üzere, tesis besleme tenörünün değişimine bağlı olarak verilerde bir miktar saçınım gözlenmekle birlikte, ağır ortam devresinin çinko veriminin, kurşun verimine kıyasla %2-4 daha yüksek olduğu görülmektedir. Örneğin, beslemenin %40'ının atık olarak uzaklaştırılması, diğer bir deyişle beslemenin %60'ının ön-konsantre olarak alınması durumunda, kurşun verimi % 92.5, çinko verimi ise % 95.8 olmaktadır. Bu durumda, konsantre kurşun ve çinko içeriği ise sırasıyla % 0.6 ve % 2.7 değerlerine yükselmektedir.

AĞIR ORTAM DEVRE PERFORMANSININ DEĞERLENDİRİLMESİ

Ağır ortam devresinin farklı koşullarda çalıştırılması sırasında elde edilen sonuçlar, yaklaşık %93- 96 metal kazanımıyla, beslemenin yarıya yakın bir kısmının, kırılmış cevherden uzaklaştırılabildiğini göstermektedir. Bu sayede, öğütme ve zenginleştirme devresine giren tonaj yarıya indirilebilmekte ve zenginleştirme aşamasına daha zengin bir besleme yapmak mümkün olabilmektedir. Öğütme/flotasyon devresinde ortaya çıkan bu marj kadar ilave besleme yapılması durumunda, nihai konsantre tonajları da aynı oranda artırılabilmektedir.

Ağır ortam devresinin ferrosilikon kaybının 500 – 700 g/ton mertebelerinde olduğu ölçülmüştür. Devrenin en önemli maliyet unsurlarından biri olan ferrosilikon sarfiyatına enerji, işçilik, sarf malzeme, vb. kalemlerin eklenmesi durumunda birim maliyetin 1.50 – 2.50 USD/ton aralığında olmaktadır. Öğütme, flotasyon, susuzlandırma, atık barajı, vb. birim işlemlerin maliyetleri dikkate alındığında, ağır ortam devresinin ön zenginleştirme aşaması olarak kullanılması durumunda tesis işletme maliyetinin %10-40 oranında azalması söz konusu olmaktadır.

Diğer taraftan, ağır ortam devresi kullanılması durumunda, flotasyon devresine ek olarak ağır ortam devresinde de kurşun ve çinkonun sırasıyla %7.5 ve % 4.2'si kaybedilmektedir. Ancak, örneğin, 2.7 g/cm^3 ayrım yoğunluğunda yüzen malzemede bulunan kurşun ve çinko, son derece düşük serbestleşmeye sahip kenetlenmelerden oluşmaktadır. Bu taneler, öğütmede en zor serbestleşen ve flotasyon aşamasında da kaybedilme olasılığı en yüksek taneleri oluşturmaktadır. Diğer taraftan, üretim maliyetlerinin azalmasına paralel olarak eşik-tenörün (başabaş tenör, "cut-off grade") de aynı oranda azalması mümkün olmaktadır. Bu sayede, rezerv içerisindeki daha düşük tenörlü zonların da işletilebilecek olması nedeniyle, bu verim kaybının azalması, hatta maden ömrü olarak değerlendirildiğinde, daha yüksek verim değerlerine ulaşılması mümkündür.

Ayrıca, cevher içerisindeki özellikle karbonat ve silikat mineralleri gibi, sülfür minerallerine oranla daha yüksek sertliğe sahip minerallerin önemli bir kısmı ağır ortam ile uzaklaştırılmaktadır. Bu nedenle, tesise beslenecek malzemenin Bond indeks değerinin azalacağı, dolayısıyla, daha düşük birim enerji sarfiyatı ile öğütme gerçekleştirilebileceği de öngörülmektedir.

Ön zenginleştirme amacıyla ağır ortam devresinin kullanılması durumunda elde edilebilecek ilave bir fayda da atık yönetimi konusudur. Normal şartlarda, cevherin zenginleştirilmesi sırasında oluşan flotasyon atığı yasal izinlere bağlı olarak ya atık barajına verilmekte ya da filtre edilerek katı atık olarak stoklanmakta olup, her iki durumda da kayda değer üretim maliyetleri ortaya çıkmaktadır. Ağır ortam devresinin kullanılması durumunda, atığın önemli bir kısmının düşük nem içeriğine sahip (yaklaşık %10-13), iri tane boyunda (+1mm) ve katı atık olarak elde edilebilmesi ve stoklanabilmesi mümkün olmaktadır. Bu sayede de susuzlandırılması ya da çamur olarak atık barajına verilmesi gereken atık miktarı aynı oranda azalmaktadır.

SONUÇLAR

Bu çalışmada, Meyra Madencilik'e ait Kirazlıyayla sahasındaki düşük tenörlü kurşun-çinko cevherine ön zenginleştirme işlemi olarak uygulanmak üzere kurulan ağır ortam devresinin proses açısından ve tekno-ekonomik açıdan etkinliği değerlendirilmiştir. Yapılan ağır sıvı testleri, simülasyon analizleri ve saha uygulamaları sonucunda, söz konusu cevherin fiziksel özelliklerinin ağır ortam ile ayrım yöntemine oldukça uygun olduğu belirlenmiştir.

Kurulan devrede, 2.50 g/cm³ yoğunluğa sahip ferrosilikon bazlı ortam kullanılarak yaklaşık -20 mm boyutundaki cevher üzerinde gerçekleştirilen zenginleştirme işlemiyle, toplam beslemenin %60'a yakını sistem dışına atılabilirken, kurşun ve çinko için %90'ı aşan metal kazanımları elde edilmiştir. Bu sayede, değirmene ve flotasyona yönlendirilen cevher miktarı kayda değer düzeyde azalmış; bununla birlikte işlenen cevherin metal içeriği daha yüksek seviyelere çıkarılmıştır.

Ağır ortam devresi ile ön zenginleştirme aşamasında bir miktar metal kaybı ortaya çıkmasına karşın, işletme maliyetinin kayda değer oranda azalmasına paralel olarak, eşik-tenör değeri de azalmakta ve sahadaki rezerv büyümektedir.

Bununla birlikte, ağır ortam devresinden elde edilen iri taneli ve düşük nem içerikli atığın doğrudan katı atık olarak bertaraf edilebilmesi, atık yönetiminde çevresel ve ekonomik avantajlar sağlamakta; çamur formundaki atık hacmi azalarak, atık barajı yükü hafiflemektedir.

Sonuç olarak, ağır ortam ile ön zenginleştirme uygulaması, düşük tenörlü kompleks cevherlerde yalnızca metal kazanımını iyileştirmekle kalmayıp; enerji, su ve işletme maliyetleri üzerinde de belirgin düzeyde tasarruf sağlamakta, aynı zamanda tesisin işlenebilir rezerv alanlarını genişletme potansiyeli sunmaktadır. Laboratuvar ölçekli standart ağır sıvı testleri sayesinde, bir cevherin ağır ortam zenginleştirmesine uygunluğu değerlendirilebilmekte ve modelleme-simülasyon teknikleri sayesinde, tesis ölçekli üretimde elde edilebilecek sonuçlar yüksek tahmin gücü ile hesaplanabilmektedir.

KAYNAKLAR

Honaker, R. Q. ve Forrest, W. R. (2003). Advances in gravity concentration. Littleton, CO: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.

Napier-Munn, T. (2017). The dense medium cyclone – Past, present and future. Minerals Engineering, 116,107,113.

Napier-Munn, T.J., Morrell, S., Morrison, R.D. (1996). Mineral Comminution Circuits: Their Operation *and Optimization*. JKMRC. Brisbane. Australia.

Scott, I. A. (1985). Particle size effect in ore preconcentration using dense medium cyclones. B.Sc. thesis, University of Queensland, Australia, 5-7.

Wallance, J., Strohmayr, S., Cameron, K. (2014). McArthur River Mine Heavy Medium Plant – The Benefits of Applying Modern Coal Plant Design Principles to Base Metal Heavy Medium Separation. In Proceedings of the 15th Australian Coal Preparation Conference (pp. 39–54). Gold Coast, QLD.

Wills, B. A., Napier-Munn, T. J. (2006). Wills' Mineral Processing Technology An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery. (7th ed,.). Oxford, UK: Elsevier Science & Technology Books.

Wood, C. J. (1990). A performance model for coal-washing dense medium cyclones. Ph.D. thesis, University of Queensland, Australia, 127-130.

YPT, (2021). Kirazlıyayla Ağır Ortam Zenginleştirme Devresi Mühendislik Çalışmaları Raporu, Yılmaz Proses Teknolojileri (YPT) A.Ş., Meyra Madencilik A.Ş., Yayınlanmamış Çalışma Raporu.

EVALUATION OF SEPARATION PERFORMANCE OF A THREE-PRODUCT DENSE MEDIUM CYCLONE USING DENSITY TRACERS: A CASE STUDY OF THE COAL WASHING PLANT

U. Çay[1*], A. Harzanak[1], B. Töngür[1], B. Aksanı [1]

[1] *Demir Export A.Ş*
*(*Corresponding author: ufuk.cay@demirexport.com)*

ABSTRACT

This study evaluates the separation performance of a three-product dense medium cyclone (TPDMC) using density tracers at a coal washing plant located in Manisa, Soma. The primary objective was to determine the actual cut-point densities for the clean coal stream, thereby assessing the separation efficiency of the cyclone and the overall performance of the coal washing plant. Given the time-consuming nature of conventional sampling and analysis techniques, along with significant limitations in real-time monitoring of plant performance, the use of density tracers for testing has been planned. A tracer test was conducted under steady state operating conditions, utilizing density tracers with known densities ranging from 1.34 to 2.36 g/cm³. Whilst the plant was operating, 50 tracers of each density were introduced to the feed stream of the equipment and collected at the stream discharge points. Based on the distribution of tracers across the streams, the tromp curve (partition curve) of the three-product cyclone was derived. Following the tracer test, the density cut-points were determined, and the Ep values were calculated based on these measurements. These findings contribute to optimizing the plant's separation processes and improving the recovery of valuable coal fractions.

Keywords: Density tracer, Coal washing plant, Three-product dense medium cyclone, Cut point density

INTRODUCTION

The application of density tracers has become an increasingly important method for evaluating the separation performance of dense medium circuits in coal preparation plants. The technique was first systematically introduced in the mid-1980s by researchers at the Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre (JKMRC) in Australia. In their pioneering study, 33 mm polymer-based tracers were used across seven coal preparation plants to assess the performance of dense medium cyclones under industrial conditions (Davis, Wood & Lyman, 1985). Their results demonstrated that partition curves of the separators could be reliably constructed without the need for time-consuming float-and-sink analysis. Follow-up studies by Lyman et al. (1991) further expanded the application of the tracer method to a variety of dense medium equipment, highlighting its advantages such as speed, low cost, and suitability for on-site use.

Nowadays, density tracer techniques are widely used to calculate key performance indicators such as cut-point density (ρ_{50}) and probable error (Ep), especially in complex separation systems like TPDMCs. This method offers the advantage of quickly and reliably evaluating separation performance in situ, which greatly benefits real-time plant monitoring and operational efficiency improvements.

Accurate evaluation of dense medium separation (DMS) circuit performance is critical in coal preparation plants to enhance product quality and maximize coal recovery. Traditional assessment methods, including sampling, float-and-sink analysis, and mass balancing, have been commonly employed. However, these approaches are often time-consuming, labor-intensive, and insufficient for real-time monitoring of plant performance (Wood et al., 1989; Honaker & Mohanty, 2017). Consequently, density tracer testing has emerged as a faster, more cost-effective, and operator-friendly alternative in recent years.

There are several types of equipment used in DMS circuits. Dense medium cyclones (DMCs) are the most commonly used equipment for separating fine and medium sized coal particles (−50+0.5 mm) due to their high efficiency and compact design (Narasimha et al., 2007). For coarser materials (−150+15 mm), dense medium drums, baths or Drewboy are preferred, while dense medium baths are used for even larger particle sizes, up to 300 mm (Meyer & Craig, 2015; Legault-Seguin et al., 2016). Recently, the use of TPDMCs has increased. These units allow the production of three separate streams, namely clean coal, middlings, and refuse. This improves both process control and product flexibility (Luttrell et al., 2014).

This study focuses on using the density tracer method to evaluate the performance of a TPDMC installed in a full-scale coal washing plant located in Soma, Manisa, Turkey. The test was performed under steady-state conditions using tracers with densities between 1.34 and 2.36 g/cm³. Fifty tracers of each density were introduced into the cyclone feed and later recovered from the discharge streams. The tracer data were used to construct a Tromp curve, from which the actual cut-point and Ep values were determined. The results of this study help to better understand the current performance of the three-product cyclone and provide useful information for process optimization.

MATERIALS AND METHODS

This study was conducted at a full-scale coal preparation plant located in Eynez, Soma. one of Türkiye's major lignite mining regions. The plant utilizes a dense medium separation (DMS) system to upgrade run-of-mine (ROM) lignite coal by separating it into three distinct product streams: clean coal, middlings, and refuse. The core separation process is carried out using a TPDMC, which treats ROM coal with a top size of 100 mm using a magnetite–water suspension with adjustable density.

Initially, the ROM coal is crushed in an sizer to reduce the top size below 100 mm. The crushed material is then directly fed by gravity into the TPDMC, where separation occurs based on particle density. In dense medium separation, the medium is prepared from finely ground magnetite and water. Depending on operational requirements, the cut density typically ranges between 1.46 and 2.15 g/cm³. The magnetite is recovered from the process and recycled back into the system, enabling an economically and environmentally sustainable operation.

After separation, the three product streams from the cyclone—clean coal, middlings, and refuse—are directed to the medium separation sieves then sieve overflows are fed to drain-and-rinse (D&R) screens for dewatering and size classification. According to the plant's flowsheet, two parallel screen units are used for the clean coal stream, while the middlings and refuse streams are sent to their respective independent screening lines. This circuit design enables the separation of coal into three distinct products in a single stage, followed by classification according to grain size to yield a product ready for direct sale. Compared to conventional coal washing plants, this approach requires less equipment. Additional advantages include operational simplicity, reduced operating costs, enhanced process control, improved efficiency, and system reliability.

The material is classified into three size fractions: +18 mm, −18 +10 mm, −10 +0.5 mm and −0.5 mm. These fractions are suitable for various industrial and domestic applications, and the classification also plays a crucial role in medium recovery. In the drain sections of the screens, dense medium separated from the coal is collected and sent to the dense medium tank. The rinse sections use spray water to remove residual magnetite

from the coal, and this diluted medium is then pumped to magnetic separators. The recovered magnetite is passed through a demagnetizer and then reintroduced into the dense medium system to maintain continuous circulation.

This compact and optimized process design enables efficient upgrading with minimal material handling. Furthermore, the flexibility of the circuit allows to handle the coals having different characteristics and varying feed conditions. A schematic flow diagram of the coal preparation plant is presented in Figure 1.

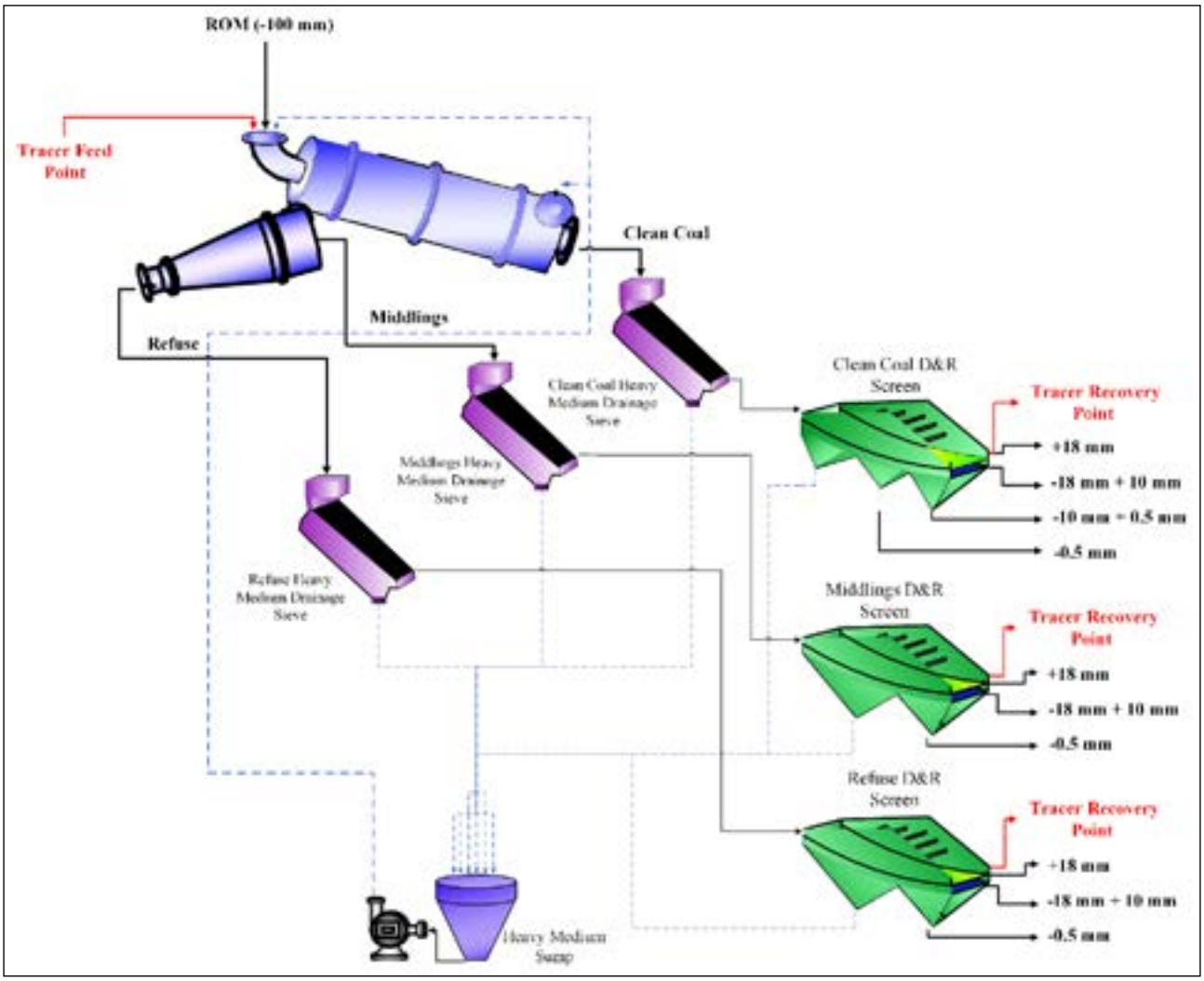


Figure 1. Flowsheet of TPDMC separator and D&R Screens.

In order to systematically assess the performance of the TPDMC under operational conditions, field tests were conducted in a controlled plant environment. Operational parameters such as feed rate, medium density, and pressure were continuously monitored during the test to ensure steady-state conditions, which are shown in Table 1.

Table 1. Key operational parameters during steady-state conditions

Feed Rate (t/h):	600
TPDMC Pressure (bar):	3
Medium density (g/cm³):	1.55

Maintaining stable operating conditions was crucial to obtaining reliable performance data and accurately assessing the cyclone's performance. Any fluctuations in these parameters could affect the separation efficiency and the validity of the test results. Therefore, close coordination with the plant operators was maintained throughout the testing period to promptly address any deviations.

To assess the actual performance of the cyclone, a density tracer test was conducted under steady-state conditions. Polymer-based cubic tracers with calibrated densities ranging from 1.34 to 2.36 g/cm³ (±0.005) and a size of 32 mm were used. These tracers were supplied by Partition Enterprises (Australia) and were selected to match the particle size distribution of the cyclone feed, ensuring realistic flow behavior during separation (Luttrell et al., 2005; Kumar & Venugopal, 2016). The tracers were manually introduced into the cyclone feed stream at the designated feed point, as shown in Figure 1. A detailed view of the feeding process during plant operation is illustrated in Figure 2.



Figure 2. Feeding density tracers into TPDMC inlet

During the test, around 50 tracers from each density group were manually introduced into the cyclone feed manually. After passing through the TPDMC, the tracers were collected from the drain-and-rinse screens associated with the clean coal, middling, and refuse streams. Colored tracers were visually identified and manually recovered, then counted according to their density and destination stream. The tracer recovery rate exceeded 97%, ensuring the reliability of the data.

Using the distribution of tracers across different density intervals, a partition curve (Tromp curve) was generated to represent the probability of particles reporting to either the sinks or floats as a function of density. From this curve, two key parameters were calculated: the cut-point density (ρ_{50}), indicating the density at which particles have a 50% chance of reporting to either stream, and the probable error (Ep), which measures the sharpness of the separation (Narasimha et al., 2007). These parameters were used to evaluate the overall performance of the cyclone.

RESULTS AND DISCUSSION

To assess the separation performance of the TPDMC under actual plant conditions, a tracer-based test was conducted using polymer-based density tracers at a full-scale coal preparation plant located in Eynez, Soma, with a feed capacity of approximately 600 tons per hour.

The tracer test was performed while the plant was operating under steady-state conditions. In total, around 50 tracers for each density level were manually introduced into the cyclone feed using a tracer insertion manually. After separation, the tracers were collected from the drain-and-rinse screens corresponding to the clean coal, middling, and refuse product streams. The colored tracer blocks were visually identified and manually picked from the screens. The manual recovery process during operation is illustrated in Figure 3. Subsequently, the collected tracers were systematically arranged on a flat surface according to their density and outlet stream, allowing for accurate counting and classification. This arrangement procedure is shown separately in Figure 4. The tracer recovery rate exceeded 97%, ensuring the reliability of the data. A detailed distribution of the tracers among the product streams is summarized in Table 2.



Figure 3. Manual recovery of density tracers and coal samples from the drain-and-rinse screen



Figure 4. Systematic arrangement of collected density tracers for counting and classification

Table 2. Distribution of Recovered tracers in product streams

	Number						
Density (g/cm3)	First Stage Feed	Clean Coal	Second Stage Feed	Middlings	Tail-ings	First Stage P.N.	Second Stage P.N.
1.34	46	46	0	0	0	0.00	0.00
1.38	43	43	0	0	0	0.00	0.00
1.42	45	45	0	0	0	0.00	0.00
1.46	35	35	0	0	0	0.00	0.00
1.50	38	31	7	7	0	18.42	0.00
1.54	47	14	33	33	0	70.21	0.00
1.58	45	1	44	44	0	97.78	0.00
1.62	43	0	43	43	0	100.00	0.00
1.66	45	0	45	45	0	100.00	0.00
1.70	35	0	35	35	0	100.00	0.00
1.74	42	0	42	42	0	100.00	0.00
1.78	35	0	35	35	0	100.00	0.00
1.82	46	0	46	46	0	100.00	0.00
1.86	35	0	35	35	0	100.00	0.00
1.90	45	0	45	45	0	100.00	0.00
2.00	36	0	36	9	27	100.00	75.00
2.04	50	0	50	1	49	100.00	98.00
2.08	50	0	50	0	50	100.00	100.00
2.12	48	0	48	0	48	100.00	100.00
2.16	50	0	50	0	50	100.00	100.00
2.20	48	0	48	0	48	100.00	100.00
2.24	50	0	50	0	50	100.00	100.00
2.28	49	0	49	0	49	100.00	100.00
2.32	49	0	49	0	49	100.00	100.00
2.36	48	0	48	0	48	100.00	100.00

The probable error (Ep) which reflects the sharpness of separation, was calculated using the following formula:

$$Ep = \frac{d_{75} - d_{25}}{2} \quad (1)$$

Where and refer to the tracer density at which 75% and 25% of particles report to the sinks, respectively. This calculation method is widely used in coal preparation studies and provides a reliable indicator of separator performance (Luttrell et al., 2005; Narasimha et al., 2007).

Based on the recovered tracer data, separate partition curves were constructed for the first stage and second-stage sections within the TPDMC, enabling the determination of key separation parameters. These curves are presented in Figures 5 and 6.

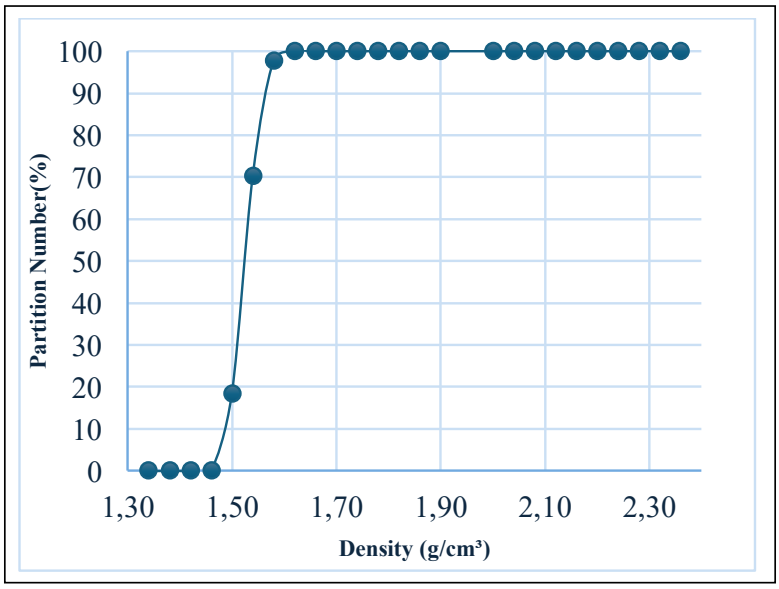


Figure 5. Partition curve of the first stage

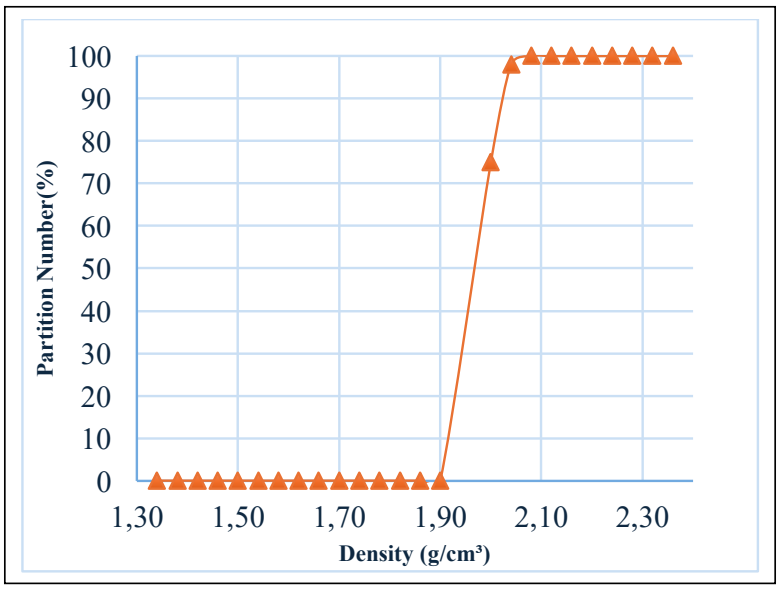


Figure 6. Partition curve of the second stage

For the first stage of the cyclone, the cut-point density (ρ_{50}) was determined to be approximately 1.52 g/cm³, with a probable error (Ep) of 0.021, indicating a sharp and efficient separation between clean coal and middlings, as reflected by the low probable error (Wills & Napier-Munn, 2016). During the test, the medium density was closely monitored and maintained at 1.55 g/cm³.

For the second stage, the cut-point density (ρ_{50}) was calculated as 1.97 g/cm³, with a probable error (Ep) of 0.036, reflecting a somewhat broader but still acceptable separation sharpness. The medium density during this stage was also maintained at 1.55 g/cm³ (Wills & Napier-Munn, 2016).

These calculated parameters and partition curves provide a comprehensive basis for assessing the performance of the TPDMC under real operating conditions. The use of density tracers allowed for a detailed and accurate evaluation of the separation efficiency and sharpness at both the first and second stages of the cyclone. Notably, the tracer tests were completed within a matter of minutes, capturing the dynamic behavior of the system without disrupting the continuous operation of the plant. By combining tracer data with the closely monitored medium density, the methodology ensured the reliability of the results despite the complex flow patterns within the cyclone. This approach offers valuable insights into the operational behavior of the TPDMC and establishes a solid foundation for the interpretation of separation performance.

CONCLUSION

The separation performance of the TPDMC was evaluated in an operational coal preparation plant using polymer-based density tracers. This approach allowed the separation behavior of the unit to be assessed directly under plant conditions.

The test results showed that the TPDMC effectively performed dual-stage separation within a single unit, generating clean coal, middlings, and refuse with clear density-based distinctions. The cut-point densities were determined as 1.52 g/cm³ for the first stage and 1.97 g/cm³ for the second stage. The corresponding Ep values, 0.021 and 0.036, demonstrated that the separation was both sharp and consistent, particularly in the primary stage where efficient product recovery is most critical.

During the tracer experiments, certain challenges were encountered that may have introduced minor uncertainties. The manual insertion and recovery of tracers, although carefully conducted, are inherently prone to human error. In addition, the high slurry flow rates occasionally made the complete recovery of tracers more difficult. While the overall tracer recovery rate exceeded 97%, these factors should still be acknowledged as potential limitations. For future studies, the use of automated tracer feeding and recovery systems, as well as tracers that can be magnetically or electronically detected, could help to minimize these uncertainties and further enhance the reliability of the results.

These findings underscore the practicality and effectiveness of the tracer method as a diagnostic tool in dense medium circuits. Rather than relying solely on conventional sampling or indirect evaluations, the use of density tracers enables a rapid, accurate, and non-intrusive assessment of separation performance under actual operating conditions. The successful implementation of this method in the current study demonstrates its potential for routine process monitoring, performance benchmarking, and targeted optimization efforts in coal beneficiation plants. By providing continuous insight into the behavior of the separation process, the tracer approach lays a solid foundation for data-driven decision-making and continuous improvement.

Overall, this study supports the integration of advanced diagnostic techniques, such as tracer testing. Into routine plant performance evaluations, particularly for complex multi-stream equipment like TPDMCs. Such practices can contribute significantly to sustainable and efficient coal processing operations. Moreover, one of the most significant advantages of the tracer method is that results can be obtained in an exceptionally short time. Since the duration of the test is essentially limited to the residence time of the particles, the classification of tracers and the determination of separation performance can be completed within approximately 30–60 minutes. Compared with conventional sampling and analysis methods, this provides a much faster and more reliable feedback loop. Such rapid turnaround not only demonstrates the practicality of the method but also enables real-time alignment with operating conditions, timely adjustments, and ultimately enhanced process continuity and efficiency. Therefore, tracer testing should be regarded not only as a diagnostic tool but also as a strategic advantage for process control and optimization.

REFERENCES

Davis, J. J., Wood, J. T., and Lyman, G. J. (1985). The use of density tracers for the evaluation of heavy medium circuits. Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, University of Queensland, Brisbane, Australia.

Honaker, R. Q., and Mohanty, M. K. (2017). Coal cleaning technology: Past, present and future. International Journal of Coal Preparation and Utilization, 37(3), 127–140.

Kumar, V., and Venugopal, R. (2016). Evaluation of dense medium separation performance through density tracers in coal preparation plant. International Journal of Coal Preparation and Utilization, 36(6), 327–337.

Legault-Seguin, J., Smith, R., and Brown, T. (2016). Advances in dense medium separation technology for coal processing. International Journal of Coal Preparation and Utilization, 36(4), 200–215.

Luttrell, G. H., Adel, G. T., and Yoon, R. H. (2014). Separation technologies for clean coal applications. SME Annual Meeting Presentation, Salt Lake City, Utah, USA.

Luttrell, G. H., Yoon, R. H., and Asmatulu, E. (2014). Three-product cyclone performance and its application to coal cleaning. Fuel Processing Technology, 123, 112–120.

Lyman, G. J., Wood, J. V., and Davis, J. J. (1991). The use of tracers to evaluate the performance of dense medium separators. Coal Preparation, 9(3–4), 159–176.

Meyer, E., and Craig, I. (2015). Dense medium separation in coal preparation: Current practice and future trends. Minerals Engineering, 79, 1–12.

Narasimha, M., Bhaskar, K. U., and Raju, K. S. (2007). Evaluation of performance of dense medium cyclone in coal beneficiation. Fuel Processing Technology, 88(3), 251–258.

Narasimha, M., Manohar, K. S., and Bhaskar, K. U. (2007). Performance evaluation of dense medium cyclone using density tracers. International Journal of Mineral Processing, 84(4), 292–300.

Wills, B. A., and Napier-Munn, T. J. (2016). Wills' Mineral Processing Technology: An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery (8th ed.). Elsevier, Amsterdam, Netherlands, p. 261.

Wood, J. T., Davis, J. J., and Lyman, G. J. (1989). Monitoring of dense medium cyclone performance using density tracers. Coal Preparation, 7(1–2), 1–15.

EVALUATION OF HEAVY MEDIUM SEPARATION POSSIBILITIES IN BALYA LEAD-ZINC FLOTATION PLANT

E. S. Zencirci[1*], S. B. Yazıcı, G. Sönmez, E. Küçüköner [a],

[1] ESAN Balya Lead-Zinc Plant Kocacami Mevkii Balya / Balıkesir.
(Corresponding author: erginsarp.zencirci@esan.com.tr)*
**ESAN Eczacıbası Lead-Zinc Flotation Plant*

ABSTRACT

This study evaluates the application of Heavy Medium Separation (HMS) as a pre-concentration method at the Esan Balya Lead-Zinc-Copper Flotation Plant. Representative ore samples from different zones were tested through sink-float tests and simulation studies were used to estimate the industrial performance of a heavy medium cyclone. Results show that up to 38% of low-grade or barren feed can be rejected before grinding, improving process efficiency while reducing operating costs by 29%, grinding energy by 12%, and water consumption by 38%. These findings confirm the technical and economic feasibility of incorporating HMS into the existing flowsheet.

Keywords: Heavy Medium Separation, Pre-concentration, Lead-Zinc, Copper, Grinding Efficiency

INTRODUCTION

The 21st century has brought a paradox of resource intensity: while global demand for essential base metals such as lead (Pb), zinc (Zn), and copper (Cu) continues to rise at a steady annual rate of 3–5% (USGS, 2023), the average ore grades of economically viable deposits have declined by 30–50% over the past two decades (Northey et al., 2022). Compounding this trend is the increasing mineralogical complexity and finer grain sizes in newly developed ore bodies—such as the CuXX zone at ESAN Balya—which necessitate ultrafine grinding to achieve sufficient mineral liberation. This, in turn, leads to significantly higher energy consumption and operating costs, while also increasing environmental impacts through elevated carbon emissions (Ballantyne et al., 2018).

As a result, the cost per ton of metal produced has been steadily increasing. Lower head grades mean more material must be mined, transported, crushed, ground, and processed to yield the same amount of metal. For example, Turkish Pb-Zn operations that once processed ores containing 8–10% Zn in the 1990s are now working with head grades as low as 2.5% Zn (Gülsoy et al., 2021; Özgen et al., 2020). This decline translates directly into higher unit costs, not only from increased energy use but also from greater reagent consumption, equipment wear, and tailing management demands.

Modern mineral processing plants are thus caught in a self-reinforcing cycle:

1. Lower ore grades require finer grinding to liberate valuable minerals.

2. Finer grinding results in higher specific energy consumption—often exceeding ~50 kWh per tonne—and produces a greater fraction of ultrafine particles (<0.1 mm).

3. Ultrafines present operational challenges: they exhibit poor flotation kinetics, increase reagent consumption, and pose higher environmental and geotechnical risks in tailings storage facilities (Nadolski et al., 2018; Tripathy et al., 2022).

Breaking this cycle requires innovative approaches in early-stage mineral separation. One such approach is heavy media separation (HMS), which enables the rejection of barren gangue at coarse sizes (+2 mm), prior to grinding. By preconcentrating the ore and removing 30–50% of the mass that would otherwise consume energy and reagents downstream, HMS has the potential to significantly reduce both *cost per ton* and the environmental footprint of mining operations (Wills & Finch, 2016).

However, the application of HMS is not without its challenges (Pitard, 2019; Carvalho et al., 2020). Its efficiency hinges on the precise control of density cutpoints—typically within the range of 2.7–3.0 g/cm³—and its adaptability to changing feed characteristics. This is particularly relevant for operations such as ESAN Balya, where the transition from Main Balya to North Balya and CuXX zones has introduced increased lithological and mineralogical variability.

In this context, evaluating the feasibility and benefits of HMS as a preconcentration strategy in polymetallic Pb-Zn-Cu deposits—especially those with complex mineralogy—is both timely and critical. This study focuses on assessing the heavy medium separation potential in the Balya Lead-Zinc operation, with particular attention to its implications on energy efficiency, flotation performance, and overall economic viability.

While these findings confirm the technical and economic feasibility of incorporating HMS into the existing flowsheet, the method is sensitive to density control and less effective for fine fractions, which should be considered in practical applications.

Within the scope of this paper, heavy media separation (HMS) tests conducted on polymetallic and Pb-Zn ores at the ESAN Balya flotation plant are presented, along with a preliminary evaluation of potential cost control opportunities.

EXPERIMENTAL STUDIES

In this study, a series of heavy medium separation (HMS) evaluations were conducted on ore samples from the Main Balya, North Balya, and CuXX (E and F) zones of the ESAN Balya Lead-Zinc Flotation Plant. The samples were collected during active underground production in 2022, and each represented the plant feed composition of its respective period.

For each ore type, 50 kg of representative material was sampled from the crusher product. These samples were delivered to the central laboratory, where they were fractioned into size classes of +5 mm, -5 mm & +2 mm, -2 mm & +0.5 mm, and -0.5 mm. Sink-float tests were conducted using heavy media with densities ranging from 2.7 g/cm³ to 3.0 g/cm³ (Figure 1).

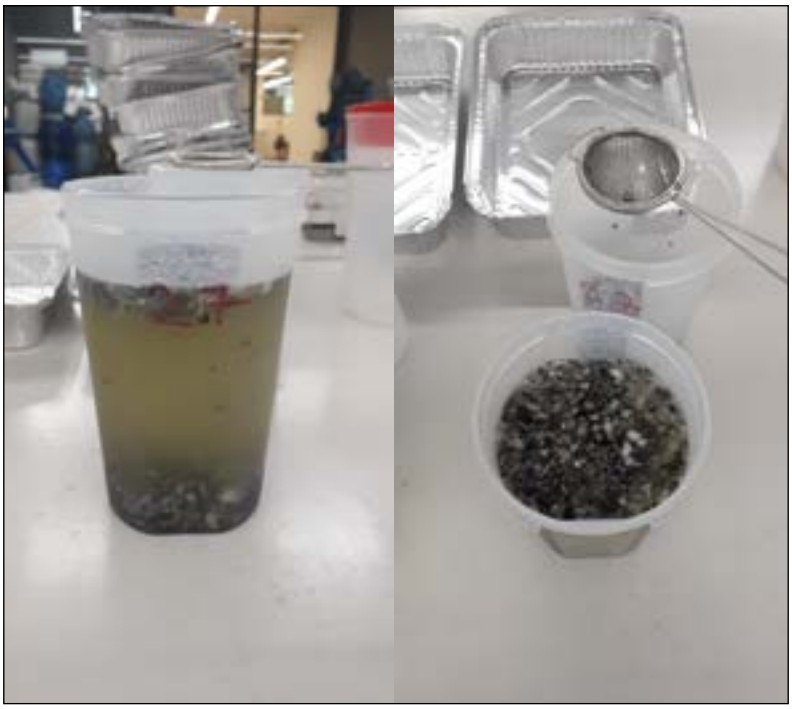


Figure 1. Sink-float test

The resulting products from each fraction were analyzed chemically using XRF and ICP methods. These analyses were used to estimate the potential performance of a heavy medium cyclone under industrial conditions.

All simulation studies were based on the coarsest particle size distribution observed in the plant feed to reflect a conservative scenario. In each case, approximately 20% of the feed (under 0.5 mm) was screened out prior to HMS treatment. The oversize fraction was then subjected to HMS simulation using the JKSimMet simulation package, and the results were evaluated in terms of metal recovery and waste rejection potential.

Following the simulations, cost-benefit calculations were performed using fixed and variable operational expenses for crushing, grinding, and flotation units. The impact of HMS implementation was analyzed in terms of overall process cost reduction, water savings, and potential improvements in plant throughput.

RESULTS AND DISCUSSIONS

To evaluate the industrial applicability of heavy medium separation (HMS), the results of laboratory-scale sink-float tests were used as input for simulation studies. These simulations aimed to predict the performance of a heavy medium cyclone under operational conditions. Separation models based on particle size distributions and cut density values were employed for each ore type. A conservative scenario was adopted by using the coarsest particle size distribution observed in plant feed, ensuring that the estimations reflect worst-case conditions. This approach enabled a realistic assessment of rejectable waste, expected flotation feed grades, and potential gains in process efficiency.

The simulation results demonstrated that heavy medium separation (HMS) offers a significant opportunity to improve the efficiency and cost-effectiveness of the Balya Lead-Zinc Flotation Plant. Across multiple ore types, between 16% and 33% of the plant feed could be rejected as waste prior to grinding and flotation without significant metal loss (Figure 2). This early-stage rejection led to substantial reductions in both operating costs and water consumption.

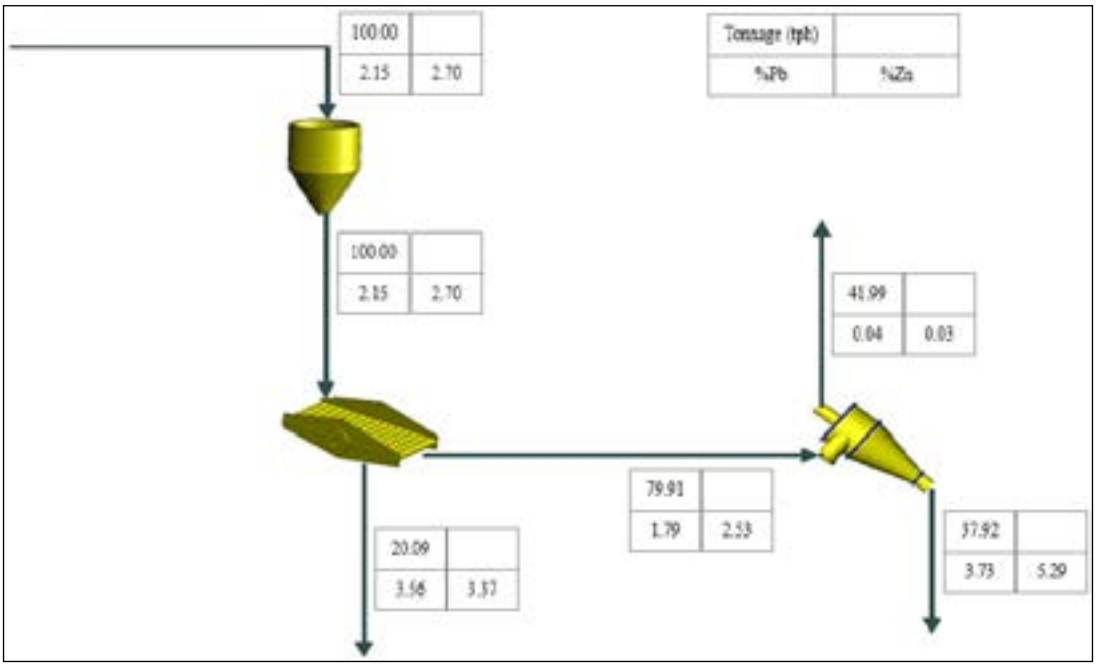


Figure 2. Basic flowsheet of DMS circuit

For example, in the case of A-type ore, 42% of the material (with negligible Pb-Zn values) was removed before flotation. As a result, the flotation feed was upgraded from 2.15% Pb and 2.7% Zn to 3.67% Pb and 4.63% Zn. Similar upgrading trends were observed in other types. The minimum HMS recovery was calculated as 97%, indicating strong separation performance (Table 1).

Table 1. Analysis and Recovery for DMS

	Mass%	Pb %	Zn %	R -Pb %	R -Zn %	Ag ppm	R -Ag %	R -As %
Total Feed	100,00	2,15	2,70	100,00	100,00	36,77	100,00	100,00
HMS Tail	41,99	0,04	0,03	0,78	0,47	1,26	1,44	7,00
HMS Concentrate	58,01	3,67	4,63	99,22	99,53	62,48	98,56	93,00

Cost simulations based on actual 2022 tonnages showed that the integration of HMS could reduce total processing costs by approximately 23% for A-type ore and 29% for North Balya ore. This was achieved by decreasing grinding and flotation loads, while maintaining metal recovery rates close to conventional values.

In addition to these benefits, Bond Work Index (Wi) measurements were conducted to evaluate the grinding energy requirements of the HMS concentrate. The original Wi value of 13.5 kWh/t was reduced by 12% following HMS, indicating that the rejected material in the pre-concentration stage consisted of harder-to-grind gangue components. This directly contributes to lower energy consumption and increased mill throughput.

Furthermore, the implementation of HMS would result in a 38.35% reduction in water consumption per ton of ore and increase the plant's processing capacity from 2.0 Mtpa to 2.75 Mtpa. The -0.5 mm fraction removed during pre-screening was found to contain high-grade lead values, suggesting potential for separate reprocessing or blending. From an environmental perspective, HMS adoption would also reduce the volume of flotation tailings, allowing more effective use of tailings storage capacity. In future studies, the potential utilization of heavy medium separation (HMS) rejects as underground backfill material will be evaluated, offering an additional pathway for sustainable waste management, eliminating the need for additional waste dam storage for this material.

The results strongly support the feasibility of integrating a heavy medium separation circuit ahead of flotation, especially given the projected increase in North Balya and Cu-rich ore proportions in the coming years. These findings have led to the initiation of master composite sample preparation and detailed variability testing in collaboration with the geology team.

CONCLUSIONS

This paper demonstrated that the integration of heavy medium separation (HMS) into the Balya Lead-Zinc Flotation Plant has the potential to significantly improve overall process efficiency, reduce operational costs, and minimize environmental impact. The key conclusions are as follows:

• Between 16% and 33% of the flotation feed can be rejected as waste through HMS, depending on ore type.

• Flotation feed grades increased substantially across all ore types following pre-concentration, with minimal metal losses.

• Grinding energy requirements decreased by 12% for the HMS concentrate, as measured by Bond Work Index (from 13.5 kWh/t), indicating a reduction in ore hardness due to pre-rejection of difficult-to-grind material.

• Total processing OPEX was reduced by up to 29%, thanks to decreased grinding and flotation loads.

• Water consumption decreased by 38.35%, contributing to more sustainable plant operation.

• The removal of sub-0.5 mm fractions prior to HMS created potential for recovery of high-grade Pb-rich fines, opening the door to alternative recovery strategies.

• The capacity of the plant could increase from 2.0 Mtpa to 2.75 Mtpa with the integration of the HMS unit.

• Positive results obtained for North Balya ore — which will constitute a larger share of future production — indicate strong potential for long-term operational benefits.

Based on these outcomes, the project will proceed with the preparation of master composite and variability samples to further validate and optimize HMS implementation.

ACKNOWLEDGEMENTS

The authors would like to express their sincere gratitude to Prof. Dr. Levent Ergün for his invaluable support and guidance during the simulation studies. Special thanks are also extended to Hakan Sanıvar for his contributions to the laboratory test work conducted throughout this study.

REFERENCES

Ballantyne, G.R. & Powell, M.S. (2014). Benchmarking comminution energy consumption for the processing of copper and gold ores. *Minerals Engineering*, 65, 109–114.

Carvalho, R.M., Lima, R.M.F. & Leal Filho, W. (2020). Mineralogical variability and implications in the design of metallurgical processing. *Minerals Engineering*, 156, 106512.

Gülsoy, Ö., Aydın, S. & Akdemir, U. (2021). Performance evaluation of flotation processes in Turkish lead-zinc plants. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 42(3), 195–204.

Northey, S., Mudd, G., Jowitt, S., Werner, T. & Haque, N. (2022). Trends in ore grades and implications for resource availability in mineral production. *Resources Policy*, 77, 102725.

Özgen, S., Kara, F. & Arslan, N. (2020). A review of lead-zinc flotation plant applications in Turkey. *Journal of Mining Science*, 56(4), 589–600.

Pitard, F.F. (2019). *Theory of Sampling and Sampling Practice*. 3rd Ed., CRC Press.

Tripathy, S.K., Venkatesh, A.S. & Banerjee, D. (2022). Flotation behavior of ultrafine particles: Challenges and solutions. *Minerals Engineering*, 179, 107476.

USGS (2023). *Mineral Commodity Summaries 2023*. United States Geological Survey, Reston, Virginia.

Wills, B.A. & Finch, J. (2016). *Wills' Mineral Processing Technology: An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery*. Elsevier Science.

BATI AFRİKA ALTIN CEVHERLERİNDE GRAVİTE İLE GERİ KAZANILABİLİR ALTIN (GRG) VE SİYANÜRLEME PERFORMANSININ KARŞILAŞTIRMALI İNCELEMESİ

A COMPARATIVE STUDY ON GRAVITY RECOVERABLE GOLD (GRG) AND CYANIDATION PERFORMANCE IN WEST AFRICAN GOLD ORES

P. K. Ayman [2 *], N. A. Aydoğan[1,2], M. Kademli[1,2], H. Dündar[1,2], İ. C. Kavak[2]

[1] Hacettepe Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü
[2] Romplus Madencilik Yazılım Danışmanlık Sanayi ve Ticaret L.t.d. Ş.t.i.
*(*Sorumlu yazar: pkaanayman@gmail.com)*

ÖZ

Bu çalışma, Batı Afrika kökenli iki farklı altın cevheri türünün—yüksek tenörlü (2,74 ppm Au) ve orta tenörlü (2,56 ppm Au) olarak sınıflandırılan—zenginleştirme performanslarını Gravity Recoverable Gold (GRG) testi ve doğrudan siyanür liçi yöntemleri kullanarak karşılaştırmalı olarak değerlendirmektedir. GRG testleri, Falcon L-40 konsantratörü ile gerçekleştirilmiş olup, A numunesi için %69,24 ve B numunesi için %60,39 oranında toplam geri kazanım elde edilmiştir. GRG sonuçları, A numunesinin orta boyutlu fraksiyonlarda daha yüksek geri kazanım sağladığını, B numunesinin ise iri taneli altın dağılımı nedeniyle testin ilk aşamasında daha iyi performans sergilediğini ortaya koymuştur.

Şişe çevirme yöntemiyle gerçekleştirilen siyanür liçi testleri, P80 = 150 µm, 106 µm ve 75 µm öğütme boyutlarında yürütülmüştür. En yüksek geri kazanım P80 = 106 µm öğütme boyutunda elde edilmiş olup, A numunesi için %95,78 ve B numunesi için %95,27 olarak belirlenmiştir. Bu öğütme boyutunda siyanür tüketimi, A numunesi için 698,86 g/t ve B numunesi için 602,49 g/t olarak ölçülmüştür. Gravite kazanımı ve siyanürleme verimleri birlikte değerlendirildiğinde, toplam kazanımlar sırasıyla A ve B numuneleri için %95,43 ve %94,76 seviyesine ulaşmıştır. GRG artıklarına uygulanan ilave şişe çevirme testlerinde, A numunesi için %85,13 ve B numunesi için %86,77 oranlarında altın kazanımı sağlanmış; buna karşılık siyanür tüketimi sırasıyla 374,18 g/t ve 460,08 g/t olarak kaydedilmiştir.

Gravite ön zenginleştirme ile başlayan ve ardından siyanür liçi ile devam eden entegre akım şeması, liç süresini ve reaktif tüketimini önemli ölçüde azaltmıştır. Deneysel bulgular doğrultusunda, öğütme, gravite ayırma ve siyanürleme adımlarını içeren bir proses tasarımı önerilmektedir. Bu çalışma, Batı Afrika kökenli altın cevherlerinin değerlendirilmesinde mineralojik özelliklerin ve tane boyu dağılımının proses akım şemalarının optimizasyonundaki belirleyici rolünü vurgulamaktadır.

Anahtar Sözcükler: Gravity recoverable gold (GRG), altın, entegre proses, liç

ABSTRACT

This study presents a comparative assessment of the beneficiation performance of two distinct gold ore types of West African origin—classified as high-grade (2.74 ppm Au) and medium-grade (2.56 ppm Au)—using

Gravity Recoverable Gold (GRG) testing and direct cyanidation methods. GRG tests were carried out using a Falcon L-40 concentrator, yielding overall recoveries of 69.24% for Sample A and 60.39% for Sample B. The GRG results indicate that Sample A exhibited higher recoveries in medium-size fractions, whereas Sample B showed better performance during the initial stage due to its coarser gold particle distribution.

Bottle roll cyanidation tests were conducted at grind sizes of P80 = 150 µm, 106 µm, and 75 µm. The highest recoveries were achieved at P80 = 106 µm, with 95.78% for Sample A and 95.27% for Sample B. At this grind size, cyanide consumption was measured as 698.86 g/t for Sample A and 602.49 g/t for Sample B. When gravity recovery and cyanidation efficiencies are combined, total recoveries reached 95.43% and 94.76% for Samples A and B, respectively. Additional bottle roll tests performed on GRG tailings yielded recoveries of 85.13% for Sample A and 86.77% for Sample B, with corresponding cyanide consumptions of 374.18 g/t and 460.08 g/t.

The integrated flowsheet, which starts with gravity pre-concentration followed by cyanide leaching, significantly reduced leaching time and reagent consumption. Based on the experimental findings, a process design incorporating grinding, gravity separation, and cyanidation steps is proposed. This study emphasizes the critical role of mineralogical characteristics and particle size distribution in optimizing process flowsheets for gold recovery from West African ores.

Keywords: Gravity recoverable gold (GRG), gold, integrated process, leach

INTRODUCTION

Gold is one of the most economically and industrially valuable metals. Conventional recovery from gold ore is done by employing gravity concentration, flotation, and cyanide leaching technique, either individually or in combination. In this context, the selection of the appropriate beneficiation method is primarily influenced by ore characteristics such as mineralogical composition, degree of liberation, and gold grade (Marsden & House, 2006).

Gravity concentration is low-cost, environmentally friendly, and an energy-efficient method, primarily for recoveries of free gold particles. The Gravity Recoverable Gold (GRG) test was developed for this purpose and is based on quantifying the amount of gold recoverable from ground ore through sequential processing in centrifugal gravity separators (Laplante & Dunne, 2002). This test is especially sensitive to particle size distribution and is widely used as a predictive tool for the performance of gravity devices within grinding circuits (Chen et al., 2020).

On the other hand, cyanidation remains the most commonly applied hydrometallurgical method for fine-grained and non-refractory gold ores. However, due to drawbacks such as long processing time, high reagent consumption, and environmental concerns, gravity-based pre-concentration techniques have recently gained prominence as part of integrated process strategies aimed at reducing cyanide consumption and enhancing overall gold recovery (Deschênes, 2006) (Veiga, Gunson, & Kontak, 2020).

Recent studies have demonstrated that cyanide leaching applied after gravity pre-concentration can significantly shorten leaching time and minimize reagent usage. Furthermore, the implementation of integrated processing routes has been reported to improve both total recovery rates and process efficiency (Ayman, 2025).

The objective of this study is to perform a comparative evaluation of GRG test results and direct cyanidation performance on two distinct gold ore types (Samples A and B) of West African origin, in order to determine the most suitable recovery strategy based on ore characteristics. GRG tests were conducted using a Falcon L-40 concentrator, and the resulting tailings were subjected to cyanide leaching. The recovery efficiencies obtained from each stage were systematically analyzed.

MATERIALS AND METHODS

Sample Characterization

In this study, the evaluated gold ore samples were obtained from a gold-bearing site located in West Africa. These samples have been identified by X-ray diffraction (XRD), scanning electron microscopy with energy-dispersive spectroscopy (SEM-EDS), and by chemical analysis methods.

Sample A exhibits a complex lithology consisting of quartz (45.1%), dolomite (19.6%), and muscovite (24.4%), along with minor amounts of sulfide (pyrite, 0.2%) and oxide minerals (chromite, 0.3%). SEM-EDS examinations show that the coarse-grained (~80–100 µm) pyrite to be dispersed within chlorite–dolomite–quartz matrix infilled by the gangue phases at the interstitals between the sulfides. Chemical assay results indicated that Sample A contains 2.74 ppm of gold (Au).

Sample B is distinctly quartz-rich (78.1%) and displays a significantly lower content of sulfide minerals. SEM images showed the presence of late-stage pyrite grains, approximately 10–15 µm in size, occurring along fractures within the quartz matrix. Chemical analysis determined that Sample B contains 2.56 ppm of gold (Au).

Experimental Procedure

Gravity Recoverable Gold (GRG)

The GRG tests were performed using a Falcon L-40 laboratory concentrator, following the three-stage procedure described by Laplante et al. (2002). A 40 kg sample was ground to a target particle size of P80 = -850 µm prior to testing. The test consisted of three sequential centrifugal separations, each followed by screening and further grinding of the tailings. Gold content in each concentrate and tailing fraction was determined by fire assay. GRG recovery curves were plotted, and cumulative recovery percentages were calculated for comparison.The operating conditions for each stage of the Falcon tests are summarized in Table 1.

Table 1. Falcon operating conditions in GRG process

	Feed Rate(g/min)	Gravitional Force (G)	Water Pressure (Bar)
Stage 1	1000	120	1
Stage 2	750	120	1
Stage 3	600	120	0,5

Cyanidation (Bottle Roll) Test

Direct cyanidation tests were conducted using the bottle roll method at three different grind sizes: P_{80} = 150 µm, 106 µm, and 75 µm. For each test, 500 g of ore sample was placed in a 3 L bottle with a cyanide solution (NaCN) of 1000 g/L concentration. The tests were carried out at a 40% solids (w/w) pulp density. Lime (CaO) was added to maintain the pH between 10.5 and 11.0. The bottles were rotated at 150 rpm for a period of 72 hours at room temperature. Additionally, an extra 0.3 g of NaCN was added after 48th hours. After the leaching period, the slurry was filtered and the gold content in the pregnant solution and residues was determined via atomic absorption spectroscopy (AAS). Cyanide consumption and gold recovery percentages were recorded for each grind size.

Cyanidation of GRG Tails

Additional bottle roll tests were also conducted on the GRG tailings to evaluate the efficiency of cyanidation after gravity pre-concentration. The test conditions were identical to those used in the direct cyanidation experiments.

RESULT AND DISCUSSION

GRG Results

The Gravity Recoverable Gold (GRG) tests were conducted in three sequential stages using a Falcon L-40 concentrator to evaluate the free gold recovery potential of the samples. The cumulative gold recovery obtained from the GRG tests was 69.24% for Sample A and 60.39% for Sample B. The GRG test results for Samples A and B are presented in Table 2 and Table 3, respectively.

Table 2. Sample A GRG results

Particle Size	Feed Amount	Product	Mass		Assay (Au)	Recovery	Overall Recovery
micron	(kg)		(g)	(%)	(g/t)	(%)	(%)
P_{100} = 850	40	Stage 1 cons.	553	1.38	67.04	29.33	29.33
P_{50} = 75	24	Stage 2 cons.	193.8	0.81	102.43	28.05	49.14
P_{80} = 75	18	Stage 3 cons.	114	0.63	117.94	40.60	69.24

Table 3. Sample B GRG results

Particle Size	Feed Amount	Product	Mass		Assay (Au)	Recovery	Overall Recovery
micron	(kg)		(g)	(%)	(g/t)	(%)	(%)
P_{100} = 850	40	Stage 1 cons.	378.3	0.95	130.11	38.01	38.01
P_{50} = 75	24	Stage 2 cons.	147.7	0.62	154.42	35.27	59.88
P_{80} = 75	18	Stage 3 cons.	104.8	0.58	1.88	1.28	60.39

For Sample A, gold was predominantly observed in the fine size fractions, as shown in figure 1, whereas for Sample B, gold was mainly distributed within the moderate size fractions, as shown in figure 2.

These findings indicate that Sample A may benefit more from fine grinding prior to gravity concentration, whereas Sample B contains a significant portion of coarse free gold that can be efficiently recovered in the early stages.

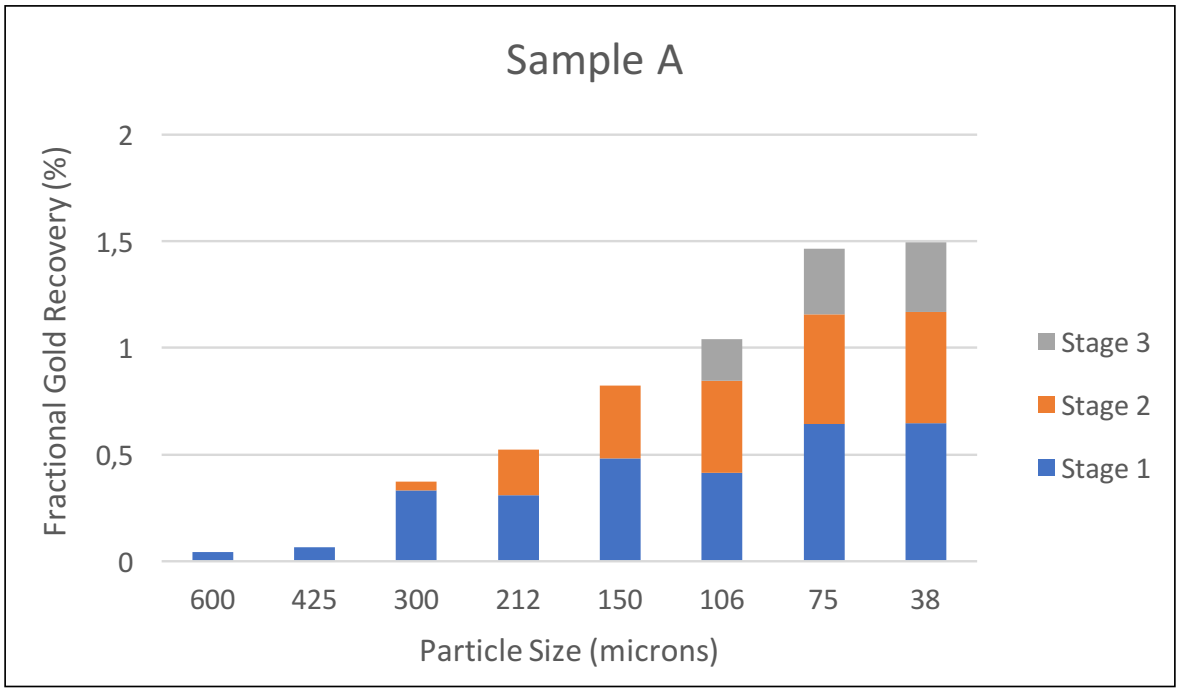


Figure 1. *Sample A fractional gold recovery vs particle size graph*

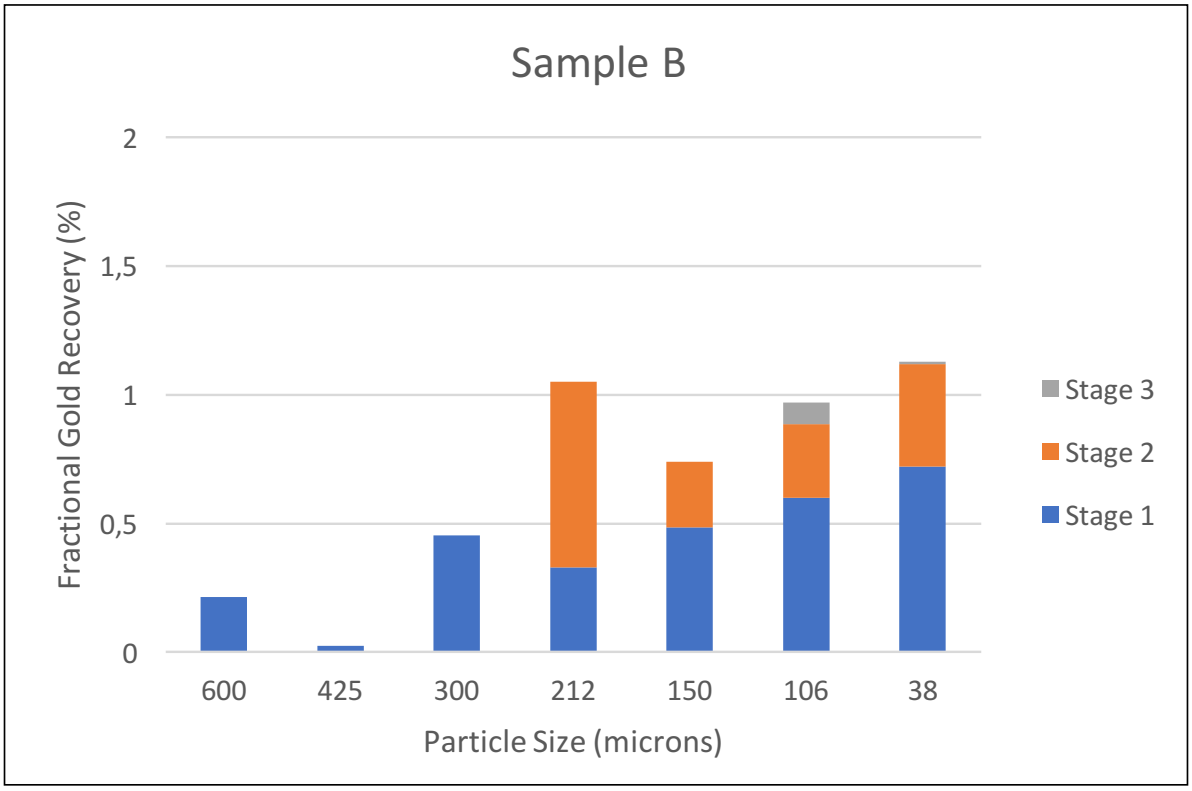


Figure 2. *Sample B fractional gold recovery vs particle size graph*

Cyanidation (Bottle Roll) Results

The gold recoveries and cyanide consumptions from bottle roll tests conducted on Sample A are presented in Figure 3. The test results indicate that for P80 values of 150, 106, and 75 microns, gold recoveries and cyanide consumptions were 89.83% and 555.18 g/t, 95.78% and 689.86 g/t, and 94.08% and 692.05 g/t, respectively.

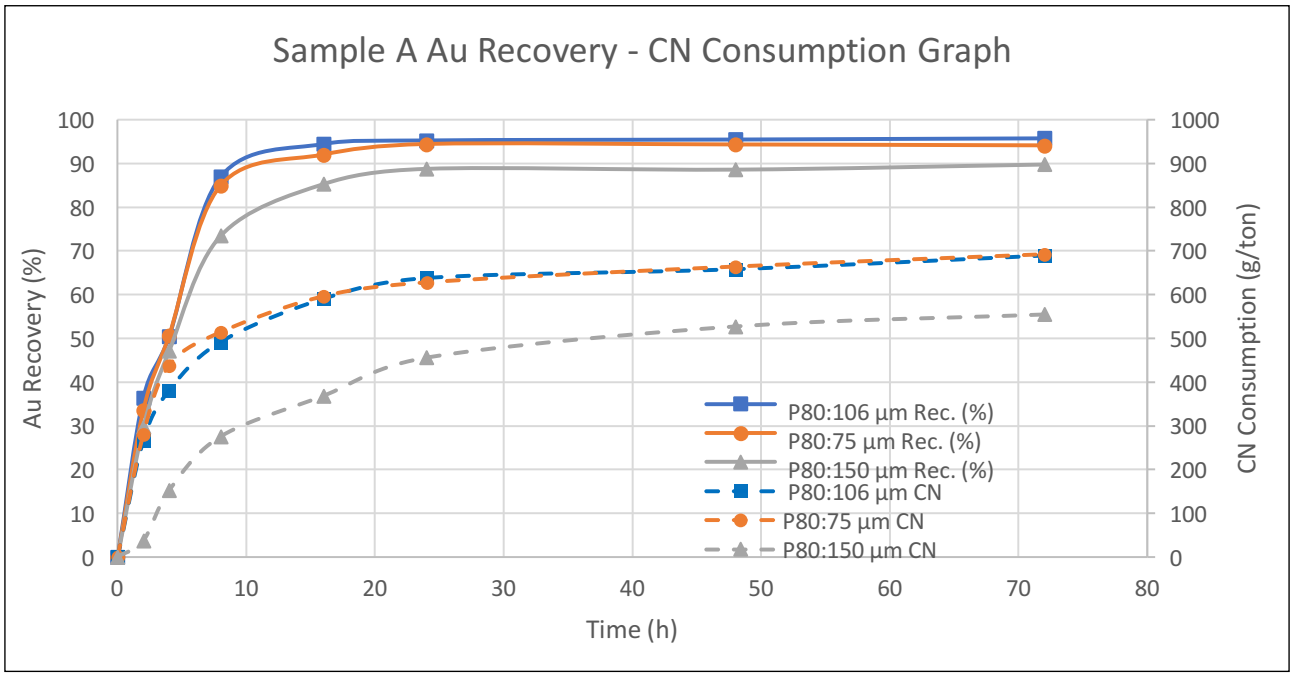


Figure 3. *Sample A Au Recovery(%) and CN consumption (g/ton)*

The gold recoveries and cyanide consumptions from bottle roll tests conducted on Sample B are presented in Figure 4. The test results indicate that for P80 values of 150, 106, and 75 microns, gold recoveries and cyanide consumptions were 92.25% and 394.50 g/t, 95.16% and 602.49 g/t, and 95.23% and 717.39 g/t, respectively.

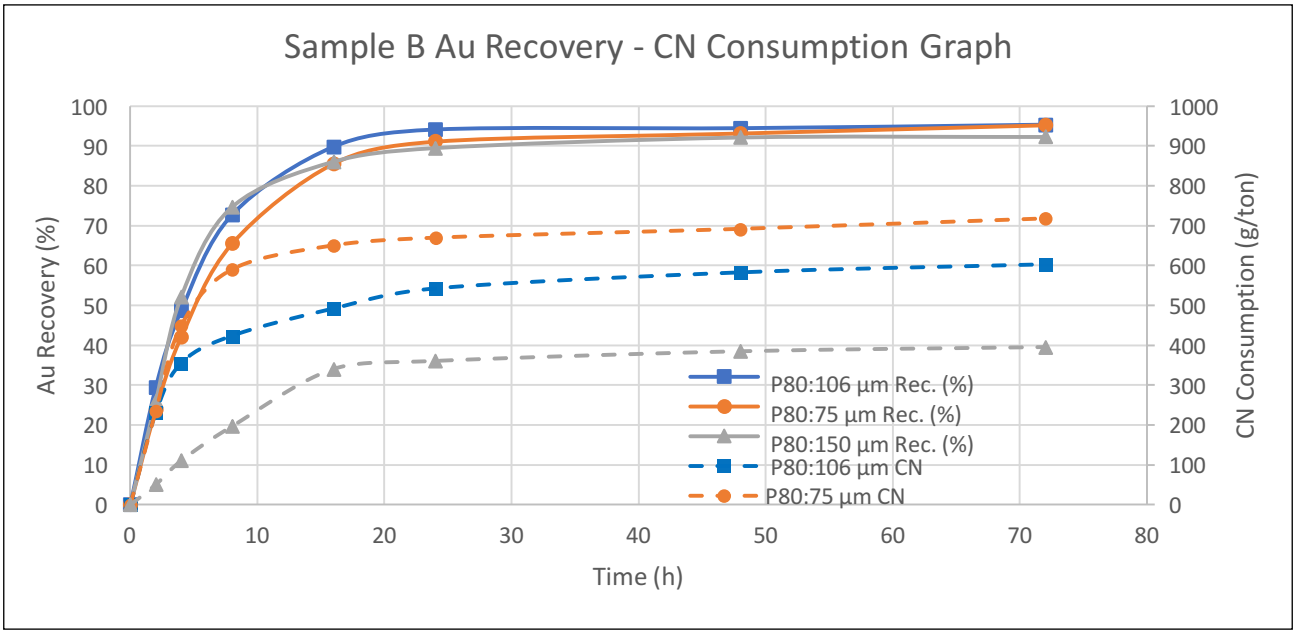


Figure 4. *Sample B Au Recovery(%) and CN consumption (g/ton)*

Cyanidation of GRG Tails Results

The results of bottle roll tests performed on GRG tailings indicate that, for Sample A, the gold recovery and cyanide consumption were 85.13% and 374.18 g/t, respectively. For Sample B, the corresponding gold recovery and cyanide consumption were 86.77% and 460.08 g/t, respectively. The results are presented below in Figure 5.

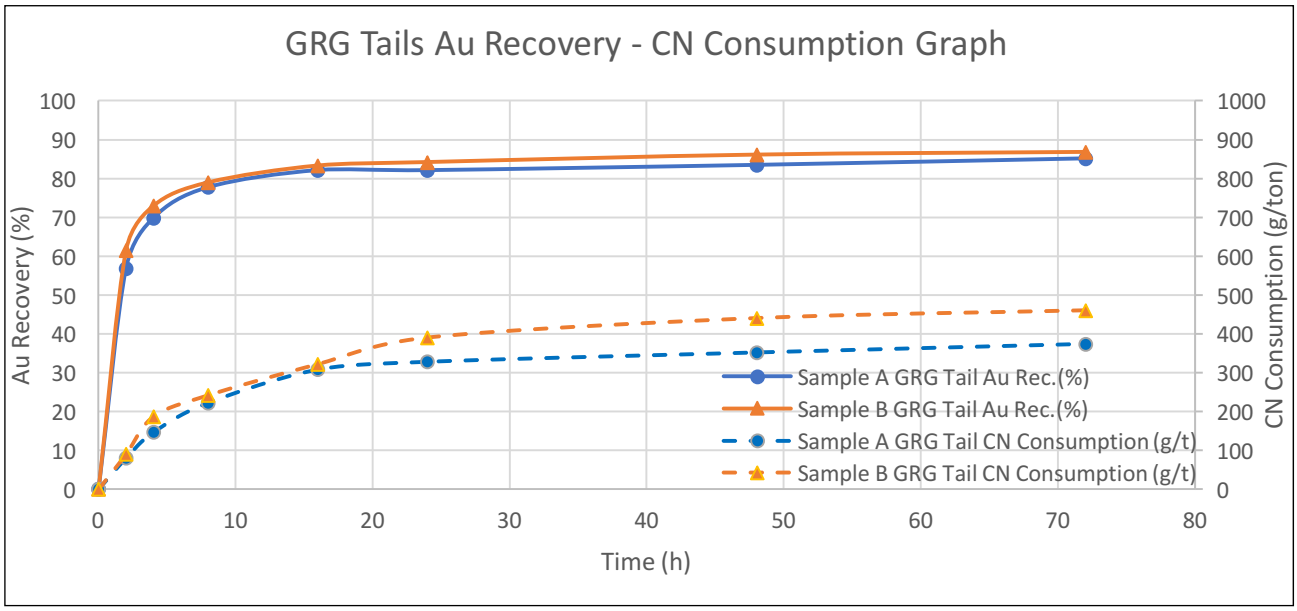


Figure 5. GRG Tails Au Recovery(%) and CN consumption (g/ton)

Results And Discussion

In this study, a comparative evaluation was performed for two different West African gold ore samples (Samples A and B) using Gravity Recoverable Gold (GRG) tests and direct cyanidation (bottle roll) methods. The objective was to determine the most appropriate beneficiation strategy based on mineralogical characteristics and particle size distribution.

Mineralogical Characteristics

Sample A exhibits a complex lithology composed of quartz (45.1%), dolomite (19.6%), and muscovite (24.4%). SEM-EDS analyses revealed coarse (~80–100 µm) pyrite crystals dispersed within a gangue-filled matrix. Chemical assays measured a gold grade of 2.74 ppm.

Sample B, on the other hand, has a more homogeneous composition characterized by high quartz content (78.1%) and lower sulfide mineral content. SEM images showed late-stage pyrite grains (~10–15 µm) along fractures within the quartz matrix. Its gold grade was determined to be 2.56 ppm.

GRG Test Results

Three-stage GRG tests using a Falcon L-40 concentrator yielded:

A cumulative gold recovery of 69.24% for Sample A,

And 60.39% for Sample B.

Detailed stage analyses indicated that most of the gold in Sample A was present in fine size fractions, whereas Sample B displayed a distribution favoring recovery of free medium-sized gold particles in the early stages.

These findings suggest:

- Sample A requires finer grinding prior to gravity concentration to optimize the recovery of liberated fine gold particles.

- Sample B is advantageous in terms of medium-sized free gold recovery, achieving higher performance in the initial gravity separation stage with less intensive grinding.

Direct Cyanidation (Bottle Roll) Test Results

Bottle roll tests were conducted at P80 grind sizes of 150 µm, 106 µm, and 75 µm, with the highest gold recoveries achieved at P80 = 106 µm:

95.78% recovery with 689.86 g/t cyanide consumption for Sample A,

95.27% recovery with 602.49 g/t cyanide consumption for Sample B.

While finer grinding led to slightly improved gold recoveries, it also resulted in increased cyanide consumption.

These results demonstrate that although direct cyanidation can achieve high recoveries, it requires substantially higher reagent consumption, which has economic and environmental implications.

Cyanidation of GRG Tailings Results

Additional bottle roll tests on the GRG tailings produced:

85.13% recovery with 374.18 g/t cyanide consumption for Sample A,

86.77% recovery with 460.08 g/t cyanide consumption for Sample B.

These results highlight that gravity pre-concentration significantly reduced cyanide consumption in the subsequent leaching stage. Compared to direct cyanidation, gravity separation lowered cyanide requirements and made the overall process more environmentally friendly and cost-effective.

Advantages of the Integrated Process

Experimental results demonstrated that an integrated process combining grinding, gravity concentration, and cyanide leaching offers key advantages:

- Reduced leaching time,

- Lower cyanide consumption,

- Improved overall gold recovery.

In particular, the gravity pre-concentration stage effectively removes coarse free gold particles, reducing the burden on the leaching stage.

Recommendations

The study highlights the critical role of mineralogical composition and particle size distribution in designing gold recovery processes for West African ores. For Sample A, finer grinding followed by gravity con-

centration and cyanidation is recommended, whereas Sample B benefits from coarser grinding with efficient early-stage gravity recovery.

Based on these findings, the following recommendations are proposed:

- Grinding and gravity separation parameters should be specifically optimized for each ore type.

- Integrated gravity + cyanidation flowsheets should be promoted to reduce cyanide consumption and environmental impact.

- Falcon-type concentrators should be incorporated into process designs as effective tools for recovering coarse free gold.

- Overall, this study clearly demonstrates the importance and practical feasibility of integrated process approaches for the beneficiation of West African gold ores.

REFERENCES

Adams, M. D. (2005). *Advances in Gold Ore Processing.* Amsterdam: Elsevier.

Adams, M. D. (2016). *Gold Ore Processing: Project Development and Operations.* Amsterdam: Elsevier.

Ayman, P. K. (2025). *Özbekistan, Taşkent bölgesindeki kompleks bir altın cevherinin zenginleştirme olanaklarının incelenmesi.* Ankara: Hacettepe Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü.

Chen, Q., Yang, H.-y., Tong, L.-l., Niu, H.-q., Zhang, F.-s., & Chen, G.-m. (2020). Research and application of a Knelson concentrator: A review. (Elsevier, Dü.) *Minerals Engineering, 152*, s. 106339.

Crundwell, F., Moats, M., Ramachandran, V., Robinson, T., & Davenport, W. (2011). *Textbook of Hydrometallurgy.* Elsevier.

Deschênes, G. (2006). Advances in the cyanidation of gold. M. D. Adams içinde, *Advances in Gold Ore Processing* (s. 479-500). Elsevier.

Fedotov, P. K., Senchenko, A. E., Fedotov, K. V., & Burdonov, A. E. (2021). Integrated Technology for Processing Gold-Bearing Ore. *J. Inst. Eng. India Ser. D, 102*(2), s. 397-411.

Laplante, A. R., & Dunne, R. C. (2002). The gravity recoverable gold test and flash flotation. *Minerals Engineering, 15*(2), s. 93-100.

Marsden, J. O., & House, C. I. (2006). *The Chemistry of Gold Extraction.* Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (SME).

McGrath, T. H., Eksteen, J. J., & Heath, J. (2015). The behaviour of free gold particles in a simulated flash flotation environment. *Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 115*, s. 103-110.

Rajala, J. (2021). Design of the Otjikoto Gold Mill, Namibia. *Mining, Metallurgy & Exploration, 38*, s. 95-104.

Sakuhuni, G., Altun, E. N., Klein, B., & Tong, L. (2016). A novel laboratory procedure for predicting continuous centrifugal gravity concentration applications: The gravity release analysis. *International Journal of Mineral Processing, 154*, s. 66-74.

Veiga, M. M., & Gunson, A. J. (2020). Gravity Concentration in Artisanal Gold Mining. *Minerals, 10*(11), s. 1026.

Veiga, M. M., Gunson, A. J., & Kontak, D. J. (2020). Gravity concentration in artisanal gold mining. *Minerals, 10*(11), s. 1026.

PYRITE (Au) RECOVERY FROM LEAD - ZINC TAILINGS USING GRAVITY CONCENTRATION

G. Irgasheva[1], Z. Ağralı[2], S. Yalçın[3], H. Biçer[4], G. Kaya[5],

[1,2] Merta Makina Ltd. Şti. R&D center;
[3] TDT Consulting Inc;
[4,5] Akbakır (Akbakyr) Llp

ABSTRACT

This study investigates the feasibility of recovering of gold associated with pyrite from legacy lead-zinc (Pb-Zn) tailings through environmentally benign gravity concentration methods. Historically Pb-Zn processing resulted in the loss of a significant portion of gold, primarily hosted in pyrite, into the tailings. The tailings, averaging 0.85-1.16 ppm Au and predominantly composed of silica (SiO2), present favorable conditions for gravity separation.

Comprehensive laboratory and pilot-scale investigations were conducted, culminating in the establishment of a 9 tph pilot plant integrating a vibrating screen, hydraulic classifier, and double-deck shaking tables. First-stage beneficiation achieved an average concentrate grade of 10.92 ppm Au with up to 75% recovery. A subsequent cleaning stage increased the concentrate grade to range 60 - 110 ppm Au, depending on feed characteristics. Based on these promising results, the design of an industrial -scale gravity concentration plant with a nominal capacity of 126 tons/hour was initiated.

The results confirm that shaking table-based gravity concentration is a technically viable, robust, economically attractive, and environmentally sustainable strategy for the recovery of pyritic gold from Pb-Zn tailings.

Key words: *Lead - zinc tailings, gravity separation, shaking table, gold recovery, pyrite*

ÖZET

Bu çalışma, geçmişte kurşun-çinko (Pb-Zn) cevherlerinin zenginleştirilmesi sırasında atıklara gecen ve pirit içinde bulunan altının çevre dostu gravite yöntemleriyle kazanabilirliğini değerlendirmektedir. Ortalama 0,85 - 1,16 ppm altın içeren ve yüksek oranda silika (SiO_2) içeren bu atıklar, gravite zenginleştirme yöntemleri için uygun özellik göstermektedir.

Laboratuvar ve pilot ölçekli testlerin ardından, 9 ton/saat kapasiteli bir pilot tesis kurulmuştur. Bu tesis, titreşimli elek, hidrolik sınıflandırıcı ve çift katlı sarsıntılı masaları içermektedir.

Birinci aşama zenginleştirme testlerinde ortalama 10,92 ppm Au tenörlu konsantre %75 verim ile elde edilmiştir. İkinci aşama temizlemede konsantre tenörü 60 - 110 ppm Au aralığına yükseltmiştir. Bu sonuçlara dayanarak, 126 ton/saat kapasiteli endüstriyel zenginleştirme tesisinin detaylı dizaynı başlatılmıştır.

Mevcut çalışma, sarsıntılı masaları kullanılarak yapılan gravite ayırmanın kurşun-çinko atıklarından altın geri kazanımı için teknik olarak uygulanabilir, ekonomik açıdan cazip ve çevresel olarak sürdürülebilir bir yöntem olduğunu doğrulamaktadır.

Anahtar kelimeler: *Kurşun - cinko atıkları, gravite ayırma, sarsıntılı masa, altın geri kazanımı, pirit*

INTRODUCTION

The recovery of valuable metals from legacy tailings has gained increasing attention in recent years, both for its economic potential and its contribution to sustainable mining practices. The historical processing of lead-zinc (Pb-Zn) ores has resulted in significant gold losses, particularly due to inefficient recovery of gold-bearing pyrite. As a result, substantial quantities of pyrite-hosted gold have been deposited in tailings dams. Previous studies have demonstrated that tailings containing pyritic gold can be effectively reprocessed using physical separation techniques, particularly gravity concentration, due to differences in mineral density (Alim Gül et al. 2012; Allard et al., 2022). Shaking tables, in particular, have been reported as a robust and environmentally friendly method for concentrating gold-bearing sulfides from tailings and low-grade ores (Li et al., 2023; El-Sayed et al., 2020). In addition, recent investigations highlight that gravity-based reprocessing not only improves overall gold recovery but also reduces the environmental burden associated with abandoned tailings dams (Surimbayev et al., 2024; Qin, 2021). Building upon this background, the present study evaluates the feasibility of pyrite-hosted gold recovery from Pb-Zn tailings using laboratory-, pilot-, and industrial-scale gravity concentration tests, with a particular focus on shaking table performance.

Initial laboratory tests using shaking tables demonstrated promising separation results, leading to the establishment of a pilot plant. The pilot plant tests provided crucial data for scale-up calculations, including process efficiency, recovery rates, and economic viability. Ultimately, a full-scale beneficiation plant design was developed based on these findings, with a processing capacity of 126 tons/hour.

The paper presents the detailed test work conducted at each stage, the results obtained, and the proposed industrial-scale implementation, highlighting technical feasibility.

Laboratory and Pilot Plant Studies

Laboratory -Scale Testing

The initial test work was conducted using Merta laboratory facility to determine whether gravitational separation could effectively concentrate the gold-bearing pyrite fraction.(Since the original ore had already been finely ground during the previous processes, it was directly fed to the shaking table without additional comminution.

The particle size distribution and corresponding gold grades:

Sieve analysis of the tailings samples were performed to determine the gold content with respect to different size fractions and the results are shown in Table 1.

Table 1. Gold contents with respect to size fractions of the test samples.

Size (mm)	Weight %	Au (ppm)
-1 + 0.42	9.6	2.690
- 0.42 + 0.25	32.8	0.856
- 0.25 + 0.074	34.2	0.740
-0.074	23.4	0.445
Total	**100.0**	**0.896**

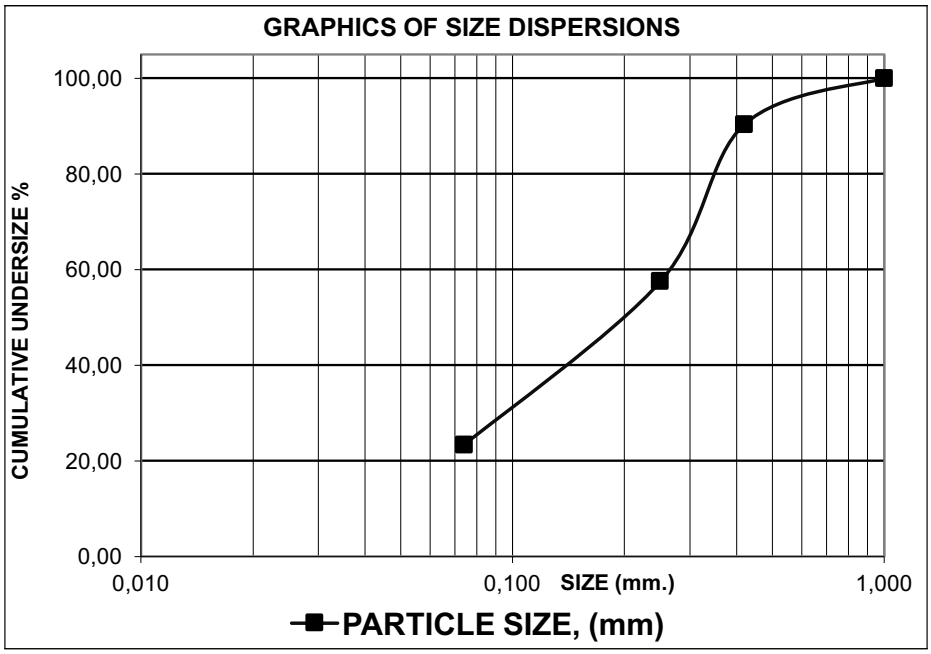


Figure 1. The cumulative undersize of the test sample.

The results indicate that the highest gold concentration (2.69 ppm) is present in the coarsest fraction confirming that gravitational separation is a viable recovery method for gold recovery from these tailings.

Material characterization of the raw sample were done with ICP whose results are given in table Table 2.

Table 2. Chemical analysis results of the raw sample measured by the ICP method

Component	Content, %	Component	Content, ppm	Component	Content, ppm
SiO_2	72,64	Au	0,765	Pb	2700
Al_2O_3	6,46	Ag	11,5	Sb	31
Fe_2O_3	6,24	As	53	Sc	6
MnO	0,17	Ba	120	Sr	148
MgO	3,56	Be	0.6	Th	20
CaO	1,78	Cd	41.3	V	30
Na_2O	0,26	Co	14	W	10
K_2O	1,65	Cr	21	Zn	9970
TiO_2	0,29	Cu	931	Tl	10
P_2O_5	0,06	Hf	3,6	Ni	24
LOI	3,68	Ga	10	Na	0.13
S	2,66	La	10	Mo	20
Total	**99,45**				

Shaking Table Performance

Figure 2 shows the visual separation of light-heavy fractions on the shaking table.

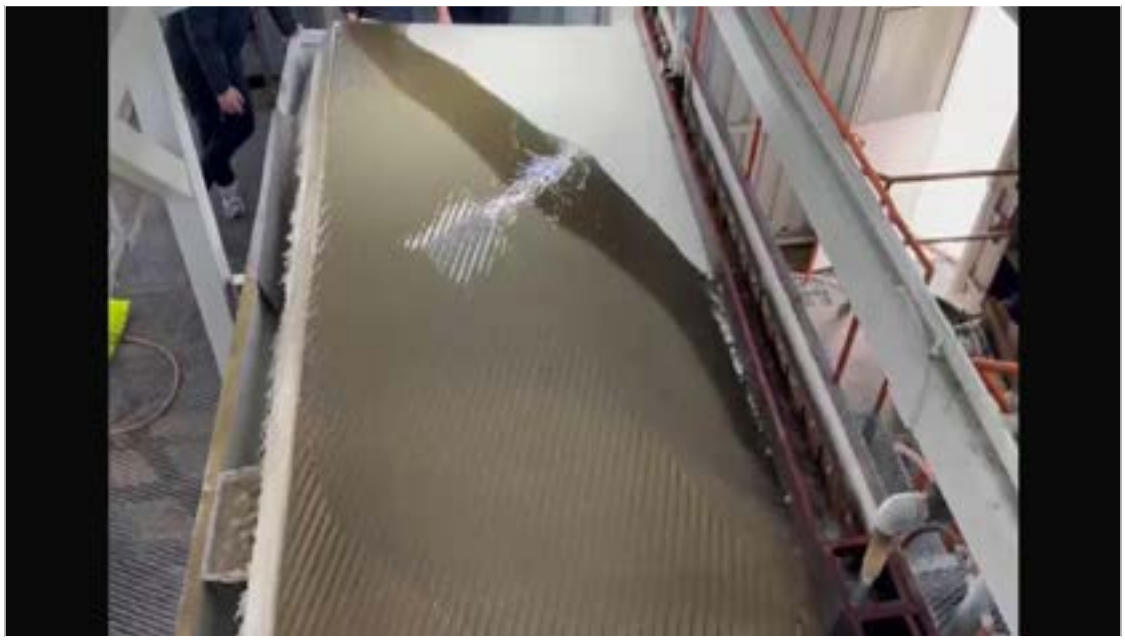


Figure 2. Shaking table test showing the separation of light-heavy fractions

The brownish region represents the gold-bearing pyrite concentrate, while the grey region corresponds to tailings.

The first -stage separation achieved:

- A concentrate yield of 5.7% of the total feed
- A concentrate gold content of 8 ppm from a feed grade of 0.89 ppm.

Given the positive results, a decision was made to construct a pilot plant for further testing and optimization.

Pilot Plant Studies

Pilot Plant Design and Setup

The pilot plant, established in Bursa, Turkiye, was designed to process the tailings samples transported from Kazakhstan. Since the material has already bean ground, it was directly fed into the slurry pump feeding tank with added water. The plant consisted of :

- A vibrating screen (420 µm aperture)
- A hydraulic classifier for size fractionation
- Two deck shaking tables for beneficiation

The 3D installation drawing of the pilot plant are shown in Figure 3 and Figure 4.

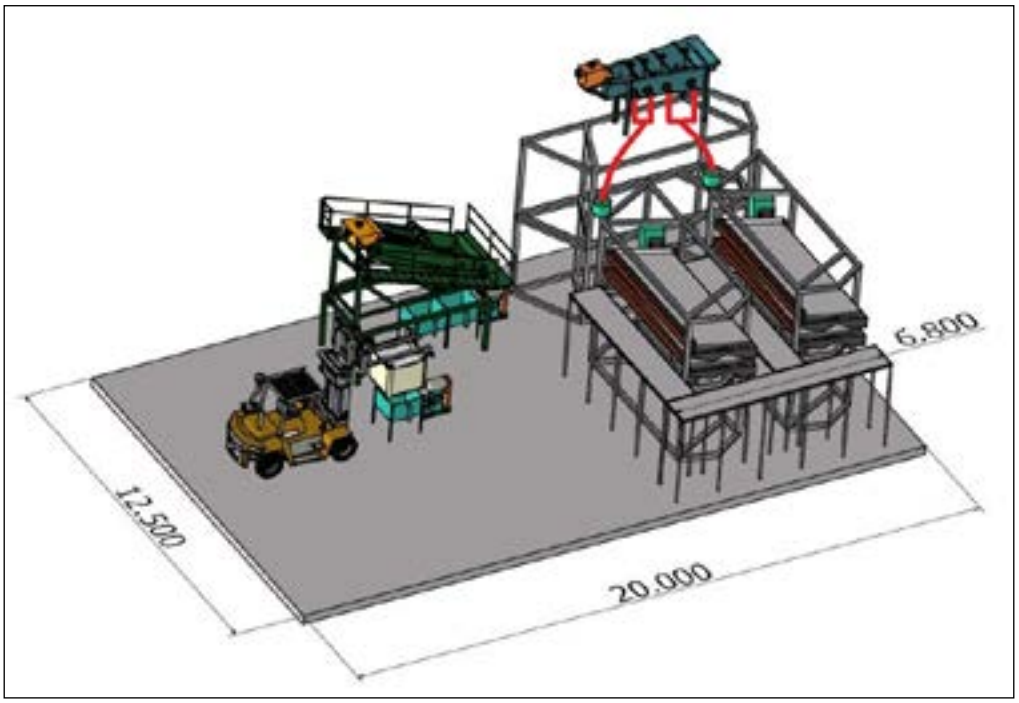


Figure 3. 3D Drawing of the pilot plant



Figure 4. Pilot plant established in Bursa, Turkiye

The tailings were classified into size fractions, which were then processed separately on shaking tables. Figure 5 presents the pilot plant flow sheet.

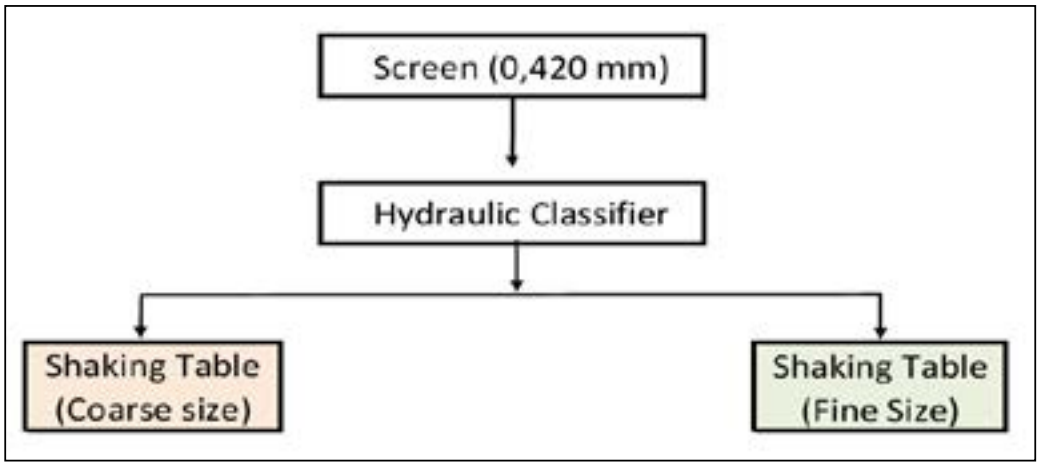


Figure 5. Flowsheet of the pilot plant

Pilot Plant Test Results

Several tests were conducted to optimize process efficiency and determine mass balance. The first -stage beneficiation results are summarized in Table 3.

Table 3. Mass balance of the pilot plant tests

	Coarse Size			Fine Size			Total		
	Weight	**Grade**	**Recvry**	**Weight**	**Grade**	**Recvry**	**Weight**	**Grade**	**Recvry**
	Kg	**ppm**	**%**	**Kg**	**ppm**	**%**	**Kg**	**ppm**	**%**
Concantarte	110	10,35	66	56	12,03	82	166	10,92	71
Middling	448	0,88	23	112	0,38	5	560	0,78	17
Tailing	1.442	0,13	11	832	0,13	13	2.274	0,13	12
Feed	**2.000**	**0,86**	**100**	**1.000**	**0,82**	**100**	**3.000**	**0,85**	**100**
Beneficiation Ratio	18			18			18		

The first-stage enrichment resulted in a 10.92 ppm concentrate with 71% recovery. A second-stage cleaning process further increased the gold grade to 60 ppm, as seen in Table 4.

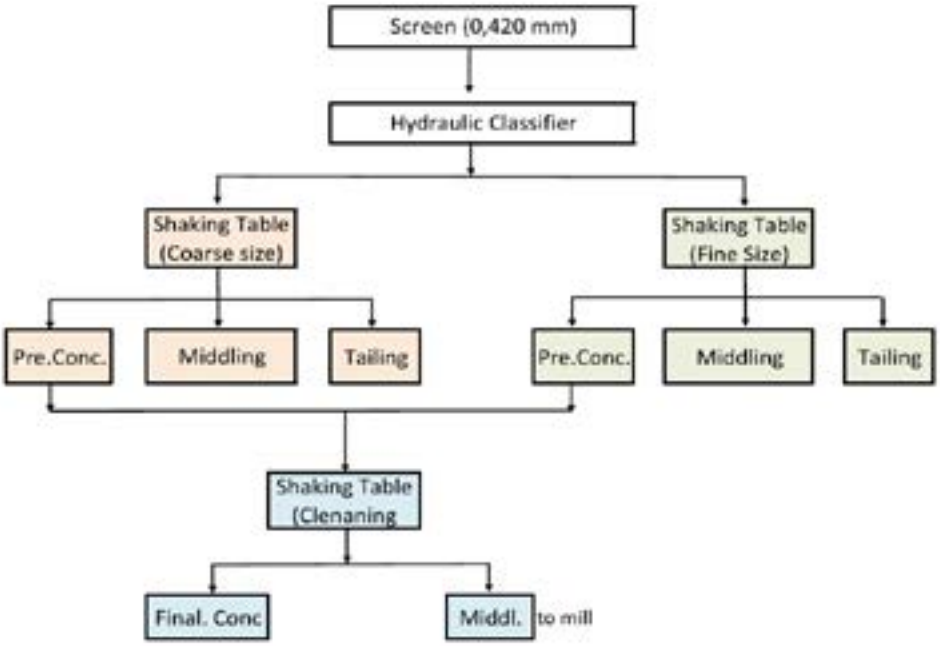


Figure 6. The flowsheet of two stage beneficiation.

Table 4. Results of second-stage enrichment on shaking table.

Feed	F	Kg	:	166
Feed Grade	f	ppm	:	10,9
Clean Concentrate	C	Kg	:	18
Clean Conc. Grade	c	ppm	:	60,0
Middling	T	Kg	:	148
Middling Grade	t	ppm	:	4,95
Beneficiation Ratio	B.R.	Kg/Kg	:	9,2
Recovery	R	%	:	60

The pictures of tests on shaking table can be seen in Figure 7 – the first stage beneficiation (pre concentrate) and Figure 8 – second stage beneficiation (cleaning).

While in test it was aimed to obtain a product for sale, middling were planned to be stocked for floatation. When the stocked middling is included into balance, the calculations can be updated as follows:

1. Stage beneficiation: 560 kg, at a grade of 0.78 ppm.

2. Stage beneficiation: 148 kg, at a grade of 4.95 ppm.

The total middling from Stages 1&2 was 708 kg, at a grade of 1.65 ppm. If these products were processed at the same recovery (60%) to achieve 60 ppm, 11.68 kg of 60 ppm grade concentrate could be obtained. In this case, a total of 29.68 kg of 60 ppm grade concentrate would be obtained. Based on an input amount of 3000 kg and a grade of 0.78 ppm, the overall recovery would be 69.84%, and the enrichment ratio would be 101 tons/ton.



Figure 7. Rougher concentration



Figure 8. Cleaning stage

Several tests were done in order to verify the results (concentrate grade, mass balances and efficiency) obtained from tests and make sure the studies were done correctly. Tests results have suggested that the optimum capacity of two deck shaking table can reach 3 ton/hour for the present material.

Some pictures from different tests are presented in Figures 9 and 10. It can be seen the part of enrichment of pyrite tailing on surface of shaking table, the grade of concentrate changes from high to low from up to down.

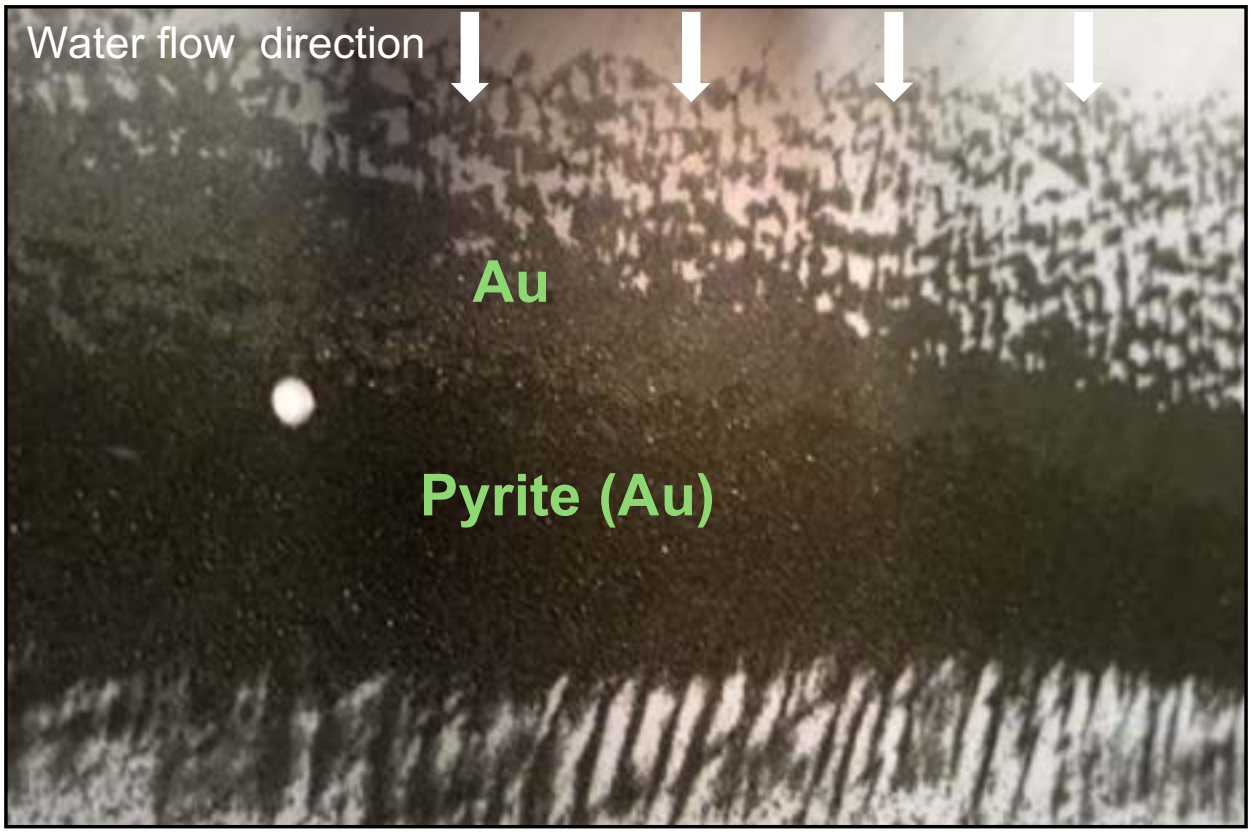


Figure 9. Concentrate on the surface of the shaking table



Figure 10. Separated product on shaking table (pyrite- Au)

INDUSTRIAL-SCALE PRODUCTION

Based on pilot plant test results, an industrial -scale plant was designed with a 126 tons/hour processing capacity, operating in three shifts.

- Monthly feed processing:65,500 tons at 0.89 ppm
- Monthly concentrate production: 394 tons at 60 ppm.

The process is highly cost-effective, as separation is performed using only water and gravity, eliminating the need for chemicals. Furthermore, considerable amount of water could be recycled from the thickener overflow and tailings dam. The operational cost of raw ore is calculated to be 8$/ton, so in order to obtain 1 ton of concentrate assaying 60 ppm gold, the cost would be 101 ton/ton (Beneficiation ratio) x 8$/ton = 808$. The commercial price of 1 ton concentrate with 60 ppm is approximately 5.280$/ton. (60 gr/1,000*110.000$/kg*0.8).

CONCLUSION

The study confirms that shaking tables provide an efficient and cost-effective solution for recovering pyrite-hosting gold from lead-zinc tailings. The process successfully upgraded tailings from 0.89 ppm to 60 ppm, with an overall recovery of 69,84%.

The proposed industrial-scale plant design demonstrates economic viability.

Furthermore, flotation can be applied as an optional secondary treatment to achieve concentrate grades of 240-318 ppm, further enhancing profitability.

These results strongly support the implementation of a full -scale economic and environmental sustainability.

REFERENCES

Alim Gül, O., Kangal, O., Sirkeci, A. A., & Önal, G. (2012). Beneficiation of the gold-bearing ore by gravity and flotation. *International Journal of Minerals, Metallurgy and Materials, 19*(2), 106-110. https://doi.org/10.1007/s12613-012-0523-4

Allard, O., Lopez, M., Demers, I., & Coudert, L. (2022). *Gold Recovery from Sulfide Concentrates Produced by Environmental Desulfurization of Mine Tailings*. Minerals, 12(8), 1011. https://doi.org/10.3390/min12081011

El-Sayed, S., Abdel-Khalek, N. A., El-Shatoury, E. H., Abdel-Motelib, A., Hassan, M. S., & Abdel-Khalek, M. A. (2020). Mineralogical study and enhanced gravity separation of gold-bearing mineral, South Eastern Desert, Egypt. *Physicochemical Problems of Mineral Processing, 56*(5), 839-848. https://doi.org/10.37190/ppmp/125977

Li, R., Yin, Z., & Lin, H. (2023). *Research status and prospects for the utilization of lead–zinc tailings as building materials*. *Buildings, 13*(1), 150. https://doi.org/10.3390/buildings13010150

Surimbayev, B., Bolotova, L., & Akcil, A. (2024). Gravity concentration of gold-bearing ores and processing of concentrates: A review. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*. Advance online publication. https://doi.org/10.1080/08827508.2024.2395824

Qin, H., Guo, X., Tian, Q., Yu, D., & Zhang, L. (2021). Recovery of gold from sulfide refractory gold ore: Oxidation roasting pretreatment and gold extraction. *Minerals Engineering, 164*, 106822. https://doi.org/10.1016/j.mineng.2021.106822



KİMYASAL EKSTRAKSİYON VE HİDROMETALURJİ
CHEMICAL EXTRACTION AND HYDROMETALLURGY

REAL-TIME MONITORING AND CONTROL OF GOLD PROCESSING PLANTS

N. Grigg[1], M. S. Ntombela[2], B. Wraith[3], A. H. Lewis-Gray[4]

1. General Manager – Global Sales and Solutions, Gekko Systems, 321 Learmonth Road, Ballarat, VIC, NigelG@gekkos.com
2. Senior Process Engineer, Gekko Systems, 321 Learmonth Road, Ballarat, VIC, MxolisiN@gekkos.com
3. Senior Process Engineer, Gekko Systems, 321 Learmonth Road, Ballarat, VIC, Ben.Wraith@gekkos.com
4. Technical Director, Gekko Systems, 321 Learmonth Road, Ballarat, VIC, SandyG@gekkos.com

ABSTRACT

A range of real-time instruments for use in gold processing circuits has been developed in collaboration with Gekko Systems. These instruments, the OnLine Gold Analyser (OLGA) and Carbon Scout (CS) are used to measure and monitor metallurgical process parameters, including such as gold concentration, carbon concentration, slurry density, pH, dissolved oxygen, and gold loading on carbon in real-time. The output process data are mapped, visualised, and fed into process control platforms, enabling process plant operators and metallurgists to monitor and track critical operating factors. Installed in processing plants globally, these real-time instruments have been proven to benefit operators in plant performance and safety. The OLGA, by measuring gold concentration and slurry density in real-time, provides operators with a quicker and more frequent turnaround time, enabling expedient metallurgical process control reactions. The CS, by monitoring and tracking carbon concentration in adsorption tanks, helps prevent adverse occurrences such as carbon leakage and provides more frequent and periodic gold-in-circuit data that would otherwise occur weekly or monthly. Additionally, the X-Ray Fluorescence (XRF) analyser on the CS creates opportunities for operators to track carbon loading in the circuit to maximise gold loading prior to elution. This paper discusses installations where these real-time monitoring instruments have been in operation, providing notable value and benefits to the operators.

WHY REAL-TIME INSTRUMENTS?

Sensing, data artificial intelligence (AI), and automation in the mining industry is being introduced at a rapid rate. Examples of this include the recent application of the Magotteaux pulp chemistry monitor PCM® at Prominent Hill in late 2018 and Applying advanced control to both the SAG Milling circuit and CIL circuit at Peak Gold Mines in 2012. The team at Prominent Hill utilised the real time instrumentation with “machine learning algorithms” to successfully “maximise the Jameon cell concentrate grade whilst keeping the recovery above a minimum value with “results showing an “improved Jameson Cell and final concentrate grade without negatively affecting the final recovery” (Holden et al, 2021). The team at Peak Gold mine improved throughput “by at least two percent” and a “ten percent reduction in cyanide consumption” (Hartog et al, 2014) by utilising existing real time instruments combined with process control and automation. Gekko Systems has seen these changes happening in the industry with advances in Comminutions circuits, flotation circuits and parts of the CIL circuit but by and large a gap existed in both measurement and suitable analysis and application of the data obtain regarding Carbon management system and associated gold solution losses. Thus why Gekko System is promoting the ongoing development and utilisation of the Carbon Scout and OLGA real time instruments.

Instruments for process monitoring and control are common in mineral processing plants. These instruments include flow meters, pressure and temperature sensors, level sensors, pH and dissolved oxygen sensors, weightometers, load cells, and many other chemical and physical process instruments such as cyanide analysers and particle size distribution (PSD) analysers. While these provide real-time measurements of some parameters, the core critical measurements within the process are often not captured in real-time. Daily, shift or periodic samples are often manually collected by operators and analysed at an on-site or off-site laboratory using common analytical assaying methods, leading to significant delays in data being obtained, analysed, and acted upon.

Carbon management, feed grade, and gold loading on carbon are examples of circuit data amongst many that are key and critical to effectively operate an efficient gold processing plant. Operators often sample the pulp and carbon at intervals that often vary across sites, while composite samples provide daily or shift results used partly for metal accounting and for process control. Staunton et al, 2017, discussed the optimisation of carbon-in-pulp/carbon-in-leach (CIP/CIL) circuits where the condition and management of carbon in these circuits are key factors prominent in circuit optimisation.

The CS samples slurry from the leach and adsorption tanks to measure carbon concentration (g/L), slurry density (%w/w or kg/L), slurry pH, dissolved oxygen (DO) levels (ppm), and gold loading on carbon (Au ppm). The consistent sample depth, large sample volume, frequent sampling cycle intervals, and easily accessible sampling and analysis stations offer superior returns to operators. Operators' safety is enhanced via the reduced frequency of on-tank activities (less exposure to the HCN^- environment) and the minimised number of manual handling tasks. Financial benefits include, but are not limited to, reduced gold solution losses due to improved carbon movement and carbon management across the adsorption circuit.

The OLGA measures gold concentration (Au ppm) and slurry density (%w/w or kg/L) on a slurry or solution stream and is well-suited for both leaching and flotation circuits. The online measurement is updated every 10 minutes as a 1-hour rolling average. This enables proactive process control towards reagent control, grade and impurities insights (e.g. arsenic content), and more importantly monitoring of untimely excursions.

Real-time instruments (RTI) provide outputs that are used in a process plant. These output measurements are used to control the process to ultimately optimise the process or a part of it; refer to Figure *1*.

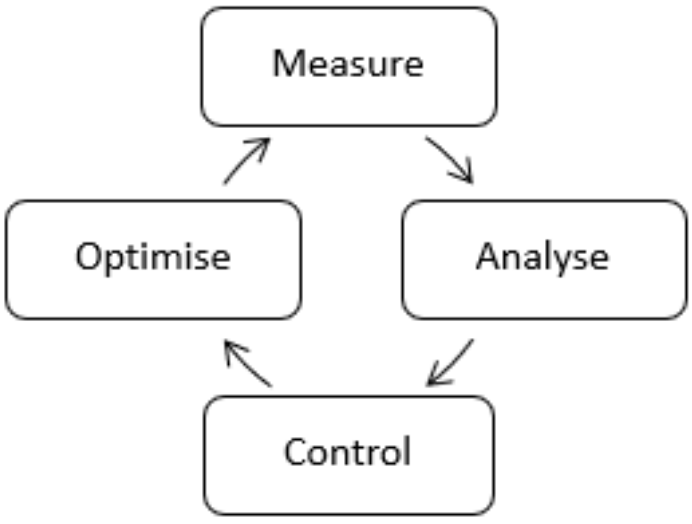


Figure 1 - Basic process control cycle

The concept of automating the leaching, adsorption, and flotation circuits is illustrated in Figure *2*. Reagent addition, carbon movement, and plant feed rates are easily controlled using stream and circuit data from the RTIs. These measurements should be able to supplement, and in some cases replace, the manual sampling practices currently used.

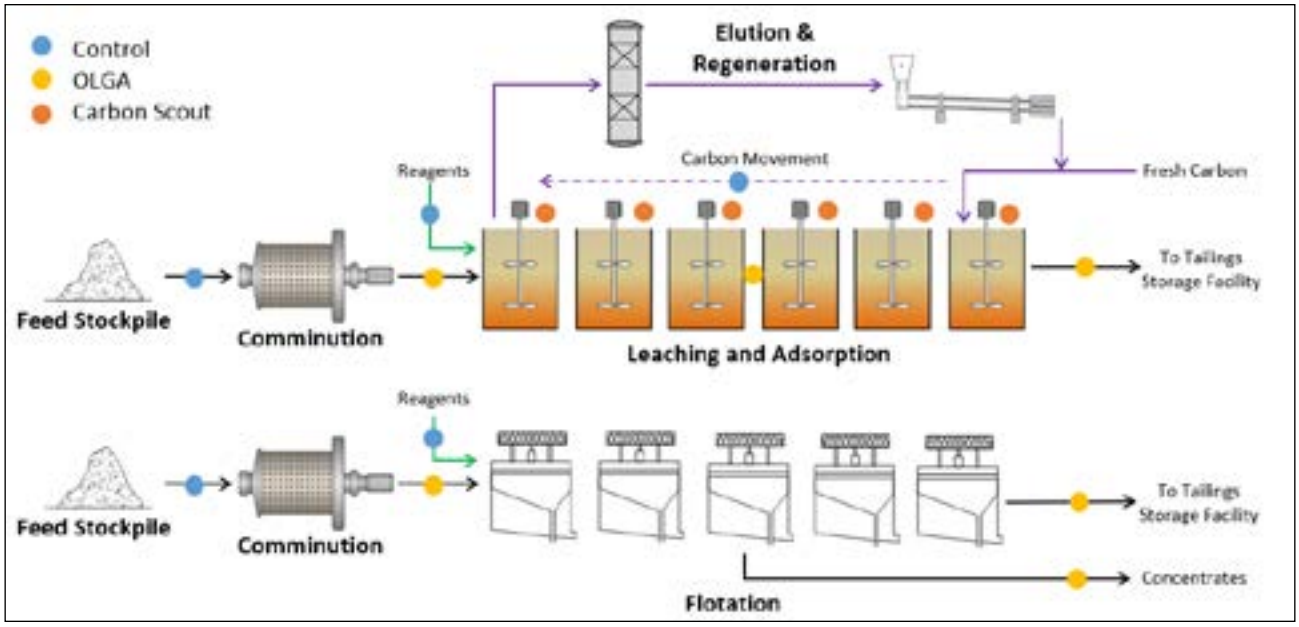


Figure 2 - Locations for OLGA and CS sampling and analysis points in leaching-adsorption and flotation circuits

Both the CS and OnLine Gold Analyser are examples of how real-time instruments can be utilised in gold processing plants, as sensing technologies, coupled together with Gekko Systems' Neon Analytics digital platform to achieve a fully automated real-time gold processing system (Gray, 2022). Figure *3* illustrates an example of one mining operation in Australia.



Figure 3 - Example of neon analytics platform pages for cs (top) and carbon movement automation (bottom)

CARBON SCOUT

The CS was developed by Curtin University's Gold Processing Technology Group and commercialised by Gekko Systems. The CS measures gold concentration, slurry density, pH, dissolved oxygen (DO), and gold loading on carbon. An XRF analyser is used to measure gold loading after screening and cleaning a carbon sample. These measurements are reported across the CIL or CIP tank train and are provided typically every 30 to 60 minutes for each tank.

Figure 4 shows the typical CS instrument and operating schematic.

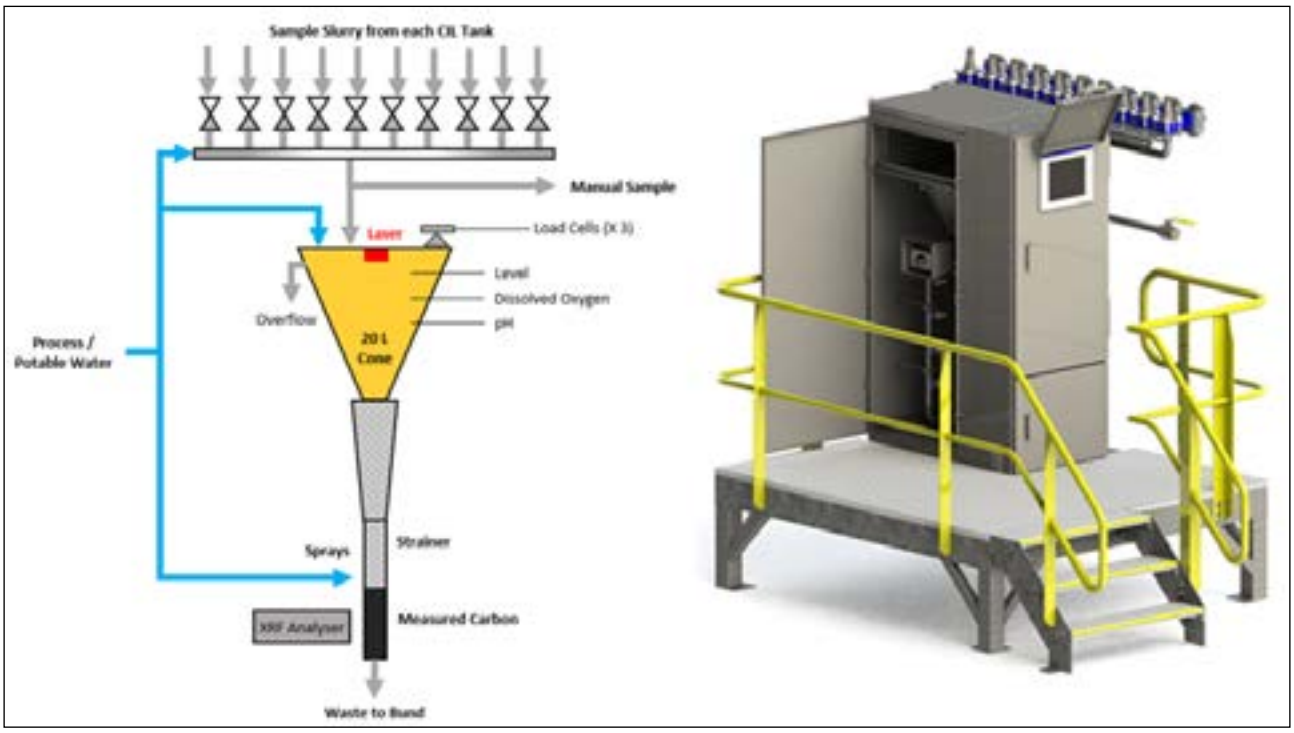


Figure 4 - CS analytical engine concept (left) and module on a platform (right)

Four Carbon Scout case studies are outlined below, case study one at Alkane Resources' Tomingley Gold Operations in New South Wales, case study two at Gold Fields and Gold Road Resources joint-venture Gruyere Mine in Western Australia, as well as additional operational examples are provided by gold processors in Western Australia and South America.

At Tomingley Gold Operations, the CS analysed 5758 samples in one month (April 2022) alone. With each sample producing more data than just carbon concentration, over 70 000 discrete sample characteristics are provided. Key parameters measured include the carbon concentration, dissolved oxygen and pH. This is compared with a maximum of 1440 data points in a month when manually sampling the slurry by plant operators. This increase in reliable, consistent, and more frequent data has helped plant personnel at Tomingley to make better-informed decisions on how best to operate their plant. This operation has successfully eliminated manual carbon dip sampling and plans to introduce automated carbon transfers and install the XRF upgrade to gain further circuit insights.

At Gruyere Mine, the operational team has partially eliminated manual samples for carbon concentration, reducing the risk of manual handling injuries and minimising personnel exposure time on top of the tanks. Current work includes a gold-in-circuit (GIC) sampling station to enable more frequent, easily accessible (ground level), and consistent sampling for their monthly GIC surveys. Figure *5* shows carbon concentration results from the CS from July 2022.



Figure 5 - Carbon concentration at Gruyere JV as measured by the CS over a 5-day period

Further, gold loading on carbon is measured on each tank sample using the XRF analyser within the CS package, as illustrated in Figure *6*. Ongoing XRF model baselining and calibration is part of the project to ensure that the model correctly represents the actual gold loadings measured by validation sample analysis. This also ensures that all design, operational, automation, and maintenance aspects of the XRF analyser are adequately captured and communicated within the project team.

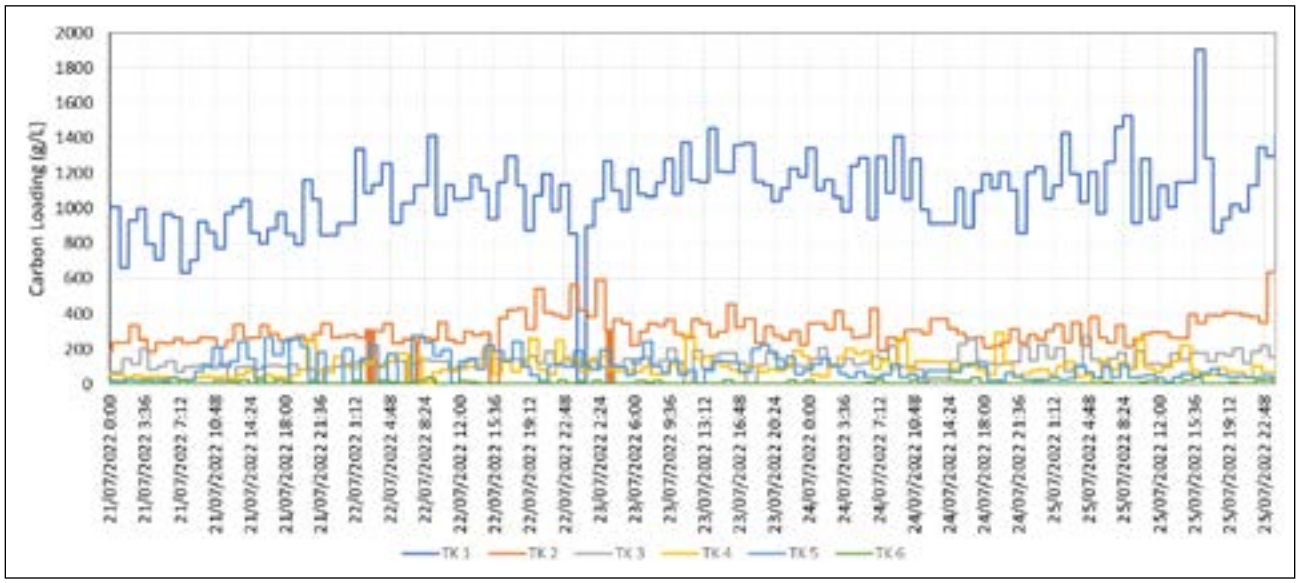


Figure 6 - Carbon loading at Gruyere Mine as measured by the CS's XRF analyser over a 5-day period

A major benefit of real-time gold loading measurements is in the optimisation of carbon stripping in the elution circuit. It is commonly accepted that elution strips are more efficiently operated with the highest possible carbon loading (gold grade on loaded carbon) to minimise the number of elutions required. If a gold plant can maintain or increase gold recovery with fewer strips while maintaining or bettering production targets significant cost savings can be had. Case study two below illustrates this.

Gruyere Mine conducted SIMCIL modelling using current operating conditions and laboratory assays. The modelling recommended a loaded carbon grade of 1,240 ppm should be targeted (Stevens, 2023) as well as recommending stripping rates to be maintained at 0.8 to 1 batch per day and maintain overall circuit invento-

ry equilibrium to ensure optimal leach and adsorption efficiencies are maintained. To achieve this, the Gruyere carbon scout automatically moves carbon to maintain stable concentrations in each tank as well as preparing for the next elution via increasing concentration prior to lifting to the refinery. This process reduces both the batch cycle time and the operating cost. Further to this the team at Gruyere are working on fully automating the circuit with aims to utilise the Gold in Circuit function of the Carbon Scout to automatically adjust stripping frequency inline with recommendation from the SIMCIL simulator.

Metallurgist Stevens notes the following; the 18 t split-Anglo carbon elution circuit process has an operating cost estimated at AU$11,082 per batch cycle. This cost primarily includes sodium cyanide, sodium hydroxide, hydrochloric acid, power costs for electrowinning, screening, pumping, and gas heating for carbon regeneration kiln and the elution heater. Carbon inventory draw down is often due to production demands, although maintaining circuit gold inventory is a critical factor for consistent loaded carbon grades into the elution circuit. In March 2023 for example, 12 extra elution batches of carbon were treated to draw carbon inventory down, incurring higher operating costs. This led to a AU$70 cost per ounce, higher than the AU$18 cost per ounce budgeted to operate this circuit. Stevens also notes that "it can take up to 5-7 days to stabilize back at equilibrium" and that if similar monthly draw downs were to occur throughout the year an "additional ~$530,000 [would be] spent per year during the double stripping campaigns". Looking closer at these statements, it can be extrapolated that the monthly draw down process, often undertaken at many sites, can destabilize the circuit in excess of two months per calendar year as well as costing an additional half a million dollars and likely increasing gold solution losses assuming all other factors being held stable.

At AngloGold Ashanti's Tropicana Operation in Australia an annual reduction of 13% in gold solution losses was achieved. This excellent result depicted in Figure 7 was largely attributed to the Carbon Scout and automated carbon movements. Site have confirmed circuit conditions were stable with typical throughput, grade and mineralogy for the period analysed. Achieving the desired carbon profile through automated carbon movement by the CS, solution losses were sustained below 0.01ppm Au delivering an approximate AUD$1.1 million in savings per annum.

These results echo Staunton et al, 2017, whereby the authors state that "to improve on the typical soluble gold loss of 0.01 ppm target, which has not changed in 30 years, circuit operation requires to be in such a way to maximise the efficiency of carbon adsorption" these efficiencies are made possible via the use of the Carbon Scout and the automated transfers, and it is of the authors opinion that a system of the style and utilised in this fashion is approaching best practice.

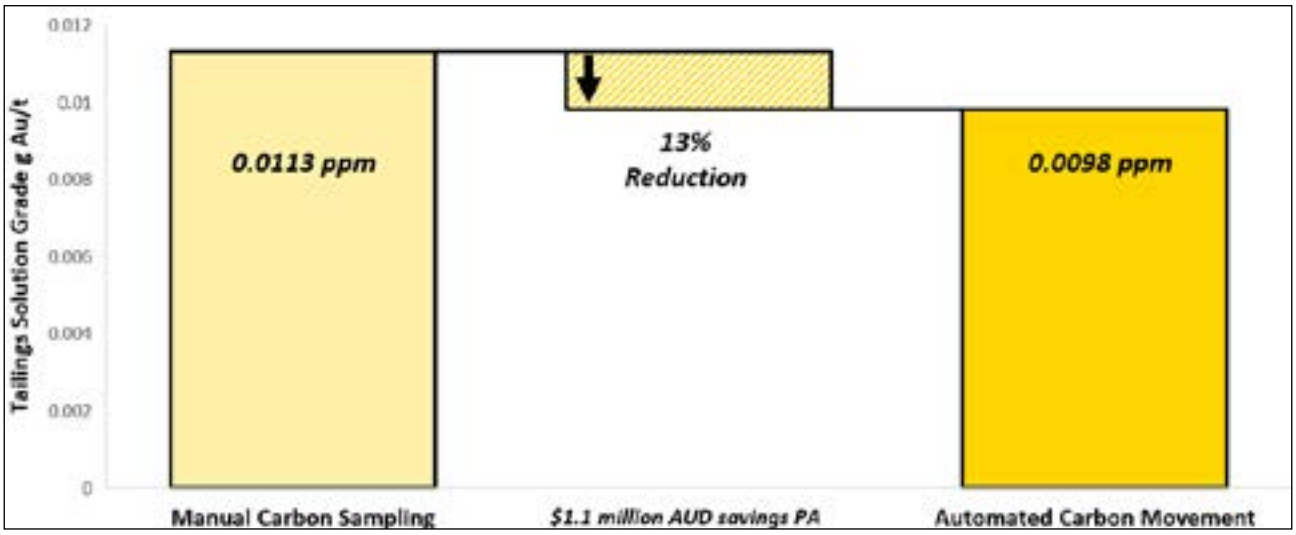


Figure 7 - Effect of improving efficiency in CIL circuits on solution grades with the automation of carbon movements made possible with real time data from the CS, both aspects playing a key role in operational excellence.

In the case of the CS installed at a gold processing site in South America, the CS measurements demonstrate the significance of automated sample measurements. Figure *8* illustrates one weeks data from December 2022 on CIL Tanks 3 and 4. No manual carbon concentration measurements were collected for over three days. During this time period, Tank 3's carbon concentration drops and Tank 4's carbon concentration increased gradually over the course of the day indicating carbon moving in the wrong direction, likely the result of a holed interstage screen. This particular event could not be rectified in a timely manner due to an out of service carbon transfer pump. However thanks to the CS, the duration and full extent of the excursion was captured. The CS measurements can act as a practical watchdog for the operator and control room personnel, enabling early excursion detection and subsequent timely rectification which is key to efficient CIL circuit operation. Based on the authors experience the impacts of events such as these disrupt routine Elution activities, restricting short term gold production and often manifest in significant excursions in solution losses.

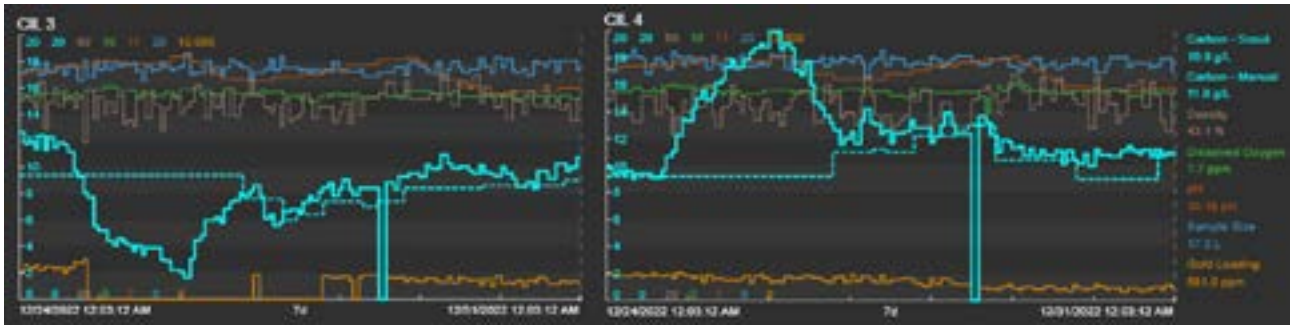


Figure 8: CIL Tank 3 and Tank 4 CS Measurements at a site in South America over a 7-day period.

As with all means of automation and instrumentation, there are challenges with the Carbon Scout that need to be managed. Management of these can be via virtual elimination in the design and engineering phase or it can be more aligned with controlling some elements of risk through routine maintenance. The design and implementation of the sample delivery system is essential for the success of any installation. A non-negotiable in the setup of a Carbon Scout is to ensure that the upfront sample delivery system design is carried out by Gekko and installed according to that design. This will greatly reduce or in the case of many installations, eliminate the risk of line blockages. Like any technology, maintenance is critical so rather than looking at what will come of not maintaining the Carbon Scout in the right way, we address maintenance as an integrated element of any installation. You can't install the machine without the maintenance contract in place, which ensures routine six-monthly servicing takes place. With respect to the daily maintenance element, there are some routine minor tasks that need to be done consuming between 15 and 30 minutes daily. Completion of these tasks will eliminate the risk of incorrect readings or inaccurate measurements, whether that be carbon mass, Au assay, DO or ph.

ONLINE GOLD ANALYSER

The OLGA was developed in a collaboration between Gekko Systems and the Commonwealth Scientific and Industrial Research Organisation (CSIRO). The OLGA continuously measures total gold concentration in process slurry or solution streams using XRF technology. The output is updated every ten minutes on a 60-minute rolling average and enables streamlined process monitoring and control which often informs sitewide metal accounting, reagent addition, and control. Site no longer must wait hours, shifts, or days to receive assay results of feed, tails, or concentrate streams. The OLGA has been installed in two operating mines in Australia, a flotation circuit since late 2018, and a leaching circuit since early 2021. The new Mk 3 unit will be installed into a new gold operation in NZ, 2026.

Case study one was at Mt Carlton Operations, located approximately 150 km south of Townsville in Queensland, a 45 000 to 50 000 oz/y operation. Trials were undertaken on both the flotation feed and tails streams. Figure *9* below (Cervellin et al, 2021) illustrates the OLGA measurements, shift composite samples

and grab (validation) samples are compared. Qualitatively the team at Mt Carlton state that the "analyser tracked well with normal production and metallurgical accounting samples".

Figure 10 illustrates the scatter plot of the OLGA-validation sample pairs over the trial period. A Paired T-test analysis was undertaken on this dataset by the team at Mt Carlton and Metallurgist Cervellen states based on the test, "we cannot reject the hypothesis that there is no statistical difference between the analyser and assays values suggesting no bias in the analyser readings".

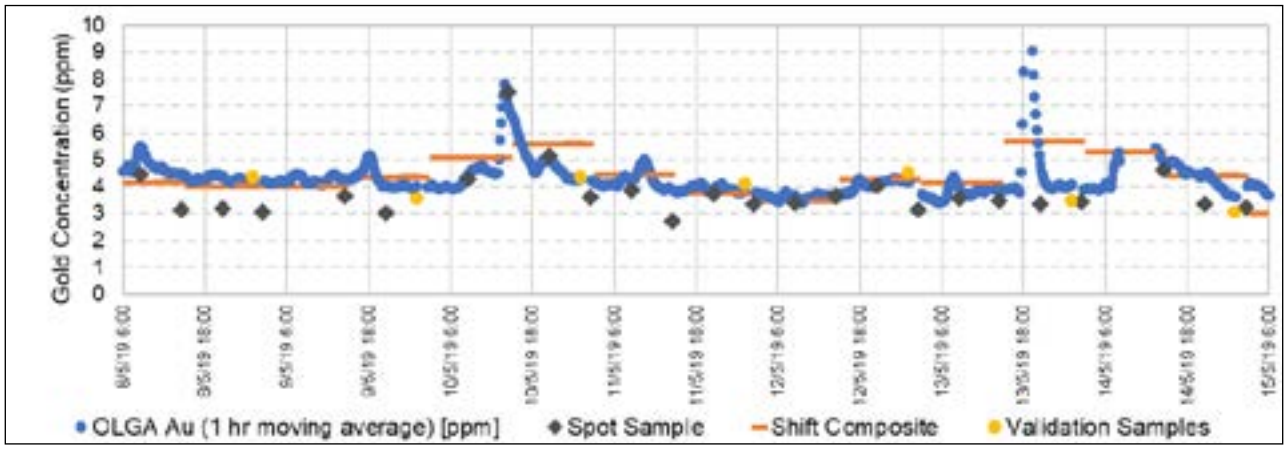


Figure 9 - Day production sample tracker between OLGA, validation, and spot samples at Mt Carlton

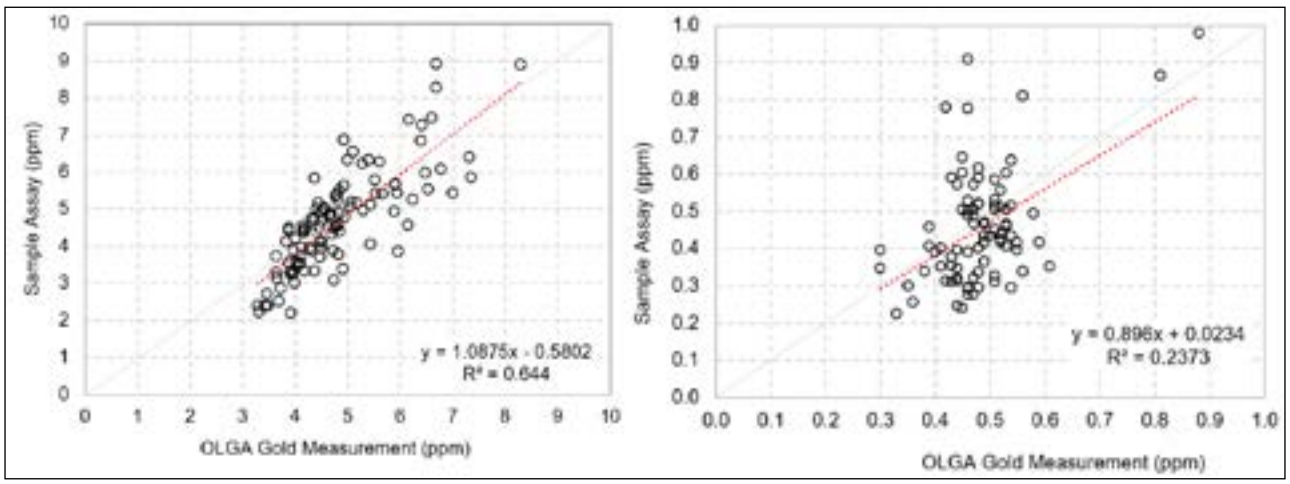


Figure 10 - OLGA versus validation sample data for flotation feed (left) and flotation tails (right)

An OLGA trial on the flotation tails stream was also conducted, statistical methods utilised in validating the feed data were also undertaken on the tails dataset from August 2018. Cervellan notes that "a paired t-test shows a two-sided P-value of >0.05 (thus there is no systematic difference in the readings) " however the authors note that at these grades, sample errors associated with the cross cutter, error from contamination of samples within the sample prep area, errors in assay readings and errors in the analyser itself all contribute to the large standard deviation rending the information gained on this occasion useless until further with further calibration work and testing could be undertaken to understand and minimise errors where possible, "however due to operational requirements within the processing plant, the OLGA was re-deployed on the flotation feed." (Cervellin et al, 2021).

An added benefit of the Mt Carlton OLGA was that it provided arsenic content on the flotation feed stream, which often assisted site staff with timely insights required for the safety aspects related to arsenic dust and hygiene monitoring in the plant.

Case study two explores the concept of online and real-time gold measurements when integrated into a wider project. Gruyere Mine, a 1000 t/h gold producing mine operated by Gold Fields as part of their joint venture with Gold Road Resources installed the OLGA. This METS Ignited industry-funded project included the OLGA, CS, and integration with the online remote monitoring platform, MillROC. Figure *11* shows the instruments installed on site.



Figure 11 - OLGA and CS installation at the Gruyere Mine

The OLGA at Gruyere was installed in February-March 2021 and commissioned in April 2021. Sampling from the leach feed stream, some of the initial work involved distinguishing between gold in solution and gold in solids as OLGA measures total gold in the stream. The raw gold X-ray spectra values are then normalised using solids content (%w/w) to achieve total gold in the sample and then converted using the calibration model into gold concentration. A challenge encountered was the residual cyanide and residual gold in solution present in the recycled process water contributing to the total gold "seen" by the OLGA, and that gold in solution signal appeared to distort the overall total gold concentration. This issue was further complicated by the OLGA sample extraction point being at the same location as the circuit's initial cyanide dosing location, resulting in gold already leached into solution before reaching the OLGA downstream. Subsequently, the OLGA sample extraction point was relocated ahead of cyanide addition, and this change improved measurements. Figure *12* shows the comparative data for the solution, solid and total slurry phases and illustrates the gold in solution effect against the validation samples.

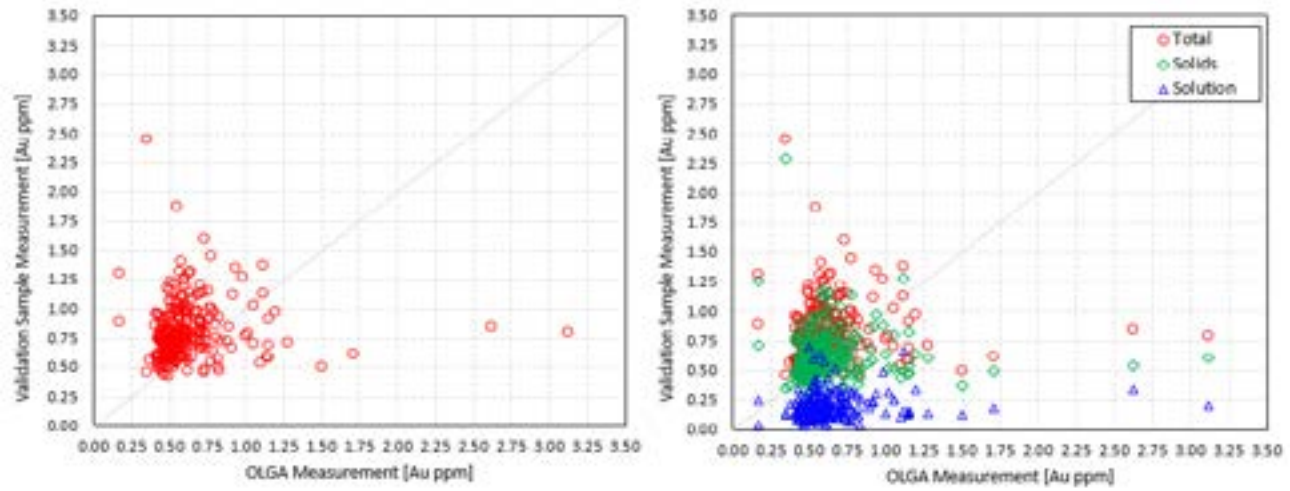


Figure 12 - Gruyere OLGA versus validation sample gold readings classified as total slurry (left) and solid, solution and total slurry (right)

A time-trend over a 4-day period in July 2022 (Figure 13) indicates how the OLGA's real-time gold measurement are visualised on the site's online monitoring platform. This data provides valuable insights into the gold grades feeding the leach circuit.

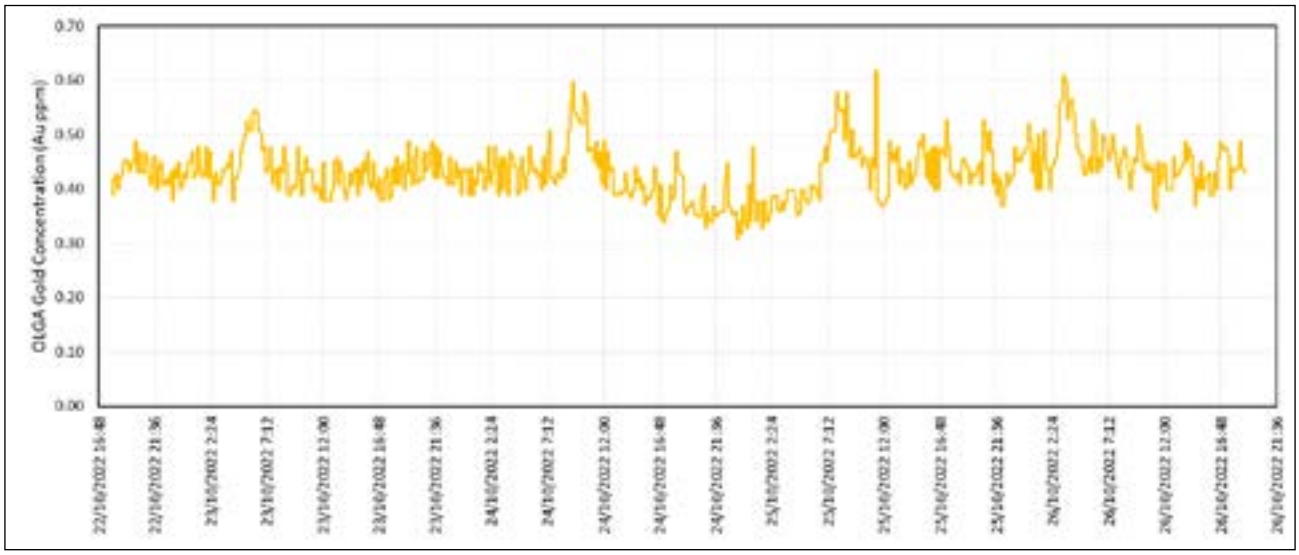
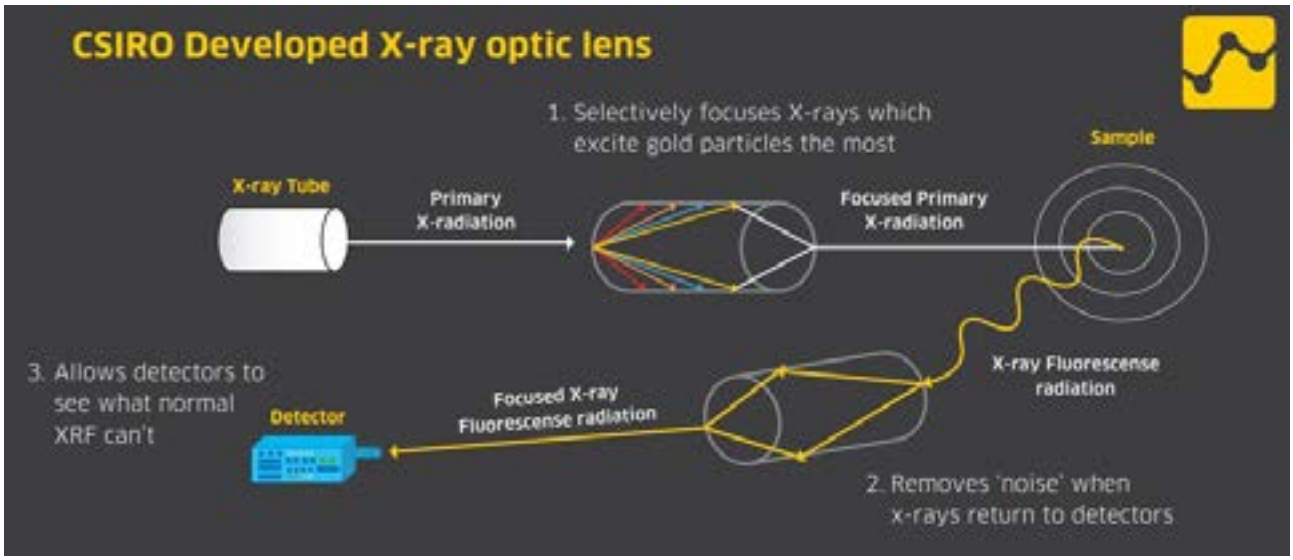


Figure 13 - OLGA gold measurements trend over a 4-day period at Gruyere Mine

The technology challenges have lessened with the implementation of the Mk 3 unit which utilises a slurry in motion pipe sensor (see below) as opposed to the early alpha unit which had the sensor submerged in a slurry reservoir. This has taken technology from a single stream analyzer to one with the capability to be fed multiple streams through a multiplexer arrangement. As with carbon scout, sample delivery remains key, so efforts are channeled into this phase of the process to ensure reliability. With samples pumped to the OLGA, there is marginally more flexibility with run designs, but Gekko still carefully oversee any of these to ensure reliability.

Whilst the reading of total gold in slurry, in real time is game changing for gold processing, we note that it does read "total gold," not the gold in the two phases of solid and solution gold. This isn't of any concern in a flotation environment but can cause challenges in a CIL environment where the understanding of the two phases can become more critical. Gekko recognise the challenges associated with this and are putting in place a design for our CIL Automation Ground Station to remedy this through a sample delivery filtration system that'll also cater for the CN analyzer component of the supply.



WHAT DOES THE GOLD PLANT OF THE FUTURE ENTAIL?

Various integrated packages of remote and in-situ sensors are available to the processing industry. Many packages focus on one part or section of the process plant. For example, some sensors monitor remote ore tracking from blasting, stockpiles and muckpiles all the way into the primary crushing circuit. Some sensors focus on the comminution circuit to track and optimise the grinding mills and associated classification cyclones. Other packages focus on the leaching and adsorption circuit excluding the elution and carbon regeneration circuit.

Ideally, the whole gold process plant should integrate real-time instruments and sensors with the overall objective of automating process aspects amenable to automation. Optimisation and improved value must be the focus and goal, as without this, the project may fall into stagnation and suppress benefits.

The authors' initial and possible ultimate vision for the "gold plant of the future" encompasses meaningful, directed and value-driven real-time instrumentation that must aim to give value-driven insights into the process and, ultimately the products. The inclusion of the various instruments into a single platform enables a better-integrated system that draws all control and automation aspects through a single control point, operating under an integrated value-based control philosophy. The overarching objectives towards achieving this are summarised in Table 1 and displayed graphically below in Figure *14*.

Table 1 - Selected outcomes from improved circuit control in gold process plants

Circuit / Unit Process	Control Aspect	Outcome
Stockpiling	Feed Rate; Ore Blend; Particle Size Distribution	Efficient process
Comminution	Mill power	Energy efficient process
Reagents	Addition and Consumption	Lower operating costs
Leaching	Gold leaching	Improved recoveries
Adsorption	Carbon Management	Reduced solution losses
Elution	Carbon Loading; Optimum No of Strips	Lower operating costs
Regeneration	Carbon Health	Reduced solution losses
Cyanide Detoxification	Reagent Control	Lower operating costs

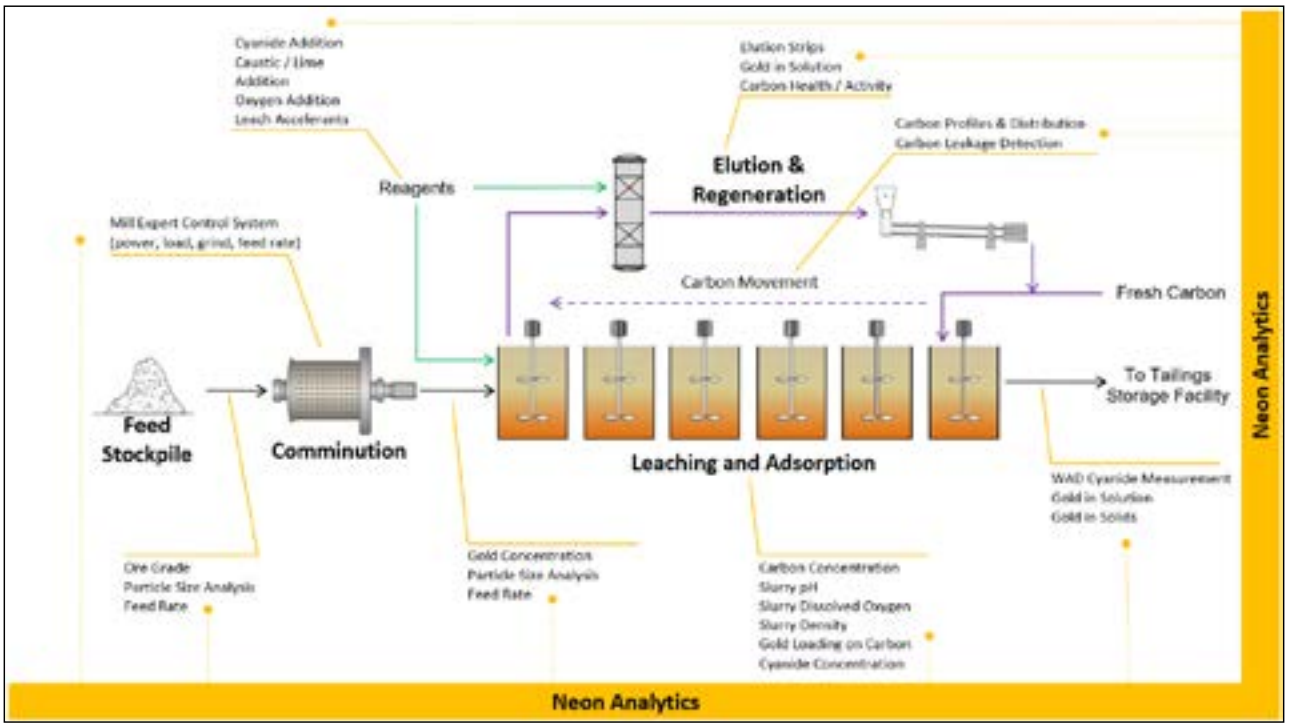


Figure 14 - Automation of a gold processing plant, integrated through a single or multi-faceted platform

An application (Neon Analytics) is currently under development and in trial for modules that cover the CS. This platform enables the process team to draw access aspects of plant control into a single visual tool while enabling benchmarking data to guide and inform the site on their relative position across industry peers.

COLLABORATION, CULTURE AND DIGITAL TRANSFORMATION

It is a key necessity that industry players with various unique capabilities and resources to collaborate, partner and offer sustainable technological solutions to the mining industry. These partnerships must include institutions that conduct research and development, academia, government organisations, equipment manufacturers, data handling and analytics within the broader minerals processing sector.

The case of the Gruyere Mine project is a testament to a direct and collaborative approach from various mining industry players, including:

- Gekko Systems
- Gold Fields Australia
- METS Ignited
- CSIRO
- Curtin University – Gold Technology Group
- Orway IQ and Process IQ.

The extent of the knowledge, experience, skills, and resources from all these collaborators brought about a project that encompasses a significant number of elements found in gold leaching and adsorption, including real-time and remote monitoring. The authors would like to acknowledge and thank the Gruyere Mine for the supportive and structured approach under which the OLGA and CS project is guided, executed, and managed.

CONCLUSIONS

Gold processing plants with instruments such as the Carbon Scout (CS), OnLine Gold Analyser (OLGA), and others, stand to gain significant and real benefits such as improved safety, increased recoveries, reduced gold solution losses, and lower operational costs amongst others.

A critical outcome is often the elimination or significant reduction of excursions that signify certain events occurring in the process. Together with excursions, the detection of some events in real-time offers the operators highly regarded insights that are often left for days or weeks before detection.

It is therefore critical that these real-time instruments are robust, reliable, sufficiently accurate for the purpose and less demanding on maintenance. It is obvious and realistic that in their infancy these technologies will continue to be improved, updated, and developed with feedback received from the operators and maintenance personnel on mine sites. This creates a continuous improvement environment that integrates both the suppliers and users on an ongoing basis, and such feedback has been used towards the update of the CS into the current Mk6 version in the market. Partnering with the CSIRO, the OLGA is taken forward in its development as work on the Beta version is ongoing.

It has been demonstrated through several projects that collaboration amongst minerals industry partners is key to enabling faster product development and rollout to mine sites. The slow uptake of new technology in the mining industry, relative to certain other industries such as manufacturing, automotive, and petrochemicals, brings about an opportune objective towards collaborative partnerships for technology development.

With all the examples presented in this paper of OLGA and CS applications in use, gold process plants must be moving toward full automation in the near future. This does not imply functions performed by operators are completely eliminated but are instead complemented and supported by these real-time instruments.

REFERENCES

Cervellin, A, Robinson, J, Sia, A, Craig, E, Killer, L. Online gold analysis at Evolution Mining Mt Carlton. *Mill Operators Conference, Perth, Australia, 2021.*

Gray, S, Sensors and automation – a unique opportunity to leverage real-time gold recovery data through data analysis and automation in gold processing. IMPC Asia-Pacific 2022, Melbourne, Australia, 22-24 August 2022.

Hartog, J, Beehan, V, Beeson,D, Optimisation of the Peak Gold Mine's Processing Plant through Advanced Process Control, (2014)

Holden, D, Greet, C, Randriamanjatosoa, A L, Myllyen, M, Application of the pulp chemistry momnitor at Prominent Hill, 2021

Gekko Systems. Alkane and Carbon Scout Case Study, 2022.

Gekko Systems. Final Technical Report – GFO Real Time Gold Solution Project, 2022.

Staunton, W P, Barbetti, K, Optimising the Management of CIP/CIL Circuits. COM2017 The Conference of Metallurgists, Vancouver, Canada, 2017.

Stevens, J. File Note: Gruyere Stripping Schedule Optimisation. Gold Fields – Gruyere JV. June 2023.

DERİN ÖTEKTİK ÇÖZELTİ ORTAMINDA ÇİNKO-KARBON HURDA PİL ATIKLARINDAN ÇİNKONUN ÇÖZÜNME DAVRANIŞININ ARAŞTIRILMASI

INVESTIGATION OF DISSOLUTION BEHAVIOR OF ZINC FROM SPENT ZINC-CARBON BATTERIES IN DEEP EUTECTIC SOLVENT MEDIA

E. Salih, T. Ateş, T. Ceylan, Z. H. Yazğan, S. Yıldız, E. Uzun Kart

Marmara Üniversitesi, Teknoloji Fakültesi, İstanbul/Türkiye

ÖZ

Bu çalışmada, çevre dostu bir çözücü olan Derin Ötektik Solvent (DÖS) kullanılarak hurda çinko karbon pillerin içeriğindeki çinko (Zn), manganez (Mn) ve kurşun vb. metallerinin çözünme davranışı incelenmiştir. Geleneksel asidik çözücülere alternatif olarak, DÖS ile metal çözündürme işleminin etkinliği, DÖS oranı (1:10), sıcaklık (75, 100, 125, 150°C) ve süre gibi değişken parametreler altında değerlendirilmiştir. Deneysel çalışmalar sonucunda, farklı sıcaklık ve DÖS oranlarının metal çözünürlüğü üzerindeki etkisi karşılaştırılmıştır. Çözünme verimi, elementel analiz tekniği ile hesaplanmış ve optimum parametreler 75°C liç sıcaklığı, 120 saat liç süresi (%79 Zn kazanımı) olarak belirlenmiştir. Sonuçlar, DÖS'in seçici metal çözündürme açısından etkili bir yöntem olabileceğini ve sürdürülebilir metal geri kazanımı için potansiyel taşıdığını göstermektedir.

Anahtar Kelimeler: Derin ötektik solvent, metal çözündürme, çinko-karbon pil, organik çözücü, seçimli liç

ABSTRACT

In this study, the dissolution behavior of zinc (Zn), manganese (Mn), lead (Pb), and other metals present in spent zinc-carbon batteries was investigated using an environmentally friendly solvent, Deep Eutectic Solution (DES). As an alternative to traditional acidic leaching agents, the selectivity of DES in metal dissolution was evaluated under varying parameters such as DES ratio (1:10), temperature (75, 100, 125, 150 °C), and leaching time. Experimental studies compared the effect of different temperatures and DES ratios on metal dissolution efficiency. The dissolution efficiencies were calculated using elemental analysis techniques, and the optimum leach parameters were investigated at 75°C leaching temperature and 120 hours (79% Zn extraction). The results indicate that DES can be an effective and selective method for metal dissolution, demonstrating strong potential for sustainable metal recovery.

Keywords: Deep eutectic solution, metal dissolution, zinc-carbon battery, organic solvent, selective leaching

GİRİŞ

Derin ötektik çözücü olan kolin klorür−üre−etilen glikol (ChCl−üre−EG), seçimli liç ve doğrudan elektrolitik kazanım yoluyla çinko oksit tozundan çinko geri kazanmak için kullanılmıştır. Çinko karbon pil tozunda bulunan çinko (Zn), mangan (Mn), kurşun (Pb) vb. metaller seçimli çözünme ve doğrudan elektrodepozisyon yoluyla ChCl−üre−EG DÖS'leri kullanılarak geri dönüştürülebilir. DÖS, çinko oksit tozunun çözünmesi sıra-

sında kompleks oluşturucu ajan ve çözücü olarak görev yapar. Derin ötektik çözücüler (DÖS'ler), çok yönlü kompleksleme özellikleri sayesinde seçici metal işleme için potansiyel bir çözücü türüdür. Bu çalışmada, kolin klorür-üre-etilen glikol (ChCl-üre-EG) derin ötektik çözücüleri kullanılarak çinko oksit tozundan çinkonun geri kazanımı araştırılmıştır (Abbott vd., 2004).

Derin ötektik çözücüler (DÖS'ler), düşük erime noktası, toksik olmamaları, yüksek iyon iletkenliği, metal oksitleri çözme kapasitesi, düşük maliyet ve kolay sentez gibi avantajlara sahiptir (Abbott vd., 2006). Yeşil kimya alanında alternatif bir çözücü ailesi olarak kabul edilir ve doğal bileşiklerle birlikte kullanıldığında doğal derin ötektik çözücüleri (NADÖS'ler) oluşturur. DÖS'ler, hidrojen bağları bağışlayan (HBD) ve hidrojen bağları kabul eden (HBA) iki veya daha fazla katı bileşiğin karışımları olarak tanımlanabilir ve bu karışımlar, bireysel bileşenlerin erime noktalarından çok daha düşük erime noktalarına sahip sıvılar oluşturur. Bu düşük erime noktası, kendiliğinden oluşan bir faz değişiminden kaynaklanır (Abbott vd., 2003; Albler vd.,2017).

M.B. Singh ve diğerleri, hidrojen bağlarının özelliklerinin, DÖS'lerin çözünür ve çözünmeyen bileşiklerde, örneğin metal oksitlerinde, etkili çözünürlük özelliklerine sahip olmalarını sağladığını belirtmektedir. Örneğin, kolin klorür/üre DÖS'ünde, Abbott ve arkadaşları tarafından, CuO ve ZnO gibi metal oksitlerini çözmek için kolin klorürden üç DÖS hazırlanmış ve üre ile ChCl arasında oluşan hidrojen bağlarının, proton transferini ve metalin çözünmesini kolaylaştıran açık bir yapı oluşturduğu, ayrıca metal ile kompleksleşmeyi sağladığı keşfedilmiştir (Albler vd., 2017; Baba vd., 2009; Buzatu vd., 2014).

Bu çözücüler çevre dostu, toksik olmayan, genellikle biyolojik olarak çözünebilen ve geri dönüştürülebilen, uçucu olmayan, yanıcı olmayan ve çoğunlukla ekonomik bileşenlerle sentezlenebilir olmalıdır (Dias vd., 2022; Durand vd., 2013). Bu nedenle, DÖS'ler, süreçler için sonsuz fırsatlar sunar. Farklı araştırma alanlarında; özellikle kirleticilerin ekstraksiyonu veya ayrılması, biyokataliz, metal sıyırma, malzeme bilimi ve elektro-kimya gibi alanlarda çözücüler olarak kullanılabilir olup sürdürülebilir ve güvenlidirler (Li vd., 2014).

Öte yandan, metal geri dönüşümü, geri dönüşüm alanındaki en gelişmiş alan olarak bilinmektedir çünkü ticari açıdan önemli olan çoğu metal için, birincil kaynakların tükenmesi nedeniyle büyük krizlerin yaşanması beklenmektedir (Martins vd., 2014). Zn–C pillerinin geri dönüşümü konusundaki ilgi, her yıl 300.000 tondan fazla Zn pili satıldığı tahmin edildiğinden artmış olup en tercih edilen yol hidro-metalurjik yöntemdir (Panić vd., 2020). Bu çalışma, kolin klorür ve üre karışımından yapılmış bir DÖS kullanarak çinko (Zn) ve mangan (Mn) gibi metallerin sıyırma işlemine odaklanmakta olup daha çevre dostu olabilecek atık pillerin geri dönüşümü için yeni bir yol göstermektedir.

Birçok rapor, DÖS'lerin yaygın metal oksitlerini sindirme yeteneğini göstermiştir (Paiva vd., 2014; Smith vd., 2014). DÖS'lerin kullanılmasının bir diğer avantajı ise, çoğu geleneksel hidrometalurjik prosedürde kullanılan bir indirgen ajan ve/veya pahalı çözücü ekstraktanları gerektirmemesidir (Wang vd., 2022).

Bu çalışmanın amacı, biyolojik olarak çözünebilen bir DÖS kullanarak çevre dostu bir Zn–C pil tozu geri dönüşüm süreci önermektir. İlk kez, bu atıklardan mangan ve çinkonun çözünmesi için ChCl/üre çözücüsü kullanılmakta olup, sürecin kinetiği sıcaklık ve katı/DÖS oranına bağlı olarak incelenmektedir. ChCl/üre hazırlığı için önerilen kimyasal reaksiyon, derin ötektik çözücü olarak yaygın kullanıma sahip ötektik bir karışıma dayanmaktadır. Kullanılan reaktifler nispeten ekonomik, biyolojik olarak çözünebilir ve hazırlamaları için yüksek sıcaklık gerekmeyen reaktiflerdir.

Son olarak, metal geri kazanımında elektronik atıkların sıyırma adımını gerçekleştirmek için bir NADÖS kullanımı, bilim insanlarının dikkatini çeken yeni bir strateji olarak öne çıkmıştır. Bu strateji, tehlikeli çözücülerin kullanımından kaçınmayı ve daha sürdürülebilir süreçler elde etmeyi amaçlamaktadır. NADÖS'ler yeşil çözücüler olarak kabul edilmekte olup çevresel olarak toksik olmayan, kolayca hazırlanabilen bir yapıda olmaları sayesinde iyonik sıvılar (IL'ler) gibi diğer alternatif çözücülerden daha ekonomik bir alternatif haline gelmiştir (Smith vd., 2014; Yak vd., 2018; Zhu vd., 2018).

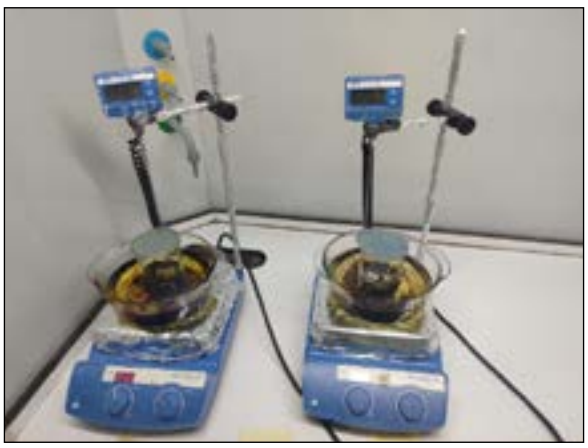
DENEYSEL ÇALIŞMALAR

Bu çalışmada, atık çinko-karbon pillerden metal geri kazanımı amacıyla çevreci bir yaklaşım olarak derin ötektik çözücüler (DÖS) kullanılmıştır. İlk aşamada, geri dönüşüm kutularından temin edilen atık çinko-karbon pillerin fiziksel olarak ayrıştırılması gerçekleştirilmiş ve iç toz bileşenleri elde edilmiştir. Bu tozlar, yapısal karakterizasyon ve elementel analiz için endüktif eşleşmiş plazma (ICP) analizlerine gönderilmiştir. Elde edilen sonuçlara göre, tozların yaklaşık %34,5'inin mangan ve %20,5'inin çinko içerdiği belirlenmiştir (Şekil 1).

Çizelge 1. Pil tozunun ICP analizi sonuçları

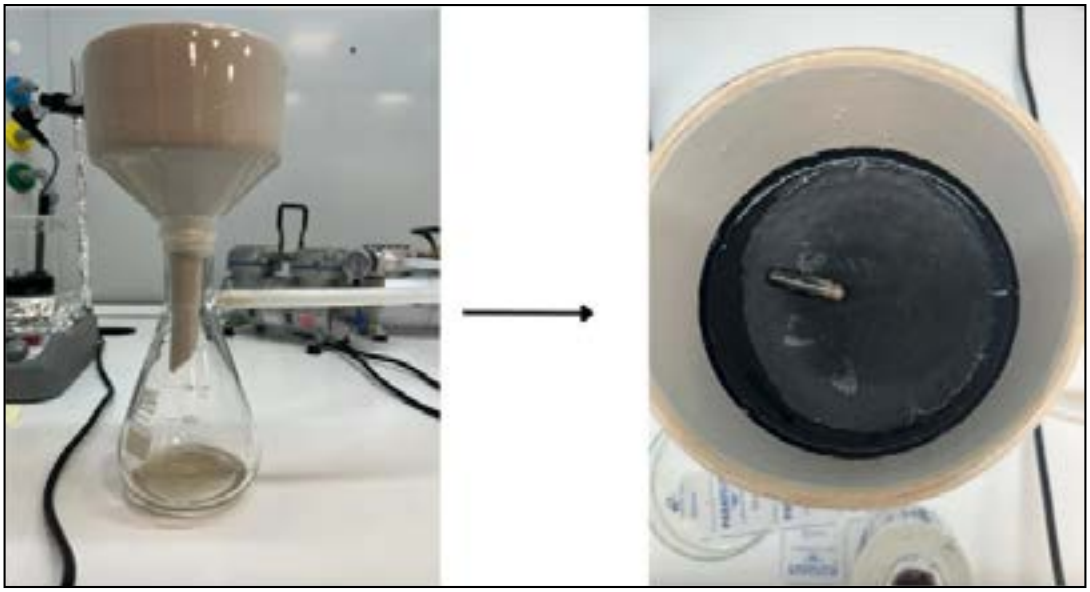
Ag	Al	As	Ba	Be	Bi	Ca	Cd
ppm	%	ppm	ppm	ppm	ppm	%	ppm
<0.5	0.03	35	70	<0.5	17	0.07	<0.5
Mg	Mn	Mo	Na	Ni	P	Pb	S
%	%	ppm	%	ppm	ppm	ppm	%
0.07	34.5	<1	0.24	23	60	111	0.23
Co	Cr	Cu	Fe	Ga	K	La	Li
ppm	ppm	ppm	%	ppm	%	ppm	ppm
14	28	7	0.06	20	0.04	<10	<10
Sr	Th	Ti	Tl	U	V	W	Zn
ppm	ppm	%	ppm	ppm	ppm	ppm	%
4	<20	<0.01	<10	20	2	30	20.4

Çalışmada kullanılan derin ötektik solvent (DÖS); etilen glikol, üre ve kolin klorür bileşenlerinden belirli oranlarda hazırlanmıştır. Çözücünün homojen bir karışım haline gelmesi ve stabilitesinin sağlanması amacıyla hazırlama işlemi manyetik karıştırıcılı ısıtma sistemi kullanılarak gerçekleştirilmiştir. Bileşenler, 75 °C sıcaklığa ayarlanmış sıcak taban üzerinde, manyetik karıştırıcı eşliğinde karıştırılmış ve homojen, berrak bir çözelti elde edilinceye kadar bu işlem sürdürülmüştür. Hazırlanan DÖS, liç deneylerinde çözücü faz olarak kullanılmış ve toz haldeki pil atıkları bu ortamda liç edilmiştir (Şekil 2). Hazırlanan DÖS'de tozlar ağırlıkça 1:10 oranında çeşitli sıcaklıklarda liç işlemine tabi tutulmuştur. Liç parametreleri olarak 75 °C ve 100 °C sıcaklıklarında sırasıyla 30, 42, 66, 78, 120 ve 150 saatlik süreler tercih edilmiştir. Deneyler 125 ve 150 °C'de gerçekleştirilmeye çalışılmış fakat çözeltide aşırı köpürme ve taşma gözlendiğinden çalışmalar bu sıcaklıklarda sürdürülmemiştir.



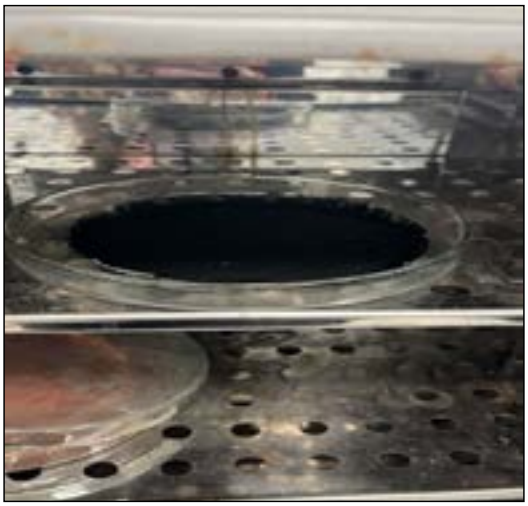
Şekil 2. Liç işlemi

Liç işlemlerinin ardından, deneysel sürelerin tamamlanmasıyla birlikte çözelti ve katı fazların ayrılması amacıyla vakum filtrasyon (Şekil 3) yöntemi uygulanmıştır. Filtrasyon yapılırken deneyde kullanılan tüm ekipmanlar etilen glikol ile özenle yıkanarak, özellikle çözücü kalıntılarının giderilmesi ve filtreleme işleminin sağlıklı bir şekilde gerçekleştirilmesi sağlanmıştır. Filtreleme işlemi tamamlandıktan sonra sıvı faz uygun şekilde ayrılmış, geriye kalan katı kalıntılar ise daha iyi bir temizlik ve kurutma sağlamak amacıyla seyreltik hidroklorik asit (HCl) ile yıkanmıştır. Bu işlem sırasında, filtre kağıtları üzerine HCl dökülerek vakum destekli filtrasyon tekrar uygulanmış ve katı fazın asidik ortamda temizlenmesi sağlanmıştır. Elde edilen katı numuneler, filtre kağıtlarıyla birlikte petri kaplarına alınarak 75 °C sıcaklığa ayarlanmış etüve yerleştirilmiş ve yaklaşık 3–4 gün süreyle kurutmaya bırakılmıştır.



Şekil 3. Vakum filtrasyonu

Kurutma işlemi de bittikten sonra, etüvden alınan petri kaplarındaki katı numuneler (Şekil 4) filtre kağıdından dikkatlice kazınarak ayrılmıştır. Ayrılan kuru katı faz, liç verimliliğinin belirlenebilmesi amacıyla elementel analiz için ICP testine gönderilmiştir. Analiz sonuçları doğrultusunda, başlangıçtaki toplam metal miktarına kıyasla çözeltiye geçen çinko ve mangan oranları hesaplanarak liç işleminin verimliliği değerlendirilmiştir. Böylece, derin ötektik çözücü ortamında gerçekleştirilen işlemin her bir sıcaklık ve süre koşulu altındaki metal kazanım performansı sayısal olarak ortaya konmuştur.

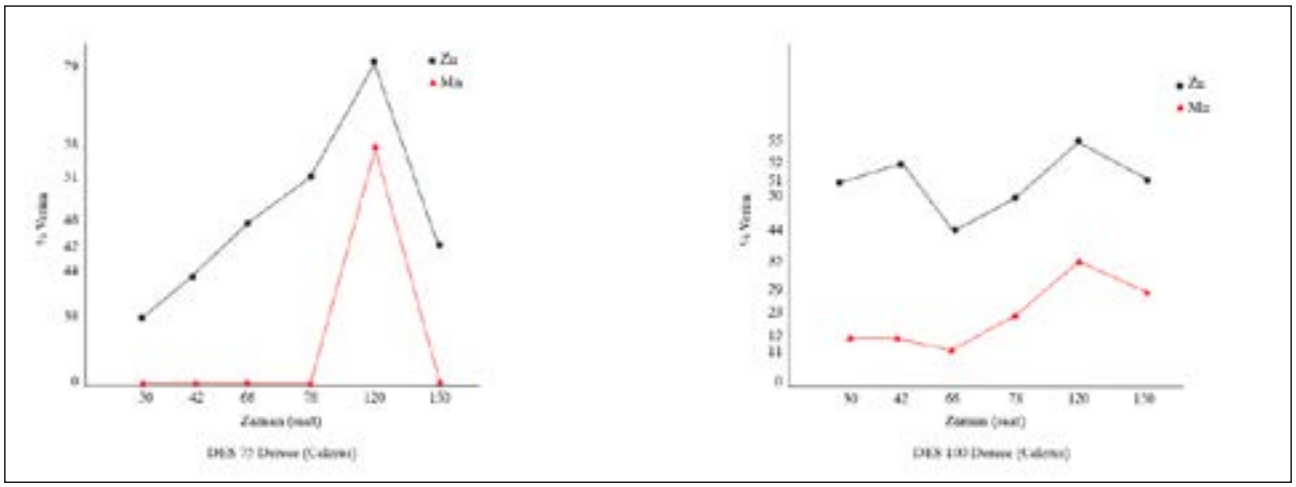


Şekil 4. Etüvde bekletilen numunenin görseli

DÖS ile gerçekleştirilen liç deneylerinin tamamlanmasından sonra, elde edilen sonuçların karşılaştırmalı olarak değerlendirilmesi amacıyla sülfürik asit ortamında ek liç deneyleri yapılmıştır. Bu çalışmalarda 1:10 katı-sıvı oranı korunmuş, sıcaklık parametresi olarak 50 °C, 70 °C ve 75 °C seçilmiştir. Ayrıca, asit derişiminin liç verimliliği üzerindeki etkisini gözlemleyebilmek amacıyla sülfürik asit 1 M, 2 M ve 5 M derişimlerde kullanılmıştır. Her bir koşul altında gerçekleştirilen liç işlemlerinin ardından çözelti ve katı fazlar ayrılmış, katı numuneler kurutulduktan sonra ICP analizine gönderilmiştir. Elde edilen veriler doğrultusunda çinko ve mangan elementlerinin çözeltideki miktarları belirlenmiş ve DÖS ile sülfürik asitli ortamlarda elde edilen metal kazanım oranları karşılaştırmalı olarak değerlendirilmiştir.

SONUÇLAR

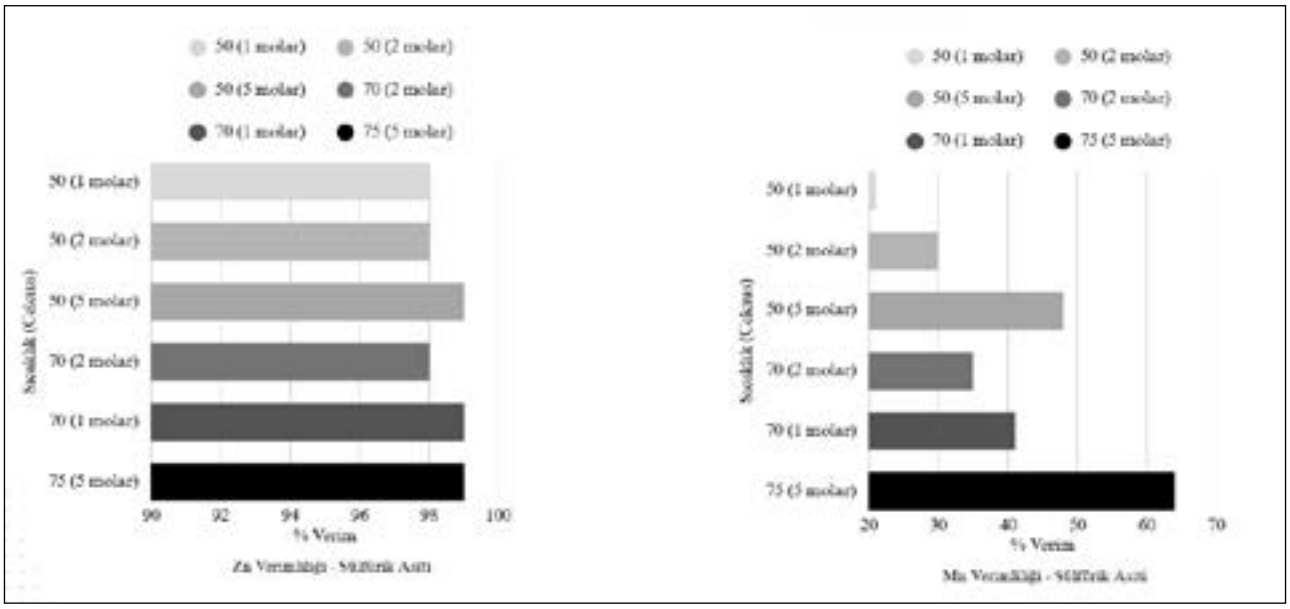
Bu çalışmada, çevre dostu ve sürdürülebilir özelliklere sahip derin ötektik çözücülerden (DÖS) biri olan kolin klorür–üre–etilen glikol (ChCl–üre–EG) karışımı kullanılarak, atık çinko-karbon (Zn–C) pillerden çinko (Zn) ve mangan (Mn) metallerinin geri kazanımı araştırılmıştır. DÖS çözücüsünün seçici çözündürme kapasitesi, farklı sıcaklıklar (75 °C ve 100 °C) ve zaman aralıklarında değerlendirilmiş, çözünme verimi grafiklerle ortaya konmuştur. Ayrıca, elde edilen sonuçlar geleneksel sülfürik asit ile yapılan çözündürme deneyleriyle karşılaştırılmıştır.



Şekil 5. Çinko ve mangan metallerinin DES çözeltisi içerisinde 75 °C ve 100 °C'deki verim-zaman grafikleri

75 °C sıcaklıkta gerçekleştirilen çözündürme deneylerinde, çinko (Zn) çözünürlüğü 30. saatten itibaren belirgin bir artış göstermiş ve 120. saatte yaklaşık %79 seviyelerine ulaşmıştır. Bu, DÖS'ün çinko (Zn) üzerinde zamana bağlı birikimli bir çözündürme etkisi yarattığını göstermektedir. Aynı deneyde mangan (Mn) çözünürlüğü ilk 78 saatten itibaren artış göstererek 120 saatte %56'ya kadar çıkarak en yüksek verimi göstermiştir, ancak sonrasında çözünürlük oranında gözle görülür bir azalma gerçekleşmiştir. Bu düşüş, DÖS ortamında manganın (Mn) çözünürlük kararlılığının sınırlı olduğunu ancak çinko açısından oldukça seçici olduğunu ortaya koymaktadır.

100 °C sıcaklıktaki çözündürme verileri incelendiğinde, çinko (Zn) çözünürlüğünün daha yüksek seviyelerde başladığını ve 66 saatte gözlemlenen düşüş sonrası tekrardan atış ile 120 saatte %55 verim değeriyle en yüksek verime ulaşmıştır. Bu durum, artan sıcaklığın DÖS içindeki difüzyon hızını ve reaksiyon kinetiğini olumlu etkilediğini, böylece çinko (Zn) çözünürlüğünü artırdığını göstermektedir. Buna karşın, mangan (Mn) çözünürlüğü 100 °C'de belirgin şekilde düşüktür ve tüm süre boyunca %35 seviyesinin altında kalmıştır. 120 saate ulaştığında manganda (Mn) %35 verimle en yüksek verime ulaşmıştır. Bu veri, sıcaklık artışı ile birlikte DÖS'in çinkoya (Zn) karşı seçiciliğinin daha da arttığını ve mangan (Mn) çözünürlüğünün bastırıldığını ortaya koymaktadır.



Şekil 6. Çinko ve mangan metallerinin sülfürik asit içerisinde çeşitli sıcaklık ve derişimdeki verim grafikleri

Sülfürik asit ile yapılan karşılaştırmalı deneylerde, çinko (Zn) çözünme verimi %99 gibi yüksek değerlere ulaşırken, mangan (Mn) için bu değer %65 civarında kalmıştır. Bu da sülfürik asidin daha güçlü ve genel bir çözücü olduğunu kanıtlamakla birlikte, çevresel etkileri ve toksisitesi nedeniyle sürdürülebilir geri dönüşüm süreçleri açısından sınırlayıcıdır. Derin ötektik çözücü (DÖS) ile yapılan çözücülendirme işlemleri ise düşük toksisite, biyolojik olarak parçalanabilirlik, uçuculuk içermeme, ekonomik sentez imkânı ve yeniden kullanılabilirlik gibi avantajlar sunmaktadır.

Genel olarak değerlendirildiğinde, ChCl–üre–EG bazlı NADÖS'lerin, özellikle çinko açısından seçici çözünürlük sağlaması, düşük çevresel risk ve maliyet ile uygulanabilir olması gibi avantajlar sayesinde elektronik atıklardan metal geri kazanımı için güçlü bir alternatif oluşturduğu görülmektedir. Ayrıca, geleneksel asidik sistemlere kıyasla daha az tehlikeli olan bu yöntem, yeşil kimya ilkeleriyle de örtüşmekte ve gelecekte sürdürülebilir metalurji uygulamalarında önemli bir yer edinebileceğini göstermektedir (Zhu vd.,2019).

Sonuçlar, DÖS sistemlerinin atık pil gibi karmaşık matrislerden değerli metal kazanımı için hem ekonomik hem de çevresel açıdan uygulanabilir olduğunu ortaya koymakta; bu bağlamda, bu çalışmanın hem akademik literatüre katkı sağladığı hem de endüstriyel uygulamalar için potansiyel sunduğu değerlendirilmektedir. Ayrıca, farklı sıcaklık ve çözücü oranlarının çözünürlük üzerindeki etkileri göz önünde bulundurularak proses optimizasyonu yapılması, gelecekteki çalışmalar için önemli bir yönlendirme sunmaktadır.

YORUM

Bu çalışma, çevre dostu bir yaklaşım sunarak atık çinko-karbon pillerden değerli metallerin geri kazanımı amacıyla Derin Ötektik Solvent (DÖS) kullanımı üzerine odaklanmıştır. Literatürde raporlanan önceki çalışmaların devamı niteliğinde olan bu çalışma, özellikle ChCl–üre–EG bazlı DÖS ile yürütülmüş ve sürecin seçici çözündürme kapasitesi değerlendirilmiştir. Deneysel sonuçlar, artan sıcaklık ile birlikte çinko çözünürlüğünün belirgin şekilde arttığını, buna karşın mangan çözünürlüğünün sınırlı kaldığını ortaya koymuştur.

Elde edilen verilere göre DÖS ortamında yapılan liç işlemlerinde, sıcaklık parametresi çözünürlük üzerinde temel belirleyici faktör olurken, geleneksel asidik çözücülerle kıyaslandığında çevresel açıdan çok daha sürdürülebilir bir seçenek sunduğu görülmüştür. Bununla birlikte, daha yüksek sıcaklıklarda (125–150 °C) karşılaşılan fiziksel problemler (köpürme ve taşma) işlem stabilitesini olumsuz yönde etkilemiş ve çalışma bu nedenle sınırlanmıştır.

Sülfürik asit ve derin ötektik çözücü (DÖS) ile gerçekleştirilen çözücülendirme deneyleri karşılaştırıldığında ise çinko (Zn) açısından sülfürik asidin daha hızlı ve yüksek verimli bir çözücü olduğu görülmektedir. Sülfürik asit kullanılarak yapılan deneylerde çinko çözünme verimi %99 seviyelerine ulaşırken, mangan (Mn) için bu oran %65 civarında kalmıştır. Ancak bu yüksek çözünme performansına rağmen sülfürik asidin çevresel toksisitesi, uçuculuğu ve bertaraf maliyetleri gibi dezavantajları, onu sürdürülebilir geri dönüşüm süreçleri açısından sınırlayıcı kılmaktadır. Buna karşın, DÖS kullanılarak yapılan deneylerde çinko çözünürlüğü daha zamana bağlı ve kademeli bir artış göstermiş, 75 °C'de 120. saat sonunda %79 seviyesine ulaşmıştır. Aynı koşullarda manganın çözünürlüğü %56'da kalmış ve sonrasında düşüş göstermiştir. Bu durum, DÖS'ün çinko üzerinde seçici bir çözündürme etkisi yarattığını ve mangan için kararlılığın sınırlı olduğunu göstermektedir. Ayrıca, sıcaklık 100 °C'ye yükseltildiğinde çinko çözünürlüğü artarken (%55), mangan çözünürlüğü %35'in altında kalarak daha da bastırılmıştır. Bu veriler, DÖS'ün çevresel açıdan daha sürdürülebilir bir alternatif olmasının yanı sıra, özellikle çinkoya karşı gösterdiği seçici çözündürme davranışıyla hedefli metal geri kazanım süreçleri için potansiyel taşıdığını ortaya koymaktadır.

KAYNAKLAR

Abbott, A. P., Boothby, D., Capper, G., Davies, D. L. ve Rasheed, R. K. (2004). Deep eutectic solvents formed between choline chloride and carboxylic acids: Versatile alternatives to ionic liquids. Journal of the American Chemical Society, 126 (29), 9142–9147.

Abbott, A. P., Capper, G., Davies, D. L., McKenzie, K. J. ve Obi, S. U. (2006). Solubility of metal oxides in deep eutectic solvents based on choline chloride. Journal of Chemical & Engineering Data, 51 (4), 1280–1282.

Abbott, A. P., Capper, G., Davies, D. L., Rasheed, R. K. ve Tambyrajah, V. (2003). Novel solvent properties of choline chloride/urea mixtures. Chemical Communications, 2003 (39), 70–71.

Albler, F. J., Bica, K., Foreman, M. R. S. J., Holgersson, S. ve Tyumentsev, J. (2017). A comparison of two methods of recovering cobalt from a deep eutectic solvent: Implications for battery recycling. Journal of Cleaner Production, 167, 806–814.

Baba, A., Adekola, A. ve Bale, R. (2009). Development of a combined pyro- and hydro-metallurgical route to treat spent zinc–carbon batteries. Journal of Hazardous Materials, 171 (1–3), 838–844.

Buzatu, M., Săceanu, S., Petrescu, M., Ghica, G. ve Buzatu, T. (2014). Recovery of zinc and manganese from spent batteries by reductive leaching in acidic media. Journal of Power Sources, 247, 612–617.

Dias, R. M., da Costa, M. C. ve Jimenez, Y. P. (2022). Perspectives of using DES-based systems for solid–liquid and liquid–liquid extraction of metals from e-waste. Minerals, 12 (6), 710.

Durand, E., Lecomte, J., Baréa, B. ve Villeneuve, P. (2013). Towards a better understanding of how to improve lipase-catalyzed reactions using deep eutectic solvents based on choline chloride. European Journal of Lipid Science and Technology, 116 (1), 16–23.

Li, G., Deng, D., Chen, Y., Shan, H. ve Ai, N. (2014). Solubilities and thermodynamic properties of CO_2 in choline-chloride-based deep eutectic solvents. Journal of Chemical Thermodynamics, 75, 58–62.

Martins, M., Aroso, I. M., Reis, R. L., Duarte, A. R. C., Craveiro, R. ve Paiva, A. (2014). Enhanced performance of supercritical fluid foaming of natural-based polymers by deep eutectic solvent. AIChE Journal, 60 (10), 3701–3706.

Panić, M., Andlar, M., Tišma, M., Rezić, T., Šibalić, D., Bubalo, M. C. ve Redovniković, I. R. (2020). Natural deep eutectic solvent as a unique solvent for valorisation of orange peel waste by the integrated biorefinery approach. Waste Management, 120, 340–350.

Paiva, A., Craveiro, R., Aroso, I., Martins, M., Reis, R. L. ve Duarte, A. R. C. (2014). Natural deep eutectic solvents – Solvents for the 21st century. ACS Sustainable Chemistry & Engineering, 2 (5), 1063–1071.

Smith, E. L., Abbott, A. P. ve Ryder, K. S. (2014). Deep eutectic solvents (DESs) and their applications. Chemical Reviews, 114 (21), 11060–11082.

Wang, S., Xu, C., Lei, Z., Li, J., Lu, J., Xiang, Q., Chen, X., Hua, Y. ve Li, Y. (2022). Recycling of zinc oxide dust using ChCl-urea deep eutectic solvent with nitrilotriacetic acid as complexing agents. Kunming University of Science and Technology, Key Laboratory of Complex Nonferrous Metal Resources Clean Utilization, Yunnan, PR China.

Yao, Y., Zhu, M., Zhao, Z., Tong, B., Fan, Y. ve Hua, Z. (2018). Hydrometallurgical processes for recycling spent lithium-ion batteries: A critical review. ACS Sustainable Chemistry & Engineering, 6 (11), 13611–13627.

Zhu, S., Zhou, J., Jia, H. ve Zhang, H. (2018). Liquid–liquid microextraction of synthetic pigments in beverages using a hydrophobic deep eutectic solvent. Food Chemistry, 243, 351–356

Zhu, X., Xu, C., Tang, J., Hua, Y., Zhang, Q., Liu, H., Wang, X. ve Huang, M. (2019). Selective recovery of zinc from zinc oxide dust using choline chloride based deep eutectic solvents. Transactions of Nonferrous Metals Society of China, 29 (10), 2222–2228.

ASİT MADEN DRENAJI POTANSİYELİNİN BELİRLENMESİNDE TEST VE ANALİZLER: BALIKESİR İVRİNDİ ALTIN CEVHERLEŞMESİ ÖRNEĞİ

TESTS AND ANALYSES IN DETERMINATION OF ACID MINE DRAINAGE POTENTIAL: BALIKESİR İVRİNDİ GOLD MINERALIZATION EXAMPLE

E. Ata Ocak[1], T. Aktaş[2] G.M.Yurtoğlu[3]

[1]*Türkiye Varlık Fonu, Ankara, Türkiye*
[2]*Gemar Çevre Ölçüm ve Analiz Laboratuvarı, Çanakkale, Türkiye*
[3]*Türkiye Maden Sanayi ve Ticaret A.Ş., Ankara, Türkiye*
Email: ebru.ata@tvf.com.tr, tugay.aktas@gemar-jma.com.tr, gokhan.yurtoğlu@tvf.com.tr

ÖZ

Doğada yaygın olarak bulunan metal sülfür mineralleri, yüzey/yeraltı madencilik aktiviteleri sırasında parçalanıp ufalandığından atmosferik oksijen ve su ile olan teması artar ve oksitlenmeye başlarlar. Kompleks biyo/jeokimyasal reaksiyonların gerçekleştiği bu oksidasyon işlemleri sonrasında, yüksek sülfat ve metal içerikli, düşük pH'lı Asit Maden Drenajı (AMD) olarak isimlendirilen jeokimyasal oluşumlar meydana gelir. AMD, dünyada yaygın olarak sülfürlü jeolojik birimler ile ilişkili olan metalik madenler, kömür madenleri, bazı mühendislik projelerindeki derin kazılarda ve maden işletme faaliyetlerine bağlı olarak görülmektedir. Asit Maden Drenajı oluşturma potansiyelinin önceden tahmin edilmesi, sürdürülebilir ve güvenli madencilik faaliyetlerinin çevresel etkilerini yönetmek, atığın kaynağında azaltılması, kirliliğin oluşmadan önlenmesi açısından büyük öneme sahiptir. Bu çalışma kapsamında, Balıkesir ili, İvrindi ilçesi sınırları içerisinde bulunan İvrindi Güneş Altın Madeni Projesi kapsamında yürütülecek madencilik faaliyetlerinden kaynaklanabilecek asit maden drenajı oluşum potansiyeli incelenmiştir. Asit Maden Drenajı (AMD) oluşumuna yönelik kestirimlerin araştırılmasında arazi ve laboratuvar çalışmaları yürütülmüştür. Alınan örneklerden Sülfit Zonu, Oksit Zonu ve Mix olarak 3 kompozit numune oluşturulmuştur. Numuneler üzerinde Asit Üretme Potansiyeli (AÜP), Nötürleştirme Potansiyeli (NP) ile ilgili statik testler gerçekleştirilmiştir. Nötralizasyon Potansiyeli Oranları (NP/AP) 2,86-14,10 olarak sonuçlanmıştır. Elde edilen sonuçlara göre; Sülfür Zonu 1<NP/AP<3 ile belirsiz bölge de, oksit zonu ve mix numunesi NP/AP>3 ile asit üretmez olarak sonuçlanmıştır.

Anahtar Kelimeler: Asit maden drenajı, statik testler

ABSTRACT

Metal sulfide minerals, widespread in nature, are fragmented during surface and underground mining, which enhances their contact with oxygen and water and initiates oxidation. These processes, involving complex bio-geochemical reactions, may lead to Acid Mine Drainage (AMD), a phenomenon characterized by elevated sulfate and metal concentrations and low pH values. AMD is frequently observed in metallic and coal mines, deep engineering excavations, and other mining operations within sulfur-bearing geological units. Anticipating the potential for AMD is essential for implementing sustainable mining strategies, minimizing waste generation at its source, and preventing environmental pollution before it develops.This study investigates the AMD

formation potential of the İvrindi Güneş Gold Mine Project in Balıkesir province, Turkey. Both field surveys and laboratory analyses were conducted to assess geochemical behavior. Three composite samples were prepared from Sulphide, Oxide, and Mixed zones. Static tests were performed to determine Acid Generation Potential (AGP) and Neutralization Potential (NP). Neutralization Potential Ratios (NP/AP) were calculated between 2.86 and 14.10. According to the results obtained; Sulfur Zone 1<NP/AP< 3AP<3 was in the uncertain region, while the oxide zone and mix sample were found to be non-acid producing with NP/AP>3.

Keywords: Acid mine drainage, static tests

GİRİŞ

Kayaçların içeriğindeki sülfür minerallerinin oluşum şartlarını kaybederek oksijenli yeraltı veya yüzey suları ile temasından ortaya çıkan ve bulunduğu alandaki su kaynakları ile her türlü jeolojik materyalin tamponlama kapasitesinin üzerinde gerçekleşen sürece asit drenajı (AD) denmektedir. Asit drenajı maden işletimi ile ilişkili olduğunda asit maden drenajı (AMD) ve doğal olarak oluştuğunda asit kaya drenajı (AKD) olarak adlandırılmaktadır. Su kalitesi her zaman asidik karekterde olmayıp bazen alandaki asit drenajını tamponlayan minerallerin baskın olması durumunda nötr veya bazik karakterde de olabilmektedir. AMD, dünyada yaygın olarak sülfürlü jeolojik birimler ile ilişkili olan metalik madenler, kömür madenleri, bazı mühendislik projelerindeki derin kazılarda ve maden işletme süreçlerinde asit kullanımına bağlı olarak görülmektedir.

Madenler, dünyada en çok sülfürlü atık materyal üreten endüstrilerden birisidir. AMD, özellikle altın, bakır, kurşun çinko üretiminin gerçekleştiği metalik maden yatakları ile bazı kömür madenleri toz, yeraltı suyu ve yüzey suyu kirliliği gibi nedenlerle çevreye zarar vermektedir. AMD'nın işlenmeden nehirlere ve akarsulara bırakılması halinde potansiyel olarak zararlı olmaktadır. Madencilik işlemlerinin çeşitli aşamalarında jeokimyasal modellemeler ile pasadan veya herhangi bir stok faaliyetinden oluşabilecek AMD'nın, kazı çalışmaları ile açılan çukurlardaki oluşacak göl kimyasının, işletme sırasında oluşabilecek su kalitesi problemlerinin, çevresel izleme etkinliğinin, yaban hayatı ve doğal ortam üzerinde yaratacağı risklerin nasıl bertaraf edilebileceği tanımlanabilmektedir.

Dünya'da ve Türkiye'de yeni yaklaşımda madencilik faaliyetlerinin arama aşamasından başlayarak, operasyon ve madenlerin kapatılması sürecinde sürdürülebilir, insan ve çevre odaklı bir yaklaşım benimsenmiş olup, çalışmalar bu yöne evrilmektedir.

Bu çalışma kapsamında, ruhsat hukuku Türkiye Maden Sanayi ve Ticaret A.Ş. uhdesinde bulunan Balıkesir ili, İvrindi ilçesi sınırları içerisinde İvrindi Güneş Altın Madeni Sahasında bulunan cevherleşmenin madencilik faaliyetleri esnasında ve sonrasında asit kaya/maden drenajı oluşup oluşmayacağının kestirimi yapılmıştır. Sahada sondaj çalışmaları, toprak ve kaya örneklemeleri, jeolojik haritalama, topografik haritalama, jeofizik, yapısal unsur (fay, kırık vb.) haritalaması, üç boyutlu jeolojik model çalışmaları tamamlanmış, 1.000.000 ton/onsaltın cevherleşmesi ortaya konmuştur. 3B jeolojik model sürekli olarak iyileştirilmektedir.

Projenin en önemli unsurlarından biri olan atık depolama tesisi ve pasa sahalarının tasarımı ve madencilik faaliyetleri sonrasında oluşabilecek asit kaya drenajı potansiyelinin ortaya konması için sahanın jeolojisi ile birlikte 3B jeolojik modeli, detaylı sondaj karot logları değerlendirilmiştir.

Bölgesel Jeoloji

Balıkesir'in İvrindi ilçesi ve proje alanı İvrindi Güneş Ruhsatı, Türkiye'nin önemli metalojenik bölgelerinden biri olan Biga Yarımadası'nda yer almaktadır. Biga yarımadası, çeşitli epitermal ve porfiri maden yataklarına ve Tersiyer yaşlı volkanik ve intrüzif kayaçlarla ilişkili zuhurlara ev sahipliği yapmaktadır.

Biga Yarımadası'nın jeolojisi, Tersiyer **ö**ncesi temel kayaçlar ve bunları üzerleyen Tersiyer birimleriyle temsil edilir.

Tersiyer öncesi temel kayaçlar başlıca metamorfitlerden, ofiyolitik melanjlardan ve Permiyen yaşlı kireçtaşı birimi ile meta-detritik kayaçlardan oluşan Alt Triyas yaşlı Karakaya Karmaşığı'ndan oluşur (Bingöl vd. 1975). Tersiyer **ö**ncesi temel, Tersiyer yaşlı volkanik ve volkano-sedimenter istiflerle üzerlenir.

Temel birimler ve volkanikler, çarpışma sonrası granitoyitler ve genişlemeyle ilişkili volkano-plütonik kütleler tarafından birkaç dönemde kesilmiştir. Bu magmatikler, Altunkaynak (2007) ve Altunkaynak ve Genç (2008) tarafından i)Eosen ve ii)Oligo-Miyosen magmatizmasının ürünleri olarak iki gruba ayrılmıştır. Eosen-Miyosen denizel çökelleri ve Miyosen-Pliyosen karasal çökellerinden oluşan Neojen sedimenter istifleri bölgedeki yoğun volkanizmanın ardından bunlar üzerinde uyumsuz olarak çökelmiştir (Siyako at all., 1989; Dönmez at all., 2005). Güncel alüvyonlar tüm kaya birimlerini örtmektedir.

Proje alanında altın cevherleşmesi yapısal zonlar boyunca meydana gelen epigenetik, saçınımlı, oriferöz pirit (markazit veya arsenopirit) yatağıdır ve esas olarak volkanoklastik kayaçlar tarafından barındırılır. Ana fay veya kırık zonuna yakın rekristalize kireçtaşlarında da küçük cevherleşmeler gözlenmektedir. Hidrotermal sıvıların kırık zonları boyunca yerleşmesi ile cevherleşme meydana gelmiştir.

Altın, pirit taneleri üzerindeki arsenik pirit kenarlarında oluşur ve arsenik, kükürt, antimon ve cıva ile ilişkilidir (Oyman, 2022). Sülfür mineralleri oksidasyon zonlarında götit ± hematite dönüşmüştür. Cevherleşmesi silisleşme, kırıntılı kayaçlarda arjilik alterasyon, karbonat kayaçlarında dekalsifikasyon (karbonat çözünmesi) ile karakterizedir (Dama, 2022).

MATERYAL METOD

Asit maden drenajı; bir maden alanında pirit, pirotin ve markazit gibi demir minerallerinin nemli ortamda oksitlenmeye maruz kalmasıyla gelişen tepkimeler sonucu sulu ortama proton (H^+ iyonu) vermesi ve çözeltinin asidik niteliğe dönüşmesi olayı olarak tanımlamıştır. Aşındırıcı ve çözücü karakter kazanan asidik maden suları genel olarak, yüksek sülfat (800 ile 1800 mg/l) içeriği ile birlikte 50 mg/l' ye kadar Cu, 1000 mg/l' ye kadar Fe, 12 mg/l' ye kadar Pb ve 1700 mg/l' ye kadar Zn metallerini bünyesinde barındırabilmektedir. Ayrıca liç işlemi sonucunda oluşan AMD' lerin siyanür vb. içerdiği de bilinmektedir (Nicholson, 1994).

Çizelge.1 Asit Maden Drenajı Oluşumunda Etkili Olan Kimyasal Bozunma Süreçleri

Kimyasal Bozunma Süreci Aşamaları	**Açıklama**
$FeS_2 + 7/2O_2 + H_2O \rightarrow Fe^{2+} + SO_4^{2-} + 2H^+$	Piritin Oksidasyonu
$Kil + H^+ \rightarrow SiO_2 + Al^{3+} + Mg^{2+} + Ca^{2+} + Mn^{2+}$	Killerin Asit İle Çözünmesi
$CaCO_3 + H_+ \rightarrow Ca^{2+} + H_2O + CO_2$	Kalsit Tarafından Asidin Nötralizasyonu
$Fe^{2+} + 1/4O_2 + H^+ \rightarrow Fe^{3+} + 1/2H_2O$	Ferro Demir Oksidasyonu
$Fe^{3+} + 3OH \rightarrow Fe(OH)_3$	Ferrik Demir Hidrolizi "Sarı Tabaka Oluşumu"
$Al^{3+} + 3OH \rightarrow Al(OH)_3$	Alüminyum Hidrolizi
$Fe^{2+} + 1/4O_2 + 5/2H_2O \rightarrow Fe(OH)_3 + 2H^+$	Demir Oksidasyonu ve Hidroliz Reaksiyonları
$H^+ + HCO_3 \rightarrow H_2O + CO_2$	Bikarbonat İyonun Asit Nötralizasyonu
$H^+ + OH^- \rightarrow H_2O$	Hidroksil İyonu Tarafından Asit Nötralizasyonu

Bu çalışma kapamında ocak tasarımları, kazı sonrası açık ocak ve yeraltı işletmesinin yüzeyinde kalacak litolojik birimler ve kapladıkları yüzey alanları, pasa depolama sahalarının litolojik kompozisyonu incelenerek örnekleme programı oluşturulmuştur. Pasa sahalarından karakterizasyon çalışmalarının yapılabilmesi amacı ile örnekleme planının hazırlanması ve numune alma yöntemlerinin belirlenmesinde CEN TR 15310-2 "Atık karakterizasyonu - Atık malzemelerden numune alma - Bölüm 2: Numune alma tekniklerine dair rehber", CEN TR 15310-5 "Atıkların karakterizasyonu - Atık malzemelerin örneklenmesi - Bölüm 5: Örnekleme planının tanımlanma sürecine ilişkin kılavuz", PD CEN TR 16365-2012 "Atıkların karakterizasyonu - Maden çıkarma endüstrilerinden gelen atıklardan numune alma" ve TS EN 14899 "Atıkların karakterizasyonu - Atık malzemelerin örneklenmesi" standartları kullanılmıştır.

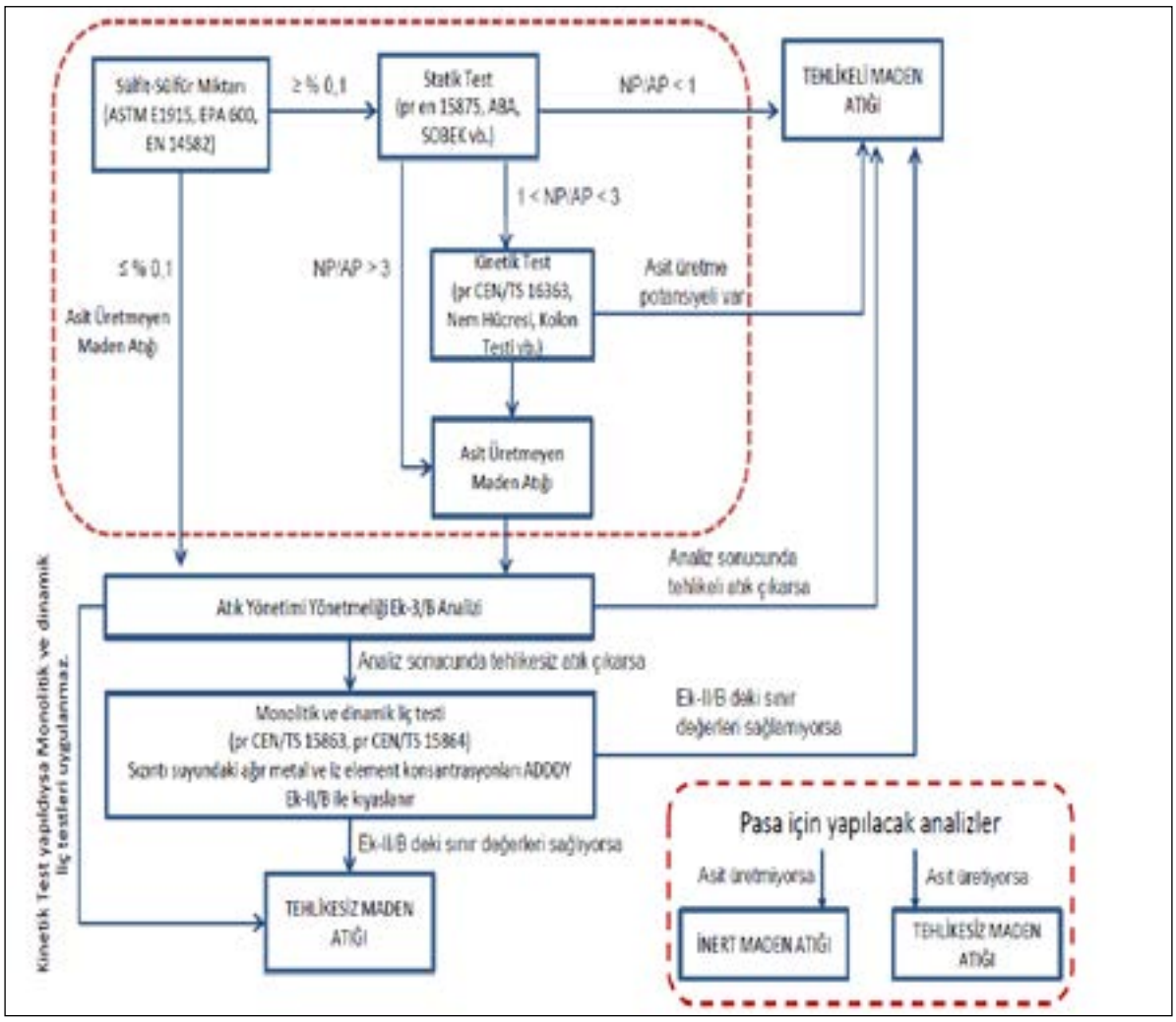
Cevherin, yan kayaç ve pasayı oluşturan jeolojik birimlerin mineralojik özelliklerinin tanımlanabilmesi ve nötralizasyon ile asitliği oluşturacak minerallerin tanımlanması amacı ile hakim formasyondan ve pasa birimlerinden kompozit olarak oluşturulan numunelerin Çanakkale 18 Mart Üniversitesi Laboratuvarlarında, XRD (X-Işını Kırınım) yöntemi ile minerolojik analizleri yapılmıştır. İz element analizleri gerçekleştirilmiştir. Toplam Sülfür, Sülfat Sülfürü ve Sülfit Sülfürü analizleri gerçekleştirilmiştir. Analizler ASTM E1915, EPA 600, CEN EN 14582 standartlarına göre yürütülmüştür.

İlk olarak Asit Üretim Potansiyeli ve Nötürleştirme Potansiyeli hesaplanmıştır. Fışırdama testinde 40 ml asit miktarı ve 0,5 M asit şiddeti uygulanmıştır. Nötürleştirme potansiyeli belirlenecek numune üzerine uygulanan asit titrasyonu sonucu bulunan değer kg $CaCO_3$/ton eşdeğeri olarak verilmiştir. Fışırdama testi sonrasında Nötürleştirme potansiyeli değerleri için numunelere NaOH çözeltisi eklenerek pH 7 oluncaya kadar işlem devam ettirilmiş ve Nötürleştirme potansiyelleri ampirik formüller ile hesaplanmıştır. Çevre, Şehircilik ve İklim Değişikliği Bakanlığı tarafından yayınlanan Maden Atıkları Yönetmeliği'nin Uygulanmasına İlişkin Açıklamalar'a göre atık karakterizasyonu için jeokimyasal etki değerlendirme testlerinin yürütülmesi esastır. İlgili yönetmeliğe göre S>1% olan numeneler asit üretme potansiyeline sahip olup statik testlere geçilmiştir.

Maden atıkları karakterizasyonu için mevzuatta belirlenen şekilde, numuneler pasa kütlesinin miktarına göre tüm litolojileri temsil edecek sayıda ve numune alma standartlarına uygun olarak belirlendikten sonra, analizler Bakanlıkça yetkilendirilmiş laboratuvarlarda yapılır.

Analiz metodları;

- Sülfit-Sülfür(S^{-2}) Analizi (ASTME1915, EPA600, EN14582)
- Statik Testler (prEN 15875, ABA, Sobek, Modifiye SOBEK)
- Kinetik Testler (prCEN/TS 16363, Nem Hücresi)
- Monolitik ve Dinamik Liç Testleri (prCEN/TS 15863, prCEN/TS 15864)

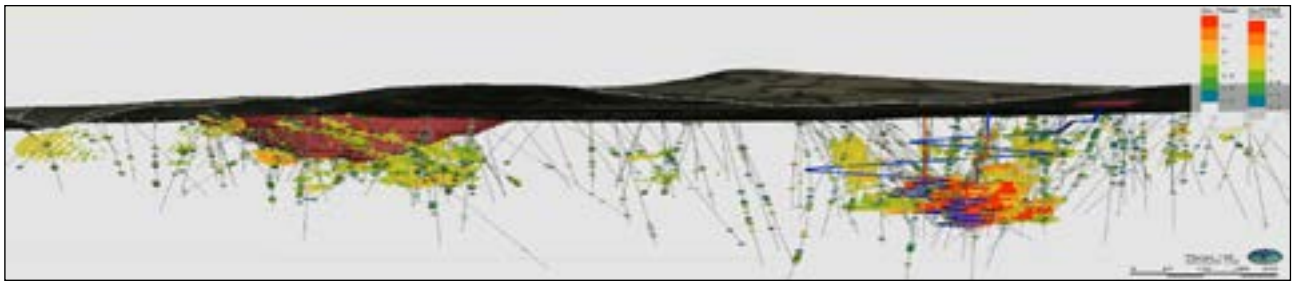


Şekil.1 Maden Atıkları Analiz Döngüsü

BULGULAR VE TARTIŞMA

Mevcut Verilerin Değerlendirilmesi ve Numune Alma Planı

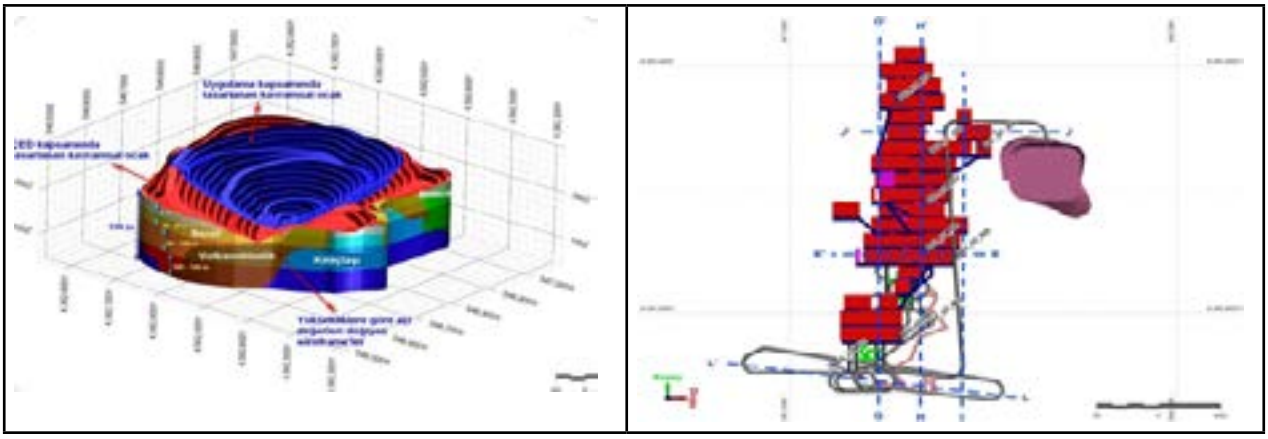
Çalışma için öncelikle genel olarak sahanın jeolojisi, 3B jeolojik modeli, detaylı sondaj karot logları, element analizleri ve mineraloji bilgileri, maden planı veya maden üretim takvimi, ocak tasarımları, kazı sonrası açık ocak yüzeyince kalacak litolojik birimler ve kapladıkları yüzey alanları, pasa depolama sahaları litolojik kompozisyonu (kütle içindeki litolojik birimler ve miktarları ton&m3), ADT tasarımı ve ADT'ye gidecek kompozisyonu bilgileri değerlendirilmiştir (Türkiye Maden, 2022).



Şekil 2. Cevher modellemesinden bir görünüm (Türkiye Maden, 2022)

Örneklerin Alınması-Mineroloji ve Petrografi

Verilerin değerlendirilmesinden sonra bir numune listesi hazırlanmış, ocak ve pasa depolama sahalarını temsil eden cevher ve pasa örnekleri hedeflenmiştir.Maden planına göre nihai kazı sonrası açık ocak yüzeyinde kalacak litolojiler ve her birinin kapladığı alan oksitli ve sülfitli zonlar ile yeraltı işletmesinde de yüzeylerde kalacak litolojiler ve her bir litolojinin kapladığı alan belirlenmiştir. Suyun temas edeceği her malzemeden (yüzeylerde kalan pasa/cevher örnekleri, shotcrete/püskürtme beton, tüm dolgu tiplerinden) numuneler alınmıştır. Hazırlanan numuneler minerolojik, petrografik, jeokimyasal test ve analizler için laboratuvara sevk edilmiştir. Proje sahasında cevherin, yan kayaç ve pasayı oluşturan jeolojik birimlerin mineralojik özelliklerinin tanımlanabilmesi ve nötralizasyon ile asitliği oluşturacak minerallerin tanımlanması amacı ile hakim formasyondan ve pasa birimlerinden kompozit olarak oluşturulacak numunlerin XRD (X-Işını Kırınım) cihazı ile analizleri yapılmıştır. Bununla birlikte birincil ve ikincil mineralleri belirlemek için petrografik araştırmalar yapılmıştır.



Şekil 3. Açık işletme ve yeraltı işletmesi modellemesinden birer görünüm (Türkiye Maden, 2022)

Numune litolojilerine göre 3 adet kompozit numune hesaplanan miktarlarda alınarak 10 kg olacak şekilde karışım hazırlanmıştır. Daha sonra TS EN 15002 standardına göre;

- İlk olarak iyice harmanlanmış karşımdan dörtleme metodu kullanılarak numune miktarı 5 kg'a düşürülmüştür. Bu işlem için 3 defa dörtleme işlemi tekrarlanmıştır.

- Hazırlanan 5 kg'lık numune, numune ayırıcı kullanılarak alt numunelere ayrılmıştır.

- Ayrılan numunelerden; 1 kg'ı Statik Testler için kullanılmak üzere ayrılmış, 1 kg'ı Nem Hücrelerine eklenmek üzere ayrılmış, 1 kg da şahit numune olarak ayrılmıştır.

Çizelge 2. Numune karışım oranları ve litolojileri

NUMUNE KODU	ADET	MİN. ZONE	SRK NUMUNE NO	LİTOLOJİ	BİRLEŞME ORANLARI (%)	BİRLEŞME ORANLARI (g)
HC-GUN-WR-CompOX	1	OX	GUN-WR-OX-AND-01	Andezit	9	900
	2	OX	GUN-WR-OX-BAS-05	Bazalt	44	4400
	3	OX	GUN-WR-OX-LMS-05	Kireçtaşı	15	1500
	4	OX	GUN-WR-OX-VC-13	Volkanoklastik	32	3200
HC-GUN-WR-CompSU	1	SU	GUN-WR-SU-AND-06	Andezit	1	100
	2	SU	GUN-WR-SU-BAS-16	Bazalt	70	7000
	3	SU	GUN-WR-SU-VC-20	Volkanoklastik	29	2900
HC-GUN-WR-CompMIX	1	OX	GUN-WR-OX-AND-03	Andezit	5	500
	2	OX	GUN-WR-OX-BAS-11	Bazalt	26	2600
	3	OX	GUN-WR-OX-LMS-02	Kireçtaşı	9	900
	4	SU	GUN-WR-SU-AND-02	Andezit	1	100
	5	SU	GUN-WR-SU-BAS-10	Bazalt	29	2900
	6	SU	GUN-WR-SU-VC-04	Volkanoklastik	11	1100
	7	OX	GUN-WR-OX-VC-17	Volkanoklastik	19	1900

Mineralojik Testler

Hazırlanan numunelerin mineralojik testleri, Çanakkale Onsekiz Mart Üniversitesi ÇOBİLTUM - Bilim ve Teknoloji Uygulama ve Araştırma Merkezi, iz element analizleri Gemar Çevre Ölçüm Ve Analiz Laboratuvarı tarafından EPA 3051 A EPA 6010 D standartları kullanılarak gerçekleştirilmiştir.

Çizelge 3. Minereolojik test sonuçları

Numune Kodu	Kalsit	Kaolinite	Montmorillonit	Kuvars	Feldispat	Jips	Vermiculite	İllit	Sanidin	Sepiolit	Pirit
COMP-SU	-	9,4	-	26,5	20,2	0,6	0,2	37,8	24	1,6	-
COMP-OX	43,5	17,4	0,9	18,1	20,2	-	-	-	-	-	-
COMP-MIX	37,1	15,5	2,3	39,8	-	2,8	-	-	-	-	2,3

Sülfür Testleri

Numunelerde Toplam Sülfür, Sülfat Sülfürü ve Sülfit Sülfürü analizleri ASTM E1915 "Standard Test Methods for Analysis of Metal Bearing Ores and Related Materials for Carbon, Sulfur, and Acid-Base Characteristics" standardına göre yürütülerek gerçekleştirilmiştir.

$$FeS_2 + 7/2O_2 + H_2O \rightarrow Fe^{+2} + 2SO_4^{-2} + 2H^+ \quad \text{Reaksiyon 1}$$

$$FeS_2 + 14Fe^{+3} + 8H_2O \rightarrow 15Fe^{+2} + 2SO_4^{-2} + 16H^+ \quad \text{Reaksiyon 2}$$

$$MeS_2 + 14Fe^{+3} + 8H_2O \rightarrow 15Me^{+2} + 2SO_4^{-2} + 16H^+ \quad \text{Reaksiyon 3}$$

Çizelge 4. Sülfür testleri sonuçları

Numune Kodu	Sülfit Sülfürü	Sülfat Sülfürü	Organik Sülfür
COMP-SU	1,06	0,53	0,12
COMP-OX	0,67	<0,02	0,04
COMP-MIX	0,29	0,75	0,05

Statik Testler

Nötralizasyon Potansiyelleri TS EN 15875 "Atıkların nitelendirilmesi- Sülfidik atıkda nötralizasyon potansiyelinin ve asit potansiyelinin tayini için statik deney" standardına, Paste pH EPA-600/2-78-054(3.2.2) Methods for "Field And Laboratory Methods Applicable to Overburdens And Minesoils" standardına ve İletkenlik TS ISO 11265 "Soil Quality-Determination Of The Specific Electrical Conductivity" standardına uygun olarak analizler gerçekleştirilmiştir.

Çizelge 5. Statik test sonuçları

Numune Kodu	NP (kg CaCO3/ton)	AP (kg CaCO3/ton)	Paste pH	İletkenlik (µS/cm)
COMP-SU	94,78	33,13	7,79	1110
COMP-OX	191,28	20,82	7,94	2037
COMP-MIX	125,75	8,92	7,40	1285

Nötralizasyon Potansiyeli Oranının Değerlendirilmesi

Maden Atıkları Yönetmeliği'nin ilgili maddesince; Maden atığının sülfür (S^{-2}) miktarı en fazla % 0,1 olmalıdır. Bununla birlikte; maden atığının sülfür (S^{-2}) miktarı % 0,1 ile % 1 arasında ise, nötrleştirme potansiyeli (NP) ile asit potansiyeli (AP) arasındaki oran (NP/AP) şeklinde tanımlanan statik teste dayalı olarak belirlenen değerin 3'ten büyük olması gerekir. Maden atığının sülfür (S^{-2}) miktarı % 1'den fazla ise, inert atık olarak değerlendirilemez.

➢ NP/AP<1 ise asit üreten tehlikeli maden atığı olarak sınıflandırılır.

➢ 1<NP/AP<3 arasında ise kinetik test yapılır, bunun sonucunda asit üretme potansiyeli varsa asit üreten tehlikeli maden atığı olarak sınıflandırılır ve atık karakterizasyonu sonlandırılır.

➢ NP/AP>3 ise asit üretmeyen maden atığı olarak tanımlanır.

Net Asit Üretiminin Değerlendirilmesi (NAG Testleri)

NAG Testleri, örneklere hidrojen peroksit eklenmesiyle reaktif sülfürlerin oksitlenmesi ardından, pH takibi ile titrasyon işlemleri sonucunda net asitlik kavramının değerlendirilmesini amacı ile gerçekleştirilmektedir.

Çizelge 6. Net Asit Üretiminin Değerlendirilmesi Kriterleri

	NAGpH	NAG	Değerlendirme
Amira Handbook	≥4,5	0	Asit Üretmez
	<4,5	=5	Düşük Kapasite Asit Üreticisi
	<4,5	>5	Potansiyel Asit Üreticisi

Çizelge 7. Net Asit Üretimi Sonuçları

Numune Kodu	NAG pH	NAG (kg H2SO4/ton)	Değerlendirme
COMP-SU	6,50	0,98	Asit Üretmez
COMP-OX	6,41	0,90	Asit Üretmez
COMP-MIX	6,36	2,41	Asit Üretmez

SONUÇ VE ÖNERİLER

1) Kompozit numunelerdeki karbonatlı ve silikatlı minerallerin oranı ve sülfür bileşenleri tanımlanmıştır. Sülfit sülfürü miktarları ≥0,1 olan numuneler statik teste tabii tutulmuştur.

2) Statik test uygulamalarında, kompozit numunelerden COMP-SU örneğinin NP/AP oranı 2,86 olarak belirlenmiş ve belirsiz bölge (1<NP/AP<3) olarak değerlendirilmiştir.

3) Statik test sonuçları, numunenin karakteri hakkında bize birçok bilgi vermektedir. Numunenin kısa ve uzun vadeli davranış profilini ve metal salınımlarının takibi için kinetik test aşaması önem taşımaktadır.

4) Sonuçların değerlendirilmesi ile sülfidik, oksit ve mixed kompozit numunelerde kinetik test aşamasına geçilmesi önerilmiştir.

5) Kinetik testler statik testlerden bir sonraki adım olup, esas itibariyle simülasyon testleridir. Statik testlerdeki belirsizlikleri azaltmak, elde edilen verileri doğrulamak, belirleyici reaksiyonları tanımlamak, asit üretme hızını tespit etmek ve drenaj suyu kalitesini belirlemek amacıyla yapılırlar. Bu teknikte zamana bağlı olarak su ve oksijene tabi tutulan örneklerin oksidasyonu ve bozunması takip edilerek sahanın simülasyonu sağlanır. Pasa sahalarında asit üretiminin zamana bağlı gelişeceği düşünüldüğünde yeni ve eski maden sahalarında ve pasa sahalarında değerlendirme yapılırken mutlaka kinetik testlerden yararlanılması gerekmektedir.

KAYNAKLAR

AKTAŞ T., 2022, Kömür Maden Sahalarının Pasa Ve Cevher Stok Alanlarında Asit Maden Drenajı Karakterizasyonu: Kinetik Test Nem Hücresi Metodu, Çanakkale 18 Mart Üniversitesi, Yüksek Lisans Tezi

BULUTOĞLU İ., 2017, Asit Maden Drenajı Oluşumuna Karşı Metalik Maden Sahalarında Alınacak Önlemler Ve Koza Altın İşletmeleri Maden Sahasından Uygulama Örnekleri, Uluslararası Madencilik ve Çevre Sempozyumu, 637-647 syf.

DAMA Mühendislik, 2022, NI 43-101 Technical Report Mineral Resource Estimate for the İvrindi Güneş Gold Project

DEMİREL C., 2015, Asit Maden Drenajının Jeokimyasal Karakterizasyonu ve Tahmini, Küre Volkanojenik Masif Sülfit Yaklarının Asit Drenaj Üretimi, İTÜ, Yüksek Lisans Tezi

DOKUZLAR A., YAPICI N., 2021, Açık İşletme Demir Cevherleşmesinin Asit Maden Drenajı Oluşumuna Yönelik Kestirimlerinin Araştırılması (Adana/Saimbeyli), Doğal Afetler ve Çevre Dergisi, 192-203 syf.

KARADENİZ M., 2005, Asit Maden (Kaya) Drenajında Aktif ve Pasif Çözüm Yöntemleri, Madencilik ve Çevre Sempozyumu, 91-97 syf.

KATIRCIOĞLU D., 2017 Asit Maden Drenajı Nörtolizasyonunda Kireçtaşı Kullanılması, Uluslararası Madencilik ve Çevre Sempozyumu, 573-582 syf.

KAYMAKÇI N., 2022, Structural Characterıstıcs Of Akçal Gold Prospect (İvrindi, Balıkesir), Ortadoğu Teknik Üniversitesi

Oxidation Processes and Formation of Acid Mine Drainage from Gold Mine Tailings: A South African Perspective, Recovery of Byproducts from Acid Mine Drainage Treatment (73-96 pg.), 2020 Scrivener Publishing LLC

ÖZÇELİK G., 2007, Asit Maden Drenajı Tahmin Yöntemleri, Yeni Bir Polimetalik Maden Geliştirilmesine İlişkin Örnek Çalışma:Erzincan-İliç, ODTÜ, Yüksek Lisans Tezi

SARI R. ve Diğ., 2021, Akçal Altın-Gümüş Mineralizasyonunun Umrek Standartlarına Uygun Maden Jeolojisi Ve Kaynak Tahmin Raporu, MTA

ŞANLIYÜKSEL YÜCEL D, BABA A., Türkiye'de asit maden göllerine Çan (Çanakkale) Havzası'ndan Güncel birkaç örnek, Mavi Gezegen, 2013, 2-6 syf.

VADAPALLI, V.R.K., ve Diğ., 2020, Mine Water Treatment and Use of Artificial Intelligence in Acid Mine Drainage Prediction, Recovery of Byproducts from Acid Mine Drainage Treatment (23-48 pg.), 2020 Scrivener Publishing LLC

YILMAZ E., AHLATÇI F., CELEP O., YAZICI E., DEVECİ H., 2017, Piritik Atıkların Pasifleştirilmesi ve Asit Maden Drenajı (AMD) Potansiyelinin Azaltılması, Uluslararası Madencilik ve Çevre Sempozyumu, 553-561 syf.

YÜKSEK KALSİYUM OKSİT İÇERİKLİ MARDİN MAZIDAĞI KASRİK FOSFAT CEVHERİNİN ZENGİNLEŞTİRİLMESİ

BENEFICIATION STUDIES OF MARDIN MAZIDAGI KASRIK PHOSPHATE ORE WITH HIGH CALCIUM OXIDE CONTENT

A. Yakar [1, *], İ. Göktaş [1], M. Öztürk [1], Y. K. Yalçın [1], F. Özel [1], S. Kabaoğlu [1],

[1] ETİ Bakır A.Ş, ARGE Merkezi
*(*Sorumlu yazar: ahmet.yakar@etibakir.com.tr)*

ÖZ

Fosfat cevheri, tarım, sanayi, enerji ve sağlık sektörlerinde stratejik bir ham madde olup, arz güvenliğinin sağlanabilmesi için kaynakların verimli kullanımı ve sürdürülebilir madencilik uygulamaları gereklidir. Türkiye'nin fosfat ihtiyacının büyük kısmını dışarıdan temin etmesi, dışa bağımlılığı artırmakta, bu nedenle fosfatın stratejik önemi göz önünde bulundurularak yerli kaynakların değerlendirilmesi ve alternatif çözümler geliştirilmesi büyük önem taşımaktadır. Mazıdağı fosfat yatakları; Mardin il sınırlarında, Mazıdağı ilçesinin Karataş, Arısu ve Balpınar bölgelerinde yer almakta olup, organik madde açısından zengin sedimanter kayaç formunda apatit mineralinin çökelmesiyle oluşmuş fosfat mineralleri içermektedir. Mardin-Mazıdağı Kasrik fosfat cevherlerinin yaklaşık tenör değerleri sırasıyla %50,5 CaO, %20,7 P_2O_5 ve %4,20 SiO_2 olarak belirlenmiştir. Yüksek P_2O_5 içeren fosfat konsantresi elde etmek amacıyla, Eti Bakır A.Ş. Ar-Ge Merkezi'nde Mardin-Mazıdağı Kasrik fosfat cevheri üzerinde aşındırma – yıkama testi, flotasyon, yerçekimi ile zenginleştirme ve kalsinasyon (kavurma) gibi çeşitli zenginleştirme yöntemleri uygulanmıştır. Mazıdağı Fosforik Asit Üretim Tesisi, tarım sektöründe gübre üretimi için besleme fosfat çamuru ve sülfürik asit (H_2SO_4) kullanarak %54 P_2O_5 içeren konsantre fosforik asit üretmektedir. Çalışmanın amacı, besleme cevherindeki P_2O_5 tenörünü artırarak üretim miktarını artırmak ve besleme cevherindeki CaO/P_2O_5 oranını düşürerek, fosforik asit üretimi sırasında büyük maliyet kalemlerinden biri olan sülfürik asit tüketimini üretilen birim konsantre başına azaltmaktır.

Anahtar Kelimeler: Fosfat (P_2O_5), Kalsiyum oksit (CaO), Apatit, Kalsinasyon, Flotasyon

ABSTRACT

Phosphate ore is a strategic raw material used in agriculture, industry, energy, and health sectors. The efficient use of resources and sustainable mining practices are essential for ensuring supply security. Turkey's reliance on foreign sources for most of its phosphate needs increases its dependence on external sources. Therefore, considering the strategic importance of phosphate, it is crucial to utilize domestic resources and develop alternative solutions. The Mazıdağı phosphate deposits, located in the Karataş, Arısu, and Balpınar regions of the Mazıdağı district in Mardin, contain phosphate minerals formed by the precipitation of apatite in sedimentary rocks rich in organic matter. The Mardin-Mazıdağı Kasrik phosphate ores have an approximate grade of 50.5% CaO, 20.7% P_2O_5, and 4.20% SiO_2. To produce high-grade phosphate concentrate, various beneficiation methods such as attrition-scrubber tests, flotation, gravity beneficiation, and calcination were applied at the Eti Bakır A.Ş. R&D Center. The Mazıdağı Phosphoric Acid Production Plant produces concentrated phosphoric

acid containing 54% P_2O_5 using feed phosphate sludge and sulfuric acid (H_2SO_4) for fertilizer production in the agricultural sector. The aim of this study is to increase production by improving the P_2O_5 grade in the feed ore and to reduce sulfuric acid consumption, a major cost factor in phosphoric acid production, by lowering the CaO/P_2O_5 ratio in the feed ore.

Keywords: Phosphate (P_2O_5), Calcium oxide (CaO), Apatite, Calcination, Flotation

GİRİŞ

Fosfat cevherleri, fosforik asit ve gübre üretiminde temel girdiler olmaları nedeniyle küresel tarım endüstrisi için stratejik hammadde kaynaklarıdır. Ancak, düşük tenörlü ve karmaşık yapıya sahip cevherlerin zenginleştirilmesi teknik ve ekonomik açıdan önemli zorluklar taşımaktadır. Türkiye'nin güneydoğusunda yer alan Mazıdağı bölgesi, karbonat-kuvars matris içerisinde dağılmış apatit mineraliyle karakterize edilen karmaşık bir mineralojik yapıya sahip önemli fosfat rezervlerine ev sahipliği yapmaktadır. Maden Tetkik ve Arama Genel Müdürlüğü'ne (MTA) göre bu bölge, Üst Kretase yaşlı tortul istifler içerisinde fosfat potansiyeli açısından uzun süredir bilinmektedir (MTA, 2019).

Bu çalışmada, Mazıdağı fosfat cevheri üzerinde aşındırma–yıkama, flotasyon, ağır ortam ve kalsinasyon (kavurma) yöntemlerinin uygulanabilirliği ve performansı değerlendirilmiş; teknik olarak uygulanabilir bir zenginleştirme yöntemi belirlenmeye çalışılmıştır.

DENEYSEL ÇALIŞMALAR

Numunelerin Toplanması ve Hazırlanması

Mazıdağı İşletmesi'nden temin edilen yaklaşık 600 kg cevher numunesi önce -10 mm boyutuna kadar kırılmış ve temsili olarak alınan örneklerden kimyasal analiz yapılmıştır. Ardından aynı malzeme ile aşındırma-yıkama testi uygulanmış, test sonrası numune fraksiyonlara ayrılarak kimyasal ve <1 mm fraksiyonlar için SEM/MLA mineralojik analizleri gerçekleştirilmiştir.

Ayrıca, -10 mm malzemeden temsili olarak alınan bir kısım numune -3,35 mm'ye kadar kırılarak Flotasyon testleri için 1'er kg olarak numuneler hazırlanmıştır ve kimyasal analizleri yapılmıştır.

Mineralojik ve Kimyasal Karakterizasyon

Mazıdağı Kasrik Fosfat Besleme Numunesi Kimyasal Analizleri

Çizelge 1'de, Mazıdağı Kasrik bölgesinden alınan fosfat besleme numunesine ait, ICP cihazı ile gerçekleştirilmiş kimyasal analiz sonuçları yer almaktadır.

Çizelge 1. *Mazıdağı Kasrik Fosfat Numunesi Besleme Kimyasal Analizleri*

Numune Adı	%CaO	$\%P_2O_5$	$\%Al_2O_3$	$\%Fe_2O_3$	$\%K_2O$	%MgO	$\%SiO_2$	CaO/P_2O_5	Yoğunluk (g/cm3)
Mazıdağı Kasrik Fosfat Besleme	50,60	20,59	0,53	0,32	0,07	0,27	1,07	2,46	2,85

Mazıdağı-Fosfat Numunesi Mineralojik Analizleri

Bu çalışmada, Mardin Mazıdağı fosfat besleme numuneleri üzerinde MLA ve optik mikroskop analizleri gerçekleştirilmiştir. Yapılan incelemelerde modal mineraloji, serbestleşme durumu ve P, Ca, Si elementlerinin dağılımı değerlendirilmiştir. Numunelerin büyük ölçüde Apatit, Kalsit ve Kuvars minerallerinden oluştuğu belirlenmiş; fosforun ana kaynağı olarak Apatit tespit edilmiştir. Fosfor içeriğinin tamamının Apatit mineralinden geldiği kabul edilebilir. Minerallerin birbiriyle olan bağlılık durumları tablolarla sunulmuştur.

Çizelge 2. Modal Mineraloji Analizleri

Mineral	-1000 µm (%)	-710 µm (%)	-500 µm (%)	-400 µm (%)	-300 µm (%)	-212 µm (%)
Quartz	5,19	5,02	5,04	3,2	3,41	1,39
Calcite	55,09	46,36	40,78	30,42	19,27	8,53
Apatite	39,26	48,48	53,77	66,11	77,01	89,88

Çizelge 3. Fraksiyonel Serbestleşme Durumu Tablosu

Mineral	-1000 µm (%)	-710 µm (%)	-500 µm (%)	-400 µm (%)	-300 µm (%)	-212 µm (%)
Quartz	86,45	76,25	85,5	82,01	74,04	55,46
Calcite	84,54	87,06	83,45	75,22	68,08	62,68
Apatite	87,57	90,97	87,9	83,78	90,61	94,39

Bu tabloya göre, Apatit mineralinin serbestleşme oranı, tane boyutu küçüldükçe artmakta ve özellikle -212 µm fraksiyonunda %94,39 gibi yüksek bir değere ulaşmaktadır. Bu durum, Apatit'in etkin bir şekilde serbestleştiği boyutun -212 µm ve altı olduğunu göstermektedir.

Çizelge 4. P Mineralojik Dağılımı

Apatit, %	Beidellit, %	Hastingsit, %	*Diğerleri, %*
100,00	*0,00*	*0,00*	*0,00*

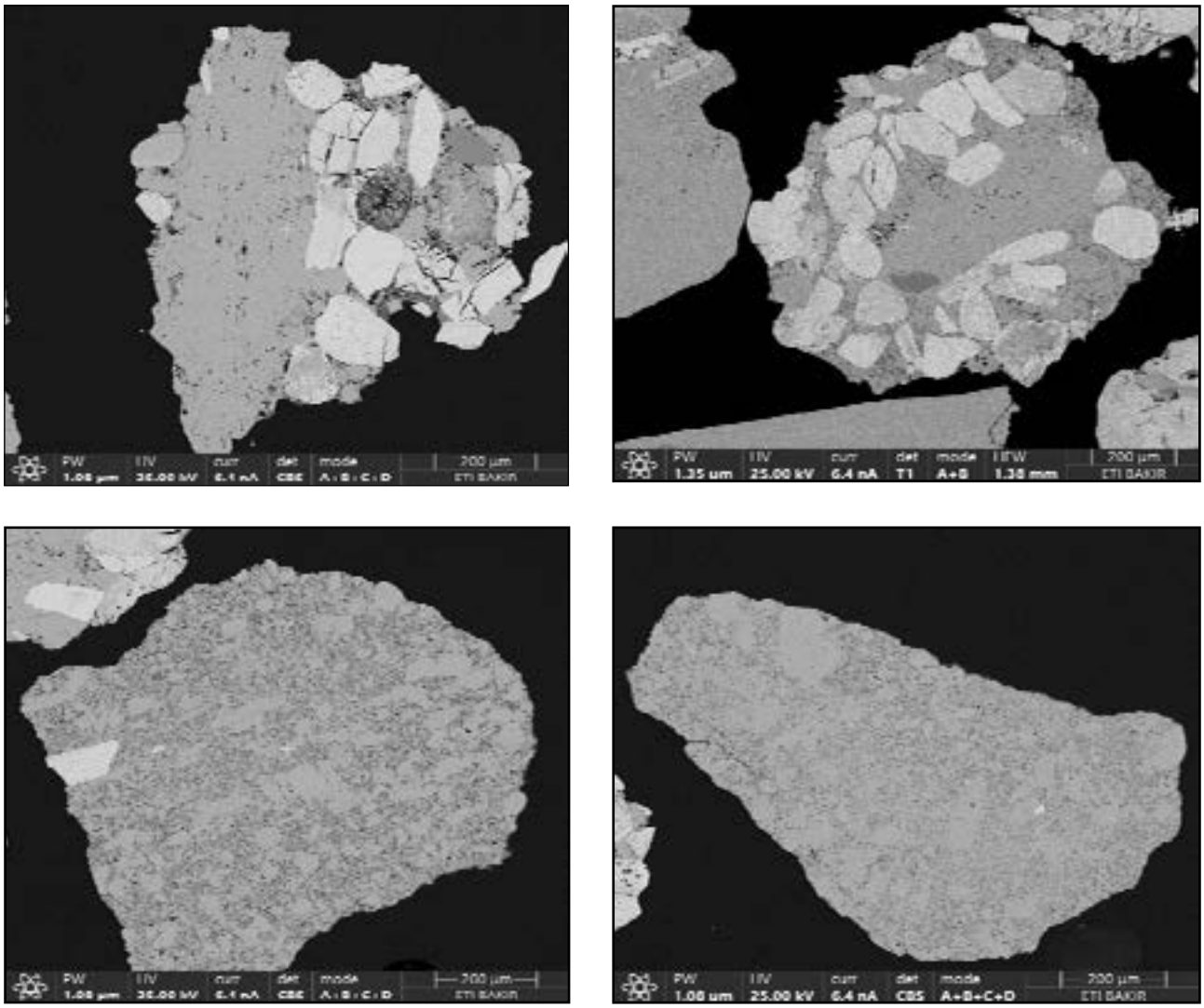
Çizelge 5. Ca Mineralojik Dağılımı

Apatit, %	Aragonit, %	Kalsit, %	Sodyum Piroksen, %	Ugrandit Granat, %	Wollastonit, %	Diğerleri, %
64,45	*0,01*	*35,39*	*0,01*	*0,01*	*0,12*	*0,02*

Çizelge 6. Si Mineralojik Dağılımı

Apatit, %	Müskovit, %	Piroksen, %	Piroxmangit-Piroksferroit, %	Kuvars, %	Sodyum Piroksen, %	Ugrandit Granat, %	Wollastonit, %	*Diğerleri, %*
38,29	*0,10*	*0,20*	*0,04*	*59,74*	*0,17*	*0,05*	*1,21*	*0,18*

Kuvars iri, açısal ve büyük ölçüde serbest haldeyken, apatit çoğunlukla kalsit ile iç içe geçmiştir. Bu da seçici ayırmayı zorlaştırmıştır. Eser miktarda dolomit, illit gibi kil mineralleri ve hematit, götit gibi demir oksitleri de tespit edilmiştir. Bu mineraller, flotasyon sırasında reaktif etkileşimlerini etkilemektedir.



Şekil 1. Bağlı ve Serbest Tane SEM Görüntüleri

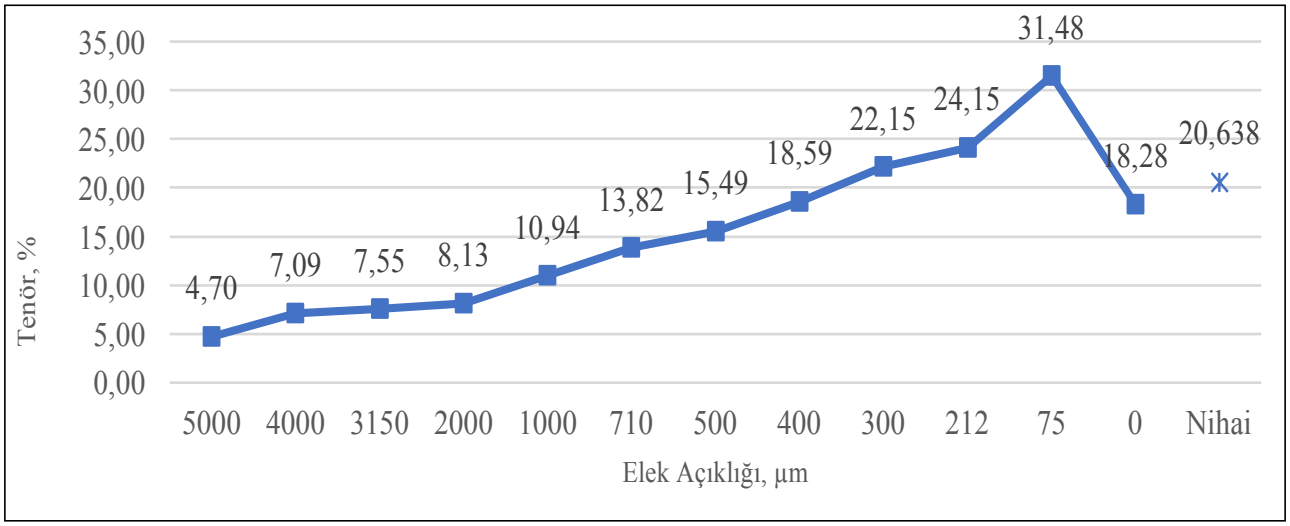
Aşındırma-Yıkama ile Zenginleştirme Çalışması

Tamamı -10 mm boyutuna kadar kırılmış numuneden hazırlanan örnek, %60 katı oranında ve 1450 rpm hızında 20 dakika süreyle aşındırma-yıkama işlemine tabi tutulmuştur. aşındırma-yıkama işlemi, minerallerin yüzey temizliği ve serbestleşmesini artırmak amacıyla kullanılan ıslak aşındırma yöntemlerinden biridir. Bu işlem, mineral yüzeylerinden killerin, ince taneli gang minerallerinin ve kaplamaların mekanik sürtünme ile uzaklaştırılmasını sağlar. (Wills & Finch, 2015).

İşlem sonrası elde edilen ürün farklı tane boyutlarına elenmiş ve her fraksiyon için ayrı ayrı kimyasal analiz gerçekleştirilmiştir. Analiz sonuçları, silisli yapıların daha çok iri tanelerde yoğunlaştığını, ince fraksiyonlarda ise P_2O_5 tenöründe belirli bir artış gözlemlendiğini ortaya koymaktadır. CaO içeriği ise tüm fraksiyonlar arasında benzer seviyelerde kalmıştır.

710 µm üzeri fraksiyonların ayrılmasıyla, %24,04 P_2O_5 tenörüne sahip bir ürün, ana beslemeye göre %91,74 verimle elde edilebilmektedir. Ancak, numunenin düşük kil ve silis içeriği nedeniyle aşındırma-yı-

kama işlemi sonrasında anlamlı bir tenör artışı sağlanamamış; bununla birlikte %8'in üzerinde P_2O_5 kaybı da yaşanmamıştır. Bu bulgular doğrultusunda, ilgili cevherin bu tür bir zenginleştirme prosesine ihtiyaç duymadığı değerlendirilmiştir. Şekil 2'de, aşındırma-yıkama ile işlem görmüş numunenin fraksiyonel olarak elek üstü malzemelerin analizine ait tenör ve verim sonuçları sunulmuştur.



Şekil 2. -10 mm Aşındırma-Yıkama Fraksiyonel Analiz

Flotasyon ile Zenginleştirme Çalışmaları

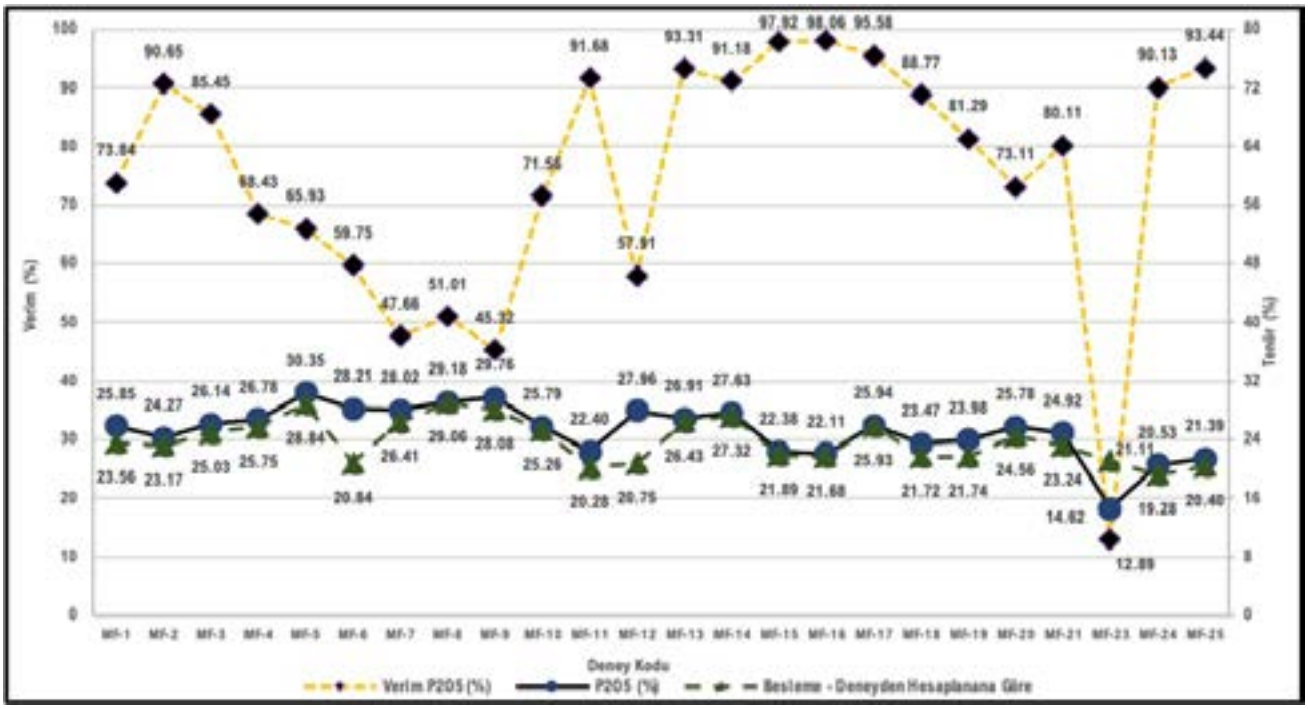
Flotasyon ile fosfat zenginleştirme çalışmasında, cevher içeriğinde killi ve silisli yapıların düşük oranda bulunması nedeniyle öğütme öncesinde herhangi bir aşındırma-yıkama uygulamasına gerek duyulmamış; temsili olarak hazırlanan numunenin tamamı -3,35 mm boyutuna kadar kırılmış ve ardından öğütme testleri gerçekleştirilerek flotasyon deneylerine geçilmiştir. Deneylerde öğütme için Ünal Mühendislik firmasına ait 178x356 mm ebatlarında çubuklu değirmen kullanılmıştır. Zenginleştirme yöntemi olarak flotasyon tercih edilmiş; daha önce yapılan araştırmalarda, fosfat mineralinin bastırılması ve karbonatlı minerallerin yüzdürülmesi esasına dayanan ters flotasyonun, düz flotasyona kıyasla daha başarılı sonuçlar verdiği görülmüştür (Sis & Chander, 2003; Zhang & Snow, 1998). Bu nedenle testler ters flotasyon yöntemi ile sürdürülmüştür.

Flotasyon işlemleri, 3 L kapasiteli Denver tipi mekanik flotasyon hücrelerinde ve %27,5 katı oranı (ağırlıkça) ile gerçekleştirilmiştir. Deneylerde, pH düzenleyici ve fosfat bastırıcı reaktif olarak H_3PO_4 (fosforik asit) kullanılmış; karbonatlı minerallerin yüzdürülmesi amacıyla ise Clariant firmasına ait, anyonik karakterli Flotinor V 2711 toplayıcısı tercih edilmiştir. Flotinor V 2711, mono- ve di-fosforik asit esterlerinden oluşmakta olup lineer alkil polietilen glikol eter grupları içermektedir. Aniyonik yapısı sayesinde pozitif yüzey yüküne sahip karbonat minerallerine (örneğin kalsit ve dolomit) karşı yüksek seçicilik göstermektedir (Clariant, 2020). Bu özelliği nedeniyle fosfat cevherlerinde karbonatlı safsızlıkların uzaklaştırılmasında yaygın olarak kullanılmaktadır (Abdel-Khalek et al., 2014).

Uygulanan bu yöntemle, H_3PO_4 tüketiminin oldukça yüksek olduğu tespit edilmiş ve bu durumun, içeriğindeki fosforun çökelerek besleme P_2O_5 tenörünü artırdığı gözlemlenmiştir. Aynı Şekilde, elde edilen fosfat konsantresindeki yüksek P_2O_5 değerlerinde, fosforik asitteki fosfatın çökelmesinin etkili olduğu değerlendirilmiştir. Farklı tane boyutlarında yapılan denemeler sonucunda, mineralojik çalışmalar 212 µm altındaki fraksiyonlarda Apatit mineralinin neredeyse tamamının serbest hale geldiğini ortaya koymuş; bu nedenle testler bu tane boyutunda sürdürülmüştür.

Bununla birlikte, literatürde genellikle istenilen sonuçları vermediği bilinen düz flotasyon yöntemi de denenmiş, bu yöntemde pH 9,5 seviyesinde NaOH pH düzenleyici ve oleik asit toplayıcı olarak kullanılarak fosfatın yüzdürülerek konsantreye alınması amaçlanmış, ancak sonuçlar beklendiği gibi olumsuz çıkmıştır

(Mekkawy, 2016). Flotasyon kapsamında gerçekleştirilen tüm deneysel çalışmalar makalenin ilerleyen bölümlerinde başlıklar altında detaylı olarak ele alınmış; elde edilen sonuçlar ise Şekil 3'te sunulmuştur.



Şekil 3. Mazıdağı Kasrik Cevheri Flotasyon Deneyleri Sonuçları

Bu çalışmada, farklı flotasyon parametrelerinin etkilerini incelemek amacıyla çeşitli MF kodlu flotasyon denemeleri gerçekleştirilmiştir. Denemeler belirli gruplar altında sınıflandırılmıştır.

MF-1 numaralı deney, ön flotasyon testi olarak gerçekleştirilmiştir. Farklı d80 tane boyutlarında yapılan flotasyon denemeleri MF-2, MF-3, MF-4, MF-5 ile -300+75 mikron boyut aralığında yapılan MF-6 ve MF-12 testlerini kapsamaktadır.

Yüksek toplayıcı dozajı ile yapılan denemeler MF-7, MF-8, MF-9 ve MF-10; düşük toplayıcı dozajı ile yapılan denemeler ise MF-13, MF-14, MF-15, MF-16 ve MF-17 testlerinden oluşmaktadır.

Farklı pH koşullarında yapılan flotasyon denemeleri MF-11 ve MF-18; farklı pH'larda sülfürik asit kullanılarak yapılan denemeler ise MF-24 ve MF-25 olarak uygulanmıştır.

Şlam atılarak yapılan flotasyon denemeleri, MF-19, MF-20 ve MF-21 numaralı testlerle gerçekleştirilmiştir.

Çizelge 7 de görülebileceği üzere, her bir testte d80 tane boyutu, pH değeri, kullanılan reaktiflerin dozajları, flotasyon süresi, besleme P_2O_5 tenörü, konsantre P_2O_5 tenörü ve konsantre P_2O_5 verimi gibi parametreler kaydedilmiştir.

Çizelge 7. Mazıdağı Kasrik Cevheri Ters Flotasyon Denemeleri Koşul ve Analiz Karşılaştırması

Deney Kodu	d_{80} (µm)	pH	H_3PO_4 (kg/t)	H_2SO_4 (kg/t)	Flotinor V 2711 (g/t)	Süre (dk)	Hesaplanan Besleme (%)	P_2O_5 (%)	Verim (%)
MF-1	95	5,0	47,60	-	500	20	23,56	25,85	73,84
MF-2	215	5,0	68,00	-	300	10	23,17	24,27	90,65
MF-3	150	5,0	61,50	-	300	10	25,03	26,14	85,45
MF-4	75	5,0	71,70	-	300	10	25,75	26,78	68,43
MF-5	55	5,0	95,60	-	544	10	28,84	30,35	65,93
MF-6	-300+75	5,0	25,60	-	544	17	20,84	25,75	68,43
MF-12	-300+75	6,0	12,30	-	540	17	20,75	27,96	57,91
MF-7	55	5,0	68,30	-	500	10	26,41	28,02	47,66
MF-8	75	5,0	109,00	-	500	15	29,07	29,18	51,01
MF-9	55	5,0	99,00	-	500	15	28,08	29,76	45,32
MF-10	206	5,0	75,00	-	500	15	25,26	25,79	71,56
MF-11	206	7,8	-	-	500	15	20,28	22,40	91,68
MF-18	189	6,0	6,10	-	500	4	21,72	23,47	88,77
MF-13	189	5,0	78,60	-	200	4	26,43	26,91	93,31
MF-14	189	5,0	86,20	-	150	4	27,32	27,63	91,18
MF-15	189	6,0	10,40	-	150	4	21,89	22,38	97,92
MF-16	189	6,0	13,70	-	150	4	21,68	22,11	98,06
MF-17	189	5,0	79,00	-	100	4	25,93	25,94	95,58
MF-19	189	5,0	23,00	-	150	4	21,74	23,98	81,29
MF-20	66	5,0	59,00	-	150	5	24,56	25,78	73,11
MF-21	110	5,0	43,50	-	150	5	23,24	24,92	80,11
MF-24	189	5,0	-	55	250	7	19,28	20,53	90,13
MF-25	189	6,0	-	35		7	20,40	21,39	93,44

Bu ters flotasyon denemelerine ek olarak, MF-23 numaralı testte doğrudan flotasyon denemesi gerçekleştirilmiştir. Bu denemede oleik asit (fosfatlı mineral toplayıcısı), NaOH (pH düzenleyici) ve Na_2SiO_3 (silisli mineral baskılayıcısı) kullanılmış; işlem pH 9,5 koşulunda yürütülmüştür. Fosfat minerallerinin yüzdürülmesi amaçlanmış ancak Çizelge 8'de görüldüğü üzere istenilen sonuç elde edilememiştir.

Çizelge 8. Mazıdağı Kasrik Cevheri Direkt Flotasyon Denemesi Koşul ve Analizleri

Deney Kodu	d_{80} (µm)	pH	Oleik Asit (g/t)	NaOH (g/t)	N_2SiO_3 (g/t)	Süre (dk)	Hesaplanan Besleme (%)	P_2O_5 (%)	Verim (%)
MF-23	189	9,5	1500	200	500	15	21,11	14,62	12,89

Ağır Ortam ile Zenginleştime Çalışmaları

-10 mm ve -3,35 mm boyutundaki malzemeler alt fraksiyonlara ayrılarak, ağır ortam çözeltisi içerisine bırakılmış ve fosfatlı mineraller ile gang minerallerinin birbirinden ayrılması yoluyla zenginleştirilmesi amaçlanmıştır. Ağır ortam oluşturmak amacıyla, literatürde yaygın olarak kullanılan Sodyum Politungstat (SPT) çözeltisi tercih edilmiştir (Hearn & Frazier, 1980).

İlk aşamada, 2,97 g/cm³ yoğunluğunda bir ağır ortam hazırlanmış ve numuneler bu çözeltiye daldırılmıştır. Ancak bu yoğunlukta, her iki fraksiyon için de herhangi bir fiziksel ayrım gözlemlenmemiştir. Denemenin ikinci aşamasında, ortam yoğunluğu 2,79 g/cm³'e düşürülmüş; ancak bu yoğunlukta da belirgin bir ayrışma meydana gelmemiştir. Bu durum, denemede yer alan mineral fazların özgül ağırlık farklarının bu yoğunluk aralığında etkili bir ayrım oluşturamadığını göstermektedir.

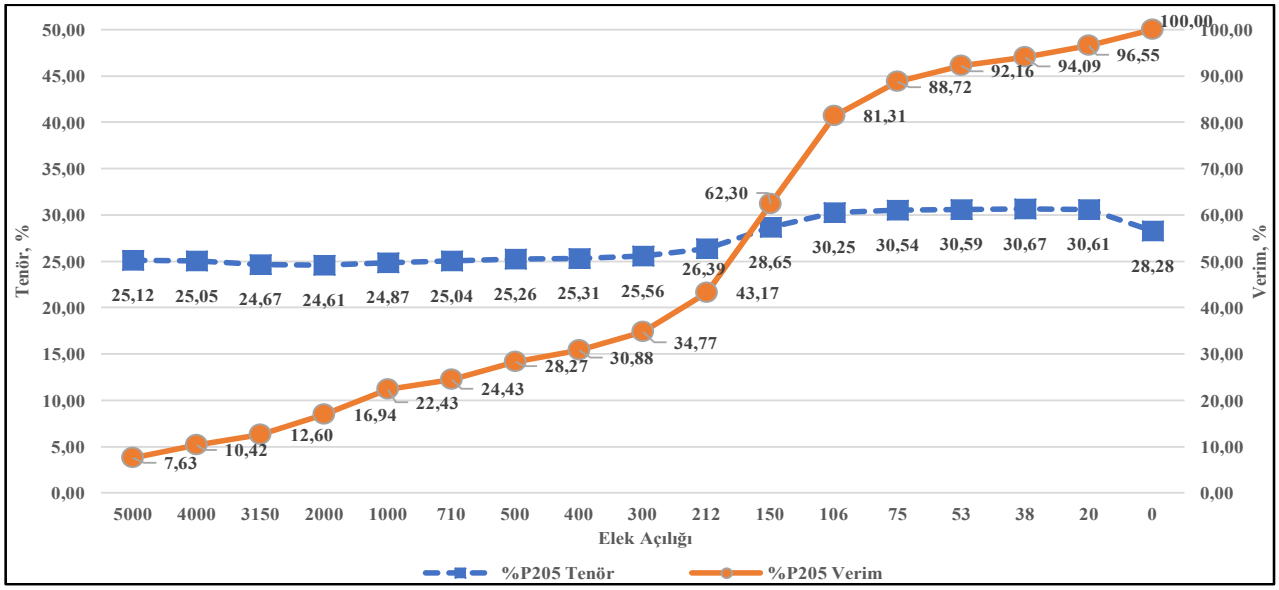
Kalsinasyon-Kavurma ile Zenginleştirme Çalışmaları

Kalsinasyon yöntemi kapsamında, Mazıdağı fosfat cevherinden alınan 1'er kg'lık numuneler 700 °C ve 900 °C sıcaklıklarda, her biri 1 saat süreyle döner fırında kavurma (kavurma) işlemine tabi tutulmuştur. Kavurma işlemi sonrasında numuneler gecikmeksizin doğrudan oda sıcaklığındaki suya aktarılmış ve böylece termal şoklama uygulanmıştır. Şoklamanın ardından numuneler pülp halde 5 dakika karıştırılmış, ardından farklı fraksiyonlara ayrılmak üzere elenmiş ve her bir fraksiyon kimyasal analizlere tabi tutulmuştur.

700 °C'de gerçekleştirilen kavurma işlemi sonucunda numunede 72,78 gramlık bir kütle kaybı meydana gelmiştir. Fraksiyonel analizlere göre hesaplanan ortalama %P_2O_5 tenörü 20,94; buna karşılık ana beslemeye göre hesaplanan P_2O_5 verimi %93,51 olarak bulunmuştur. Aynı Şekilde, %CaO tenörü 52,36; CaO verimi ise %96,11 olarak hesaplanmıştır. Yüksek tenörlü konsantre eldesi amacıyla yalnızca 710 µm altındaki fraksiyonlar değerlendirildiğinde, %P_2O_5 tenörü 26,19'a yükselmiş; ancak bu durumda verim %77,19'a düşmüştür. %CaO tenörü 53,93; verimi ise %65,32 olarak elde edilmiştir. Bu sonuçlar, 700 °C'de elde edilen yüksek tenörlü ürünün, yalnızca iri boyutlu (+710 µm) fraksiyonların sistemden çıkarılması ile mümkün olduğunu; ancak bu fraksiyonların içeriğinde de yüksek oranda P_2O_5 bulunduğundan, genel verimin düşük kaldığını göstermektedir. Bu nedenle, bu sıcaklıkta anlamlı bir zenginleştirme sağlanamamıştır.

900 °C'de gerçekleştirilen kavurma işlemi sonrasında numunede 307,11 gramlık kütle kaybı gerçekleşmiştir. Bu sıcaklıkta yapılan işlem sonucunda hesaplanan ortalama %P_2O_5 tenörü 28,28; ana beslemeye göre P_2O_5 verimi ise %94,34 olarak belirlenmiştir. %CaO tenörü 54,64; buna karşılık CaO verimi %74,95 olarak hesaplanmıştır. Ayrıca, CaO/P_2O_5 oranı 1,98 olarak elde edilmiş olup, bu değer besleme örneğindeki oranın (2,46) altında kalmaktadır. Bu da kalsinasyonun CaO içeriğini göreli olarak daha az artırdığı, buna karşın P_2O_5 oranında anlamlı bir artış sağladığını göstermektedir.

Tüm bu sonuçlar, 900 °C'de gerçekleştirilen kalsinasyon işleminin, hem yüksek tenör hem de yüksek verim açısından daha etkili bir zenginleştirme yöntemi sunduğunu ortaya koymaktadır. 900 °C'de elde edilen ürünün P_2O_5 fraksiyonel olarak elek üstü malzemenin tenör ve verim değerleri Şekil 4 de sunulmuştur.



Şekil 4. 900 °C Kavurma + Şoklama + 5 Dakika Karıştırma Sonrası Fraksiyonel Analiz

SONUÇLAR VE TARTIŞMA

Bu çalışmada, Mazıdağı fosfat cevheri üzerinde flotasyon ve kalsinasyon yöntemleri uygulanarak zenginleştirme potansiyeli değerlendirilmiştir. Ayrıca aşındırma-yıkama ve ağır ortam ayırma yöntemleri de denenmiş, ancak başlangıç denemelerinde olumlu sonuçlar alınamaması nedeniyle detaylı analiz dışı bırakılmıştır.

Flotasyon çalışmaları, ters flotasyon yöntemiyle yürütülmüş; farklı tane boyutları, pH değerleri ve reaktif dozajlarının etkisi araştırılmıştır. Bazı testlerde %30,35 P_2O_5 tenörüne ulaşılmış, ancak yüksek reaktif tüketimi ve düşük geri kazanım oranları nedeniyle yöntem ekonomik açıdan sınırlı kalmıştır. Yüksek fosforik asit dozajı çökelmeye neden olarak, besleme analizlerinde yapay P_2O_5 artışlarına yol açmıştır. Doğal pH koşullarında daha tutarlı sonuçlar alınsa da, bu durumda da elde edilen P_2O_5 tenörleri istenen seviyeye ulaşamamıştır. Düz flotasyon yöntemi de denenmiş, ancak başarılı sonuç vermemiştir. Ayrıca flotasyonla elde edilen ürünlerde CaO/P_2O_5 oranında anlamlı bir düşüş sağlanamamış, bu da fosforik asit üretimi açısından sülfürik asit tüketimini azaltma hedefiyle uyumlu sonuçlar vermemiştir.

Kalsinasyon yöntemi, 700 °C ve 900 °C sıcaklıklarda uygulanmıştır. 700 °C'de %26,19 P_2O_5 tenörüne ulaşılmış, ancak iri fraksiyonların sistemden çıkarılması nedeniyle verim %77,19'a düşmüştür. Bu fraksiyonlarda da yüksek oranda P_2O_5 bulunduğu için genel zenginleşme sınırlı kalmıştır. 900 °C'de ise %28,28 P_2O_5 tenörü ve %94,34 verim ile daha başarılı sonuçlar elde edilmiştir. Aynı sıcaklıkta %54,64 CaO içeriği elde edilmiş ve CaO/P_2O_5 oranı besleme değerine kıyasla 2,46'dan 1,98'e düşürülmüştür. Bu oran düşüşü, fosforik asit üretiminde önemli bir maliyet kalemi olan sülfürik asit tüketiminin azaltılmasına doğrudan katkı sağlayabilir.

Sonuç olarak, flotasyon yöntemi tek başına yeterli bir çözüm sunamazken; 900 °C'de gerçekleştirilen kalsinasyon işlemi, yüksek tenör, verim ve uygun CaO/P_2O_5 oranı ile daha etkili bir zenginleştirme yöntemi olarak öne çıkmıştır. Ancak bu yöntemin yüksek enerji tüketimi ve çevresel etkileri, endüstriyel ölçekte değerlendirilmeden önce dikkate alınmalıdır.

TEŞEKKÜR

Bu çalışmanın gerçekleştirilmesinde değerli katkılarını esirgemeyen Eti Bakır Ar-Ge Merkezi'ndeki tüm ekip arkadaşlarıma ve yöneticilerime içten teşekkürlerimi sunarım. Numunelerin temini ve analiz sürecinde gösterdikleri özverili destek, çalışmamızın sağlıklı ve zamanında ilerlemesine büyük katkı sağlamıştır.

KAYNAKLAR

Abdel-Khalek, N. A., El-Naggar, H. A., & Harraz, H. Z. (2014). Beneficiation of phosphate ores using froth flotation. *Physicochemical Problems of Mineral Processing*, 50(2), 593–609.

Clariant. (2020). *Flotinor® V 2711 Product Data Sheet*. Clariant Mining Solutions.

Mekkawy, S. H. (2016). A review of phosphate flotation techniques and reagents. *Journal of Advanced Chemical Engineering*, 6(1), 1000154.

Sis, H., & Chander, S. (2003). Reagents used in the flotation of phosphate ores: a critical review. *Minerals Engineering*, 16(7), 577–585.

Zhang, P., & Snow, R. (1998). Reverse flotation of phosphate rock. *International Journal of Mineral Processing*, 53(1–2), 101–115.

Wills, B. A., & Finch, J. A. (2015). *Wills' mineral processing technology: An introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery* (8th ed.). Butterworth-Heinemann.

MTA (General Directorate of Mineral Research and Exploration). (2019). *Türkiye fosfat potansiyeli ve Mazıdağı fosfat yatakları raporu*. MTA Genel Müdürlüğü Yayınları.

Hearn, B. C., & Frazier, J. (1980). Heavy liquids for mineral separation: Properties and applications. *Economic Geology, 75*(3), 488–493

EFFECT OF USING AACHEN REACTOR IN PRE OXIDATION AND AACHEN ASSITED LEACHING (AAL) IN CYANIDE LEACHING OF GOLD AND SILVER ORES ON METAL RECOVERY

ALTIN VE GÜMÜŞ CEVHERLERİNİN SİYANÜR LİÇİNDE ÖN OKSİTLEMEDE VE AACHEN YARDIMLI LİÇİNDE (AAL) AACHEN REAKTÖRÜNÜN KULLANILMASININ METAL VERİMİNE ETKİSİ

D. Durunesil [1,*], O. A. Can [1], E. Samet [1], E. Ulu [1], B. Köse [1], E. Güngör [1], U. Ölgen [1], İ. K. Aslan [1]

[1] *Argetest Cevher Zenginleştirme, Ar-Ge ve Analiz Hizmetleri*
*(*Sorumlu yazar: dorukdurunesil@argetest.com)*

ABSTRACT

This paper covers the improvement of leaching kinetics of refractory ore by increasing the mass transfer of oxygen in pulp in cyanide leaching process of three different gold and silver ores located in Tepeköy mine site of GÜMÜŞTAŞ MINING INC. In the chemical analysis of E-001 coded ore, 3.02 ppm Au, 238.6 ppm Ag, 6936 ppm As, 232 ppm Cu, %19.05 Fe and %0.61 total S grades were obtained. In E-002 coded ore, 2.56 ppm Au, 182.6 ppm Ag, 5585 ppm As, 273 ppm Cu, %19.66 Fe and %1.42 total S grades were obtained. Kırkpavli coded ore, 3.65 ppm Au, 84.04 ppm Ag, 951 ppm As, 450 ppm Cu, %15.89 Fe and %1.16 total S grades were obtained In this study, Aachen reactor assisted pre-oxidation and Aachen reactor assisted leaching processes were carried out for comparison. As a result of these experiments, 79.87% Au, 75.52% Ag recovery was obtained for E-001, 86.32% Au, 76.66% Ag recovery was obtained for E-002 and 93.41% Au, 72.87% Ag recovery was obtained for Kırkpavli.

Keywords: Cyanide leaching, Aachen reactor, pre-oxidation, Aachen assitted leaching (AAL), oxygen

ÖZ

Bu çalışmada, GÜMÜŞTAŞ MADENCİLİK A.Ş. Tepeköy maden sahasından temsili alınan üç farklı altın ve gümüş cevherlerinin siyanür liç prosesesinde Aachen reaktörü ile pulp içindeki oksijenin kütle transferinin arttırılmasıyla refrakter cevherin liç kinetiğinin geliştirilmesi araştırılmıştır. Kimyasal analiz sonucunda, E-001 kodlu cevherde 3,02 ppm Au, 238,6 ppm Ag, 6936 ppm As, 232 ppm Cu, %19,05 Fe ve %0,61 toplam S tenörleri saptanmıştır. E-002 kodlu cevherde 2,56 ppm Au, 182,6 ppm Ag, 5585 ppm As, 273 ppm Cu, %19,66 Fe ve %1,42 toplam S tenörleri saptanmıştır. Kırkpavli kodlu cevherde ise 3,65 ppm Au, 84,04 ppm Ag, 951 ppm As, 450 ppm Cu, %15,89 Fe ve %1.16 toplam S tenörleri saptanmıştır. Bu çalışmalarda karşılaştırma için Aachen reaktör yardımlı ön oksitleme ve Aachen destekli liç (AAL) işlemleri yapılmıştır. Bu deneyler sonucunda E-001 için 79,87% Au, 75,52% Ag verimi, E-002 için 86,32% Au, 76,66% Ag verimi, Kırkapavli için ise 93,41% Au, %72,87 Ag verimleri elde edilmiştir.

Anahtar Sözcükler: Siyanür liç, Aachen reaktör, ön oksitleme, Aachen yardımlı liç (AAL), oksijen

INTRODUCTION

Gold has been a highly valued metal throughout human history. Today, it is widely used by governments, the private sector, and the public for economic and technological reasons. Historically, gold has served as a financial instrument and has played a significant role in shaping many societies (Craig and Rimstidt, 1998).

Gold is a precious metal located in period 6, group 11 (1B) of the periodic table, known for its dense, bright yellow appearance. The features that made gold important in the past include its color, luster, resistance to corrosion, softness, and ease of shaping. Unlike many other metals, it can be found in its native form in nature (Britannica, 2020). Gold is an excellent conductor of electricity and heat. It is resistant to atmospheric conditions and many reagents, is inert, and is a good reflector of infrared radiation. Additionally, gold is a material with low hardness and high malleability (Aydın, Ş.B. 2015).

Each gold ore has unique characteristics, and the method chosen for enrichment depends on the mineralogical formation of the gold, grain size distribution, host and gangue minerals, other mineral assemblages in the ore, and alteration. The variation in all these parameters determines the technical and economic value of the gold ore (Marsden and House, 2006).

According the literature, if gold recovery from standard cyanide leaching is lower than 80–90%, the ore is defined as refractory. Current geological and economic factors are increasing the importance of refractory gold in modern gold mining, leading to the development of new processes and equipment for its enrichment.

Ores in which gold is ultra fined and enclosed within the lattice structures of sulfide minerals like pyrite or arsenopyrite, resulting in low recovery rates when subjected to direct cyanide leaching, generally require chemical or biological pretreatment. After direct concentration or flotation, these ores undergo pretreatment processes such as bio-oxidation, roasting, or pressure oxidation to enhance gold recovery through cyanide leaching. A significant amount of research has been conducted on the oxidation of sulfide gold ores, and as a result, industrial processes such as thermal treatment, pressure oxidation, biological processes, and chemical/physical methods are applied before NaCN leaching (Guay, 1981).

Extracting the remaining gold from the tailings material can be complex, and sometimes requires pretreatment methods to increase gold recovery and reduce reagent consumption (Mutimutema et al.,2022). One technology that has gained traction in the gold processing industry, specifically tailings retreatment, is the Aachen High Shear Reactor. The Aachen is a specialised device used in the mining industry to enhance the extraction of precious metals, particularly gold, from ores (Flatman et al., 2015). It operates by efficiently introducing oxygen into the solution or slurry whilst also enacting shear forces on the particles.

EXPERIMENTAL STUDIES

The aim of this research is to compare the leaching efficiencies, cyanide, and lime consumption obtained through Aachen-assisted leaching (AAL), where the Aachen reactor is used as an oxidative tool. The Aachen reactor aims to improve the leaching kinetics of refractory ore by enhancing the mass transfer of oxygen within the pulp. Experimental studies were conducted on three different refractory ores containing gold and silver, using the Aachen reactor as the oxidation equipment. In the experimental studies, particle size, temperature, free cyanide concentration, leaching durations, and process steps were arranged to simulate a real plant operation.

Chemical Composition

The chemical analysis results, obtained through fire assay, multi-acid digestion, and ICP-OES/MS readings, are presented in the Table 1.

Table 1. Chemical analysis of feeding samples

E-001			E-002			Kırkpavli		
Au	3.02	ppm	Au	2.56	ppm	Au	3.65	ppm
Ag	238.60	ppm	Ag	182.60	ppm	Ag	84.04	ppm
Pb	2.47	%	Pb	2.21	%	Pb	0.50	%
Zn	4.25	%	Zn	3.83	%	Zn	0.06	%
Total C	3.11	%	Total C	3.97	%	Total C	2.07	%
Total S	0.61	%	Total S	1.42	%	Total S	1.16	%
Organic C	0.05	%	Organic C	0.87	%	Organic C	0.18	%
Sulphite S	<0.05	%	Sulphite S	0.23	%	Sulphite S	<0.05	%
Al	0.72	%	Al	0.75	%	Al	2.04	%
As	6936.30	ppm	As	5585.20	ppm	As	951.50	ppm
Ca	7.98	%	Ca	8.57	%	Ca	3.57	%
Cu	232.20	ppm	Cu	273.40	ppm	Cu	450.80	ppm
Fe	19.50	%	Fe	19.66	%	Fe	15.89	%
Mg	0.94	%	Mg	1.40	%	Mg	2.09	%

Grinding Tests

The samples to be tested were first crushed using a jaw crusher to achieve a particle size of d_{100} -3.35 mm. Subsequently, they were ground in a ball mill. The ball mill used had a diameter of 25 cm and a height of 30 cm. The grinding process was carried out at 72 rpm, which corresponds to the critical speed, with a solid pulp density of 65%. As a result of the grinding tests, the grinding durations required to achieve a particle size of d_{80} -63 µm for the experimental studies were determined as follows: 16 minutes 25 seconds for sample E-001, 16 minutes 30 seconds for sample E-002, and 16 minutes 20 seconds for the Kırkpavli sample.

Leaching Tests

For the bottle roll leaching tests, the ore sample and the required volume of water were added to 5-liter glass bottles, and the pH of the pulp was adjusted using lime. At specific intervals, samples were taken, and solid/liquid separation was performed using a centrifuge. Free cyanide concentration in the clear solution was then analyzed by titration. Unless otherwise stated, cyanide was added throughout the leaching period to maintain the initial cyanide concentration. The tests were conducted at room temperature. The parameters for the bottle roll tests are presented in the Table 2.

Table 2. Bottle roll test parameters

NaCN Concentration (g/L)	Time (hour)	Agitation Speed (rpm)	Particle Size (d_{80}-µm)	Air Flow (L/min)	DO Levels (ppm)	pH
0,50	72	30	63	1.50	20-30	10.50-11.00

Table 3. Aachen reactor operational test parameters

NaCN Concentration (g/L)	Solid (% w/w)	Time (hour)	Agitation Speed (rpm)	Particle Size (d_{80} µm)	Oxygen Flow (kg/hour)	Cycle (Pass)	Pressure (bar)	pH
0,50	40	1	30	63	1.00	4-8	1.00	10.50-11.00

The degree of oxidation achieved can be varied according to the number of solution recycles through the Aachen unit, which is referred to as the number of "passes." The term "pass" is used to denote fractions or multiples of the hourly plant flow rate recycled through the Aachen reactor. For example, a 10-pass oxidation means that a volume equivalent to 10 times the hourly pulp flow of the plant is pumped through the Aachen reactor for recycling. In the leaching studies, a standard cyanide leaching test was applied. Since the ores contain high amounts of sulfur, the Aachen reactor was used as a pre-oxidation device to oxidize the ores.

Figure 1. Flow sheet of leaching tests

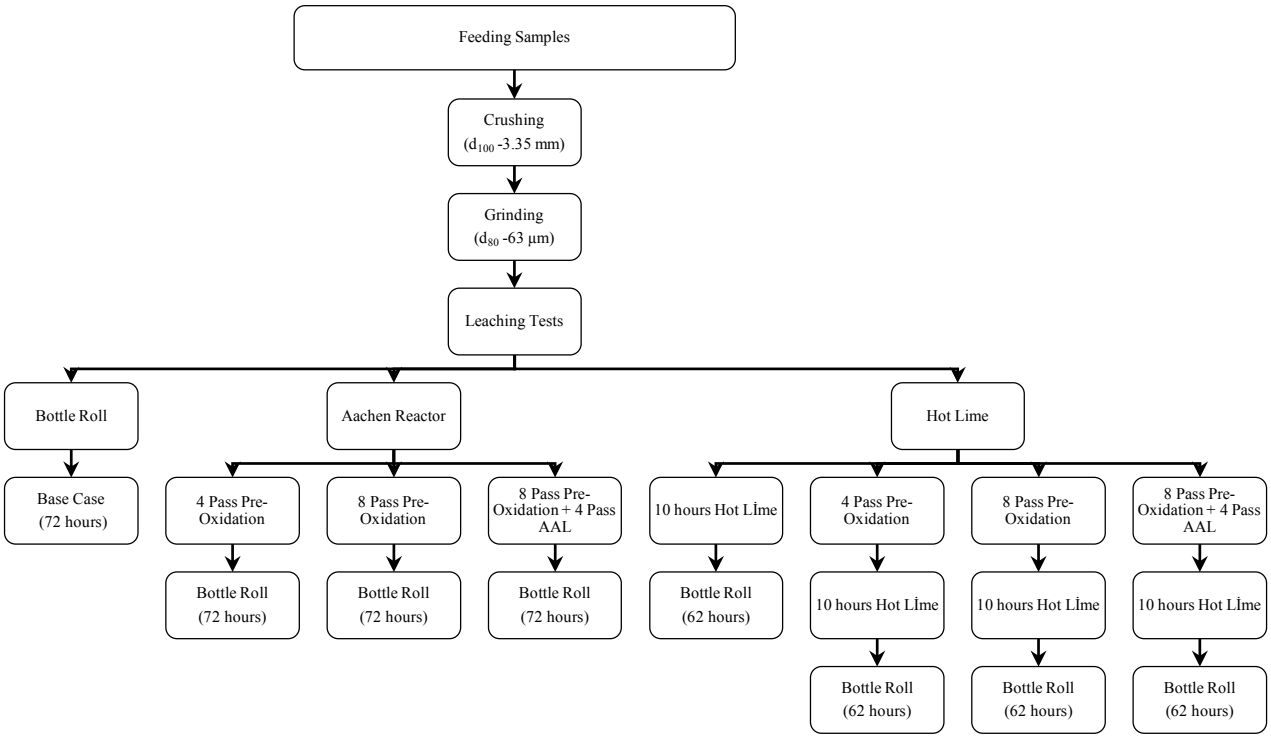


Table 4. Chemical analysis results of the leaching studies of E-001 sample

Product	Au			Ag		
Type	Tail Grade	Recovery	Calculated Head Grade	Tail Grade	Recovery	Calculated Head Grade
	(g/t)	(%)	(g/t)	(g/t)	(%)	(g/t)
Base Case	0.72	77.06	2.99	85.10	64.86	237.72
Base Case + Hot Lime	0.75	72.19	3.14	72.35	69.74	238.33
Aachen 4 Pass Pre-Oxidation	0.68	77.77	3.04	80.04	66.43	234.70
Aachen 4 Pass Pre-Oxidation + Hot Lime	0.71	76.59	3.00	70.82	70.32	235.93
Aachen 8 Pass Pre-Oxidation	0.63	79.62	3.04	70.44	70.88	238.74
Aachen 8 Pass Pre-Oxidation + Hot Lime	0.61	79.87	3.00	57.93	75.72	236.77

Table 5. Consumption results of E-001 sample

Type	NaCN (kg/t)	Lime (kg/t)
Base Case	1.40	14.00
Base Case + Hot Lime	3.12	23.00
Aachen 4 Pass Pre-Oxidation	1.83	16.20
Aachen 4 Pass Pre-Oxidation + Hot Lime	2.31	17.51
Aachen 8 Pass Pre-Oxidation	1.79	19.98
Aachen 8 Pass Pre-Oxidation + Hot Lime	2.97	13.00

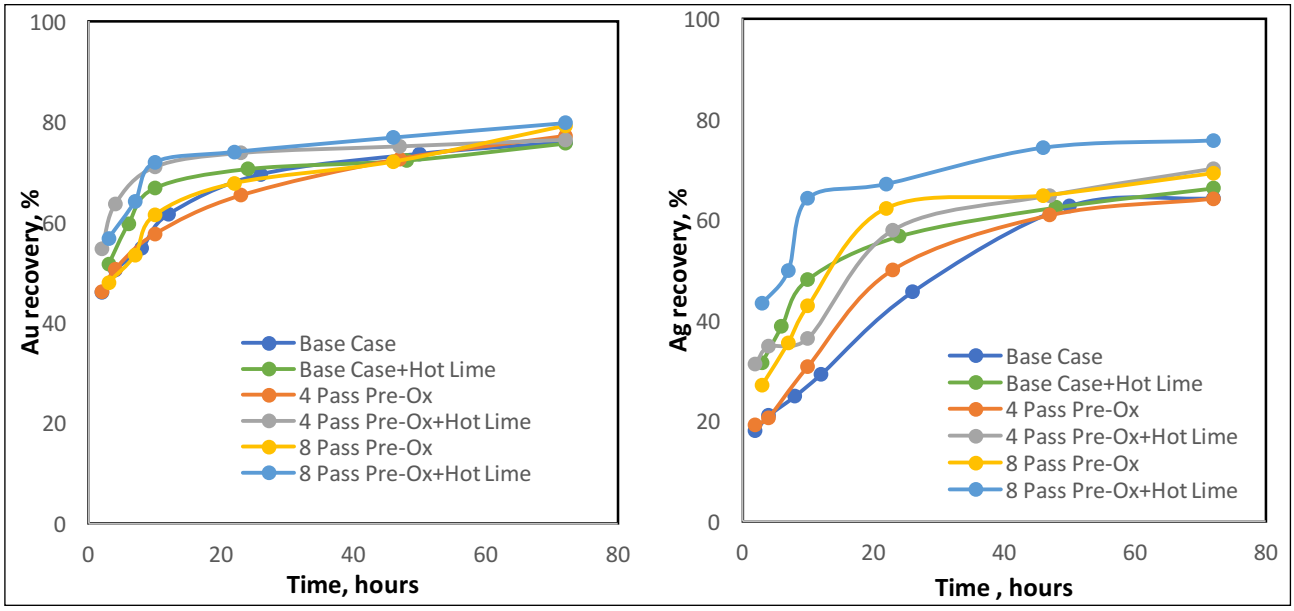


Figure 2. Leaching recovery graph of Au and Ag from ore coded E-001 in solution over 72 hours

Table 6. Chemical analysis results of the leaching studies of E-001 sample

Product Type	Au Tail Grade (g/t)	Au Recovery (%)	Au Calculated Head Grade (g/t)	Ag Tail Grade (g/t)	Ag Recovery (%)	Ag Calculated Head Grade (g/t)
Base Case	0.74	70.38	2.83	79.20	55.23	169.20
Base Case + Hot Lime	0.72	70.72	2.81	61.05	65.08	171.92
Aachen 4 Pass Pre-Oxidation	0.61	75.03	2.59	62.40	64.65	161.91
Aachen 4 Pass Pre-Oxidation + Hot Lime	0.35	85.67	2.44	38.42	77.66	172.14
Aachen 8 Pass Pre-Oxidation	0.59	76.05	2.68	64.90	63.37	169.77
Aachen 8 Pass Pre-Oxidation + Hot Lime	0.42	82.88	2.45	48.12	72.35	170.54
Aachen 8-Pass Pre-Oxidation + 4-Pass AAL	0.56	77.18	2.64	61.14	63.77	187.95
Aachen 8-Pass Pre-Oxidation + 4-Pass AAL + Hot Lime	0.34	86.32	2.55	41.55	76.66	177.50

Table 7. Consumption results of E-002 sample

Type	NaCN (kg/t)	Lime (kg/t)
Base Case	1.50	35.35
Base Case + Hot Lime	2.94	49.00
Aachen 4 Pass Pre-Oxidation	2.20	44.79
Aachen 4 Pass Pre-Oxidation + Hot Lime	3.82	70.40
Aachen 8 Pass Pre-Oxidation	2.37	36.90
Aachen 8 Pass Pre-Oxidation + Hot Lime	2.05	54.45
Aachen 8-Pass Pre-Oxidation + 4-Pass AAL	1.59	46.22
Aachen 8-Pass Pre-Oxidation + 4-Pass AAL + Hot Lime	1.84	31.57

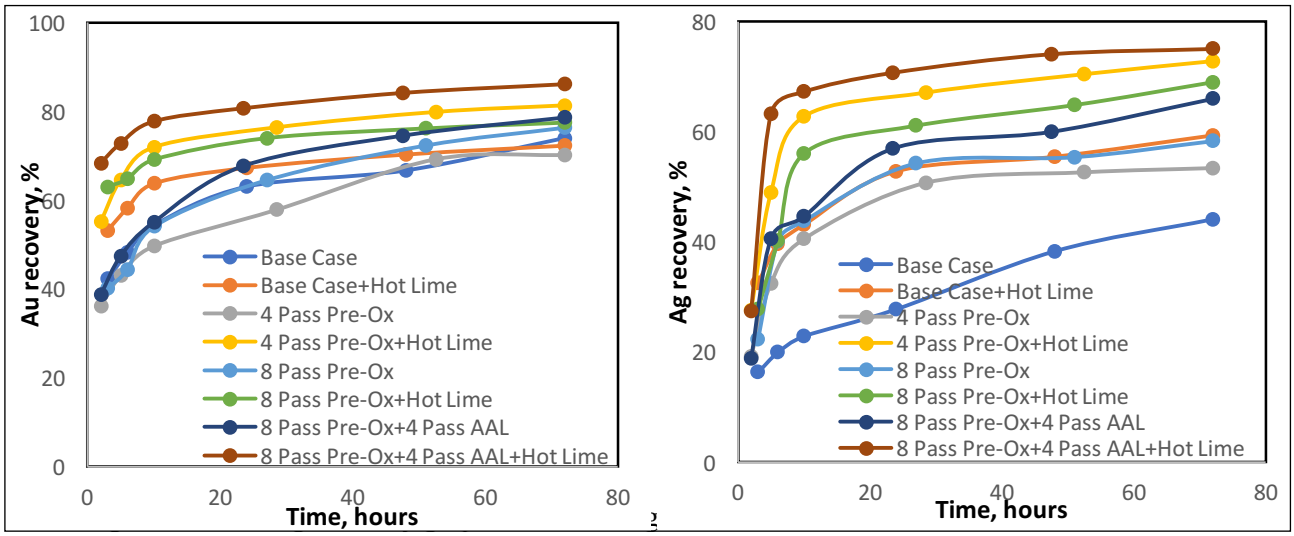


Figure 3. Leaching recovery graph of Au and Ag from ore coded E-002 in solution over 72 hours

Table 8. Chemical analysis results of the leaching studies of Kırkpavli sample

Product Type	Au Tail Grade (g/t)	Au Recovery (%)	Au Calculated Head Grade (g/t)	Ag Tail Grade (g/t)	Ag Recovery (%)	Ag Calculated Head Grade (g/t)
Base Case	0.43	88.36	3.64	53.11	35.87	81.44
Base Case + Hot Lime	0.74	79.13	3.70	47.24	41.95	81.50
Aachen 4 Pass Pre-Oxidation	0.35	90.48	3.81	43.59	45.68	84.88
Aachen 4 Pass Pre-Oxidation + Hot Lime	0.31	91.58	3.83	23.65	71.64	80.29
Aachen 8 Pass Pre-Oxidation	0.30	91.86	3.66	42.30	52.61	90.51
Aachen 8 Pass Pre-Oxidation + Hot Lime	0.29	92.07	3.90	23.54	71.75	77.66
Aachen 8-Pass Pre-Oxidation + 4-Pass AAL	0.29	92.11	3.56	43.11	50.43	76.73
Aachen 8-Pass Pre-Oxidation + 4-Pass AAL + Hot Lime	0.25	93.41	3.26	23.44	72.87	82.55

Table 9. Consumption results of Kırkpavli sample

Type	NaCN (kg/t)	Lime (kg/t)
Base Case	1.13	22.00
Base Case + Hot Lime	2.51	31.00
Aachen 4 Pass Pre-Oxidation	1.17	14.81
Aachen 4 Pass Pre-Oxidation + Hot Lime	1.47	29.85
Aachen 8 Pass Pre-Oxidation	1.10	17.24
Aachen 8 Pass Pre-Oxidation + Hot Lime	1.63	27.90
Aachen 8-Pass Pre-Oxidation + 4-Pass AAL	1.48	29.39
Aachen 8-Pass Pre-Oxidation + 4-Pass AAL + Hot Lime	1.28	42.17

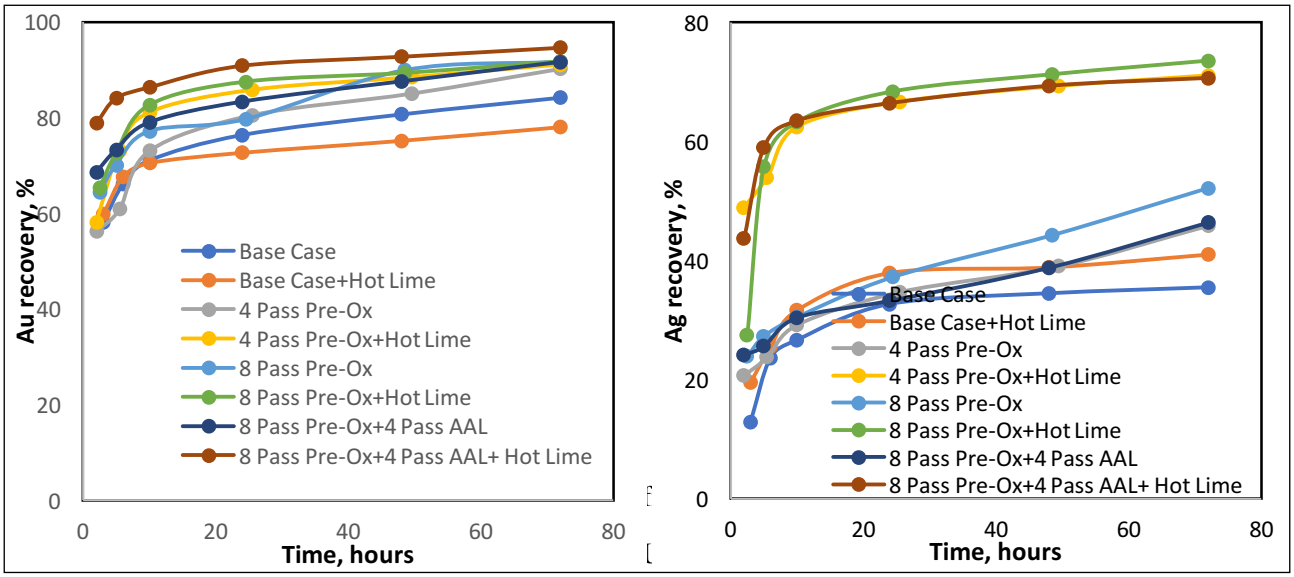


Figure 4. Leaching recovery graph of Au and Ag from ore coded Kırkpavli in solution over 72 hours

RESULTS

Chemical analyses were conducted on liquid samples taken at regular intervals over a 72-hour period as part of the experimental studies. The results from both the filtrate and solid residues (tails) represent the final outcomes of the leaching experiments. In the leaching tests, metal recovery was calculated based on wet chemical analysis of the solid samples.

$$\text{Metal Recovery}(\%) = (1 - \frac{\text{Tail Amount x Tail Grade}}{\text{Feed Amount x Head Grade}}).100$$

The use of the Aachen reactor for pre-oxidation significantly improved the leaching kinetics of gold and silver. During the experiments, measurements indicated that dissolved oxygen levels increased up to 20–30 ppm, which led to enhanced metal recoveries. The increase in dissolved oxygen facilitated the thinning of the

film layer on sulfur-bearing minerals, thereby maximizing the metal extraction process. Based on the results, for ore sample coded E-001, the gold and silver dissolution efficiencies in base case cyanide leaching were 77.06% and 64.86%, respectively. After applying pre-oxidation with the Aachen reactor followed by hot lime cyanide leaching, the recoveries increased to 79.87% for gold and 75.72% for silver. In ore sample E-002, gold and silver recoveries from base case cyanide leaching were 70.38% and 55.23%, respectively. Following pre-oxidation using the Aachen reactor and subsequent application of the AAL process with hot lime cyanide leaching, recoveries improved to 86.32% for gold and 76.66% for silver. For the ore sample from the Kırkpavli deposit, base case cyanide leaching recovery 88.36% for gold and 35.87% for silver, whereas pre-oxidation with the Aachen reactor combined with the AAL process and hot lime cyanide leaching resulted in recoveries of 93.41% for gold and 72.87% for silver. These results clearly confirm the positive effect of the oxidation process on metal recovery. As seen in the studies, while the recovery remains low in standard cyanide leaching with air supply for sulfurous ores, the use of the Aacher reactor as a pre-oxidizer has improved the metal recovery in cyanide leaching. Since sulfurous ores cover the surface of gold, oxidation cannot be fully achieved. The Aachen reactor ensures the oxidation of every point by passing the solution through an oxygen curtain. Additionally, thanks to its reactor design, it accelerates leaching kinetics by enabling collisions.

REFERENCES

Craig, J. R., & Rimstidt, J. D. (1998). Gold production history of the United States. Ore Geology Reviews, 13(6), 407–464.

Britannica. (2020), Gold In Britannica Encyclopaedia Britannica, in. https://www.britannica.com/science/gold-chemical-element

Aydın, Ş. B. (2015). Birincil ve İkincil Kaynaklardan Farklı Yöntemlerle Altın ve Gümüş Kazanımı [İstanbul Teknik Üniversitesi].

Marsden, J., & House, I. (2006). The Chemistry of Gold Extraction. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration. https://books.google.com.tr/books?id=OuoV-o_Xf-EC

Guay, W.J., 1981; "The Treatment of Refractory Gold Ores Containing Carbonaceous Materials and Sulphides", In: Proc. 110th AIME Meet. Gold and Silver Leaching, Recovery and Economics, SME-AIME, Chicago, 22-26.

Mutimutema, P., Akdogan, G., and Tadie, M. (2022). Evaluation of pre-treatment methods for gold recovery from refractory calcine tailings. Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 122 (10), 561–570.

Flatman, S., Battersby, M., Lotz, P., and Sprenger, H. (2015). Twenty years of development to commercial demonstration of the Aachen Reactor™. Precious Metals '15, Falmouth, UK. Minerals Engineering Conferences, Falmouth.

EFFECT OF ZINC POWDER PARTICLE SIZE AND DOSAGE ON COLD CEMENTATION OF CADMIUM AND NICKEL FROM AN INDUSTRIAL ELECTROLYTE

A. Mohammad Beygian[1,*], A. Shojaei[2], A. Vasighi Motlagh[2], E. Keshavarz Alamdari[1]

[1] *Amirkabir University of Technology, Department of Materials and Metallurgical Engineering, Hafez Avenue, Tehran, Iran (*Corresponding Author: ashkanmb@aut.ac.ir)*
[2] *Tal Zinc Smelter, No. 6, Farkhondeh Alley, North Khazar St, Elahieh, Tehran, Iran*

ABSTRACT

This study investigates the influence of zinc powder particle size and dosage on the cold purification of industrial zinc electrolyte from cadmium (Cd) and nickel (Ni), using cementation at 75 °C and 400 rpm agitation. Zinc powder classified into three mesh ranges—<150, 150–100, and >100—was assessed at a fixed dosage of 2 g/L. Results showed that the 150–100 mesh fraction achieved optimal performance, reaching <1 ppm Cd within 40 minutes and reducing Ni to 8.5 ppm after 75 minutes. Dosage trials using 2, 0.75, 0.6, and 0.5 g/L of middle-sized zinc indicated declining removal efficiency with lower mass. Cd concentrations plateaued at 13, 35, and 50 ppm for 0.75, 0.6, and 0.5 g/L, respectively, while Ni concentrations reached 9.5, 13, and 14 ppm. Re-dissolution of Cd was observed at lower zinc dosages due to surface passivation and secondary nickel cementation via Cd displacement. Results emphasize that even 14× stoichiometric zinc may be insufficient for Ni removal, and further optimization is needed to meet electrowinning feed specifications.

Keywords: Zinc Cementation, Particle Size, Cadmium Removal, Nickel Purification

INTRODUCTION

Cementation remains a vital and cost-effective technique in the purification of zinc sulfate electrolytes, especially within hydrometallurgical flowsheets for electrolytic zinc production. During zinc ore leaching, various impurities—primarily cadmium, copper, cobalt, and nickel—are simultaneously dissolved alongside zinc, necessitating selective removal prior to electrolysis. As highlighted by previous studies, the cementation stage not only serves as an impurity removal route but also enables recovery of valuable metals from complex residues, significantly reducing environmental and economic burdens (Gouvea and Morais, 2007). The process typically relies on metallic zinc as a reducing agent; whereby metal ions are precipitated via spontaneous redox reactions under controlled operational parameters.

In recent years, extensive efforts have been made to optimize cementation conditions to enhance efficiency and selectivity. Researchers have explored the effects of temperature, pH, zinc dosage, and particle size on impurity removal rates and cement morphology. For instance, Safarzadeh et al. (2007) employed orthogonal array design to identify optimal conditions for cadmium removal, achieving over 95% efficiency with minimal zinc consumption and minimal nickel co-precipitation. Complementary kinetic investigations by Younesi et al. (2007) and Zeng et al. (2022) further illustrated that the mechanism governing cementation transitions between film and ash diffusion depending on cadmium concentration, with activation energies confirming diffusion-controlled behavior. These insights present valuable opportunities to fine-tune operating regimes for industrial application.

Beyond cadmium, the simultaneous removal of multiple impurities has garnered increased focus. Gonçalves et al. (2021) proposed a two-stage cementation strategy, achieving deep purification with reduced zinc dust input through sequential activation techniques involving copper and antimony. Lu et al. (2020) advanced this by developing a novel one-step cementation route, where copper deposition creates a porous shell on zinc particles, enabling cathodic cementation of cobalt, cadmium, and nickel. Ku et al. (2000) also showed that weakly acidic conditions (pH 4–5) are optimal for cadmium deposition and zinc consumption, while additives like sodium dodecyl sulfonate can enhance cementation rates and chelating agents like EDTA can inhibit them by forming redox-stable complexes. Such findings underscore the significance of chemical environment and surface interactions in controlling impurity behavior and offer strategies for improving selectivity in multi-metal systems.

Emerging approaches now integrate material activation, real-time monitoring, and selective flow sheeting to tailor impurity removal precisely to downstream electrolysis specifications. In particular, this study examines the particle size of zinc powder as a key variable influencing both the extent and rate of cadmium and nickel removal during cold purification. By probing this dimension, the paper aims to expand current understanding of zinc cementation kinetics and offer insights for optimizing industrial purification circuits.

EXPERIMENTAL

The zinc electrolyte utilized in this study was supplied by Tal Zinc Smelter Company (Iran). Its elemental composition, detailed in Table 1, was determined using atomic absorption spectroscopy (AAS). The electrolyte was used as received, with no further treatment or modification.

Table 1. Elemental Composition of Zinc Electrolyte Prior to Cold Purification Process (Ni and Cd Removal via Cementation)

Element	Zn (g/l)	Ni (ppm)	Cd (ppm)	Co (ppm)	Fe (ppm)	Mn (ppm)	Pb (ppm)	Cu (ppm)
Concentration	54	27.5	188	1.1	0.8	10.4	6.2	20.5

Zinc powder, serving as the reducing agent for the cementation process, was also obtained from the same smelter. It was employed in its as-received state, without any pre-processing or surface activation. To investigate the effect of particle size on cementation performance, the powder was classified into distinct size fractions prior to experimentation. 2100 grams of zinc powder, which had an assay of 99.7%, was classified into three distinct particle size ranges: smaller than 150 mesh, between 150 and 100 mesh, and larger than 100 mesh. This classification was carried out through seven sequential trials, each involving 300 grams of powder. The distribution outcomes for each size group are summarized in Table 2.

All experiments were conducted in a 1-liter glass beaker equipped with a heater-stirrer unit, maintained at a constant temperature of 75 °C. The electrolyte was stirred continuously at 400 rpm to ensure homogeneous mixing and heat distribution. Pre-weighed quantities of size-specific zinc powder , based on stoichiometric ratios, were introduced into the system, initiating the cementation reaction.

At defined time intervals, liquid samples were withdrawn using a syringe and immediately passed through syringe filters to remove particulate matter. The filtered samples were then analyzed for nickel (Ni) and cadmium (Cd) concentrations via atomic absorption spectroscopy, using a Varian AA240FS (Agilent Technologies, USA).

Table 2. Particle size distribution of zinc powder obtained through sequential classification trials (300 g per trial, 7 trials)

Trial	mass (g)		
	+100	+150-100	-150
1	23.5	30.2	246.3
2	45.1	34.0	220.9
3	65.7	26.5	207.8
4	52.4	33.0	214.6
5	49.4	31.7	218.9
6	45.6	32.6	221.8
7	59.7	28.5	211.8
Total	341.3	216.5	1542.2

RESULTS AND DISCUSSION

Effect of Zinc Powder Particle Size

As outlined earlier, the influence of zinc powder particle size—categorized into three ranges: <150 mesh, 150–100 mesh, and >100 mesh—was examined under controlled conditions. Each experiment was carried out in 1-liter batches at a constant temperature of 75 °C, with continuous agitation at 400 rpm. A 2-gram quantity of zinc powder was introduced into each batch, representing a molar ratio exceeding 14 times the stoichiometric requirement for complete cementation of cadmium (Cd) and nickel (Ni). The concentration profiles of Cd and Ni over time, reflecting the impact of particle size on removal efficiency, are illustrated in Figures 1 and 2, respectively.

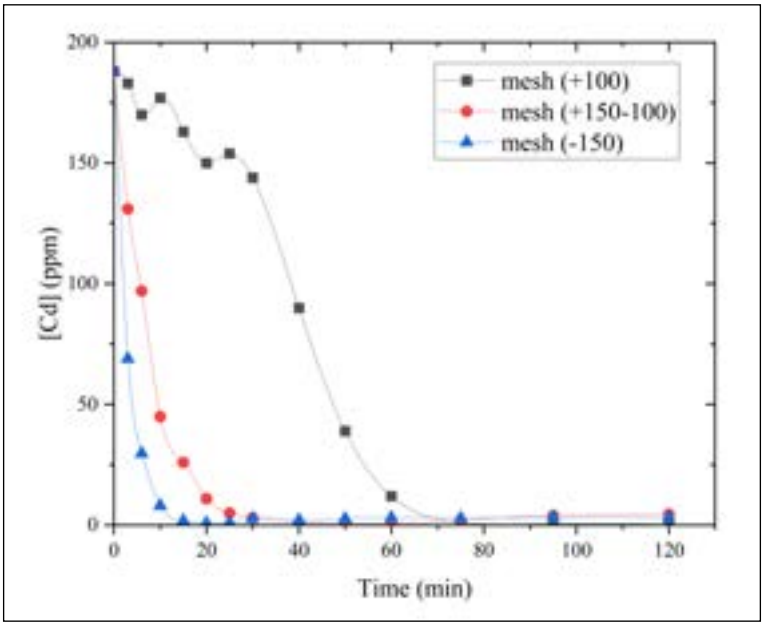


Figure 1. Effect of Particle Size on the cementation of Cadmium (Cd concentration), Conditions: 2 grams of zinc powder per liter, 75 degrees Celsius and 400 rpm agitation.

As shown in Figure 1, cadmium cementation proceeds rapidly for both the middle particle size range (150–100 mesh) and the fine particle fraction (<150 mesh). For the fine particles, the process is nearly complete within 20 minutes, with Cd concentrations dropping below 1 ppm—the target threshold for downstream electrolysis. In the case of the middle-sized particles, cementation reaches the 1 ppm mark in approximately 40 minutes.

Conversely, the coarse zinc powder (>100 mesh) exhibits slower kinetics. It requires nearly 40 minutes to achieve only half of the cadmium removal, reaching full completion after approximately 75 minutes. This delayed reaction may reflect an initial dead time attributed to the lower surface area of larger particles, which limits early-stage cadmium deposition.

Interestingly, across all particle size categories, a slight rebound in cadmium concentration is observed beyond 80 minutes, suggesting potential back-dissolution into the electrolyte. This phenomenon may be linked to the depletion of reactive zinc surfaces, enabling nickel deposition onto cadmium, effectively reversing the intended cementation pathway.

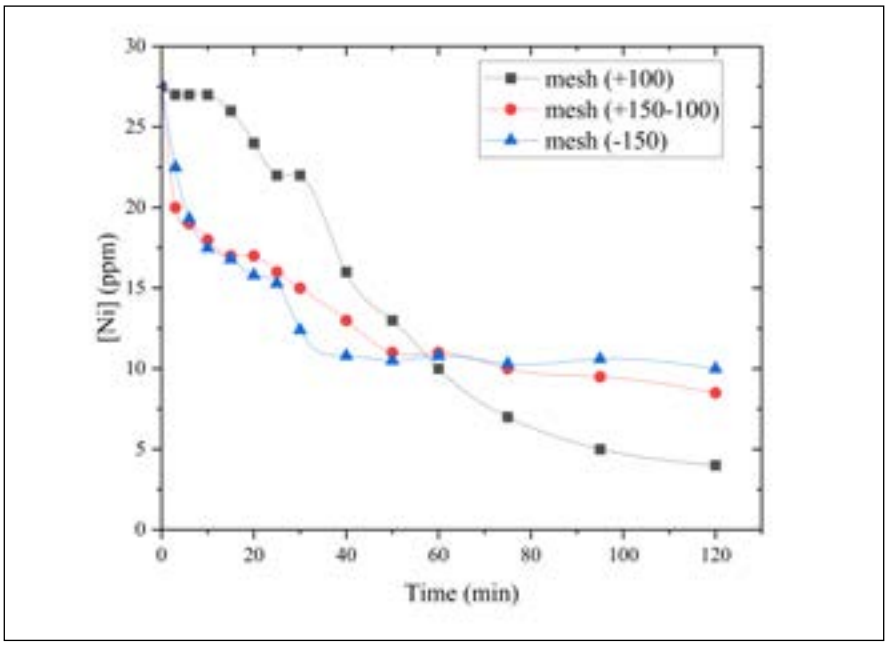


Figure 2. Effect of Particle Size on the cementation of Nickel (Ni concentration),
Conditions: 2 grams of zinc powder per liter, 75 degrees Celsius and 400 rpm agitation.

As depicted in Figure 2, the cementation behavior of nickel (Ni) shows a similar dependency on zinc particle size as cadmium, but with significantly slower kinetics. For the fine (<150 mesh) and middle-sized (150–100 mesh) zinc particles, it takes over 30 minutes to reach half the expected removal, while the coarse particles (>100 mesh) require more than 50 minutes for comparable progress.

Notably, the final depletion limits for nickel concentration vary across the particle sizes. For the finer and middle particle groups, nickel levels stabilize near 10 ppm, whereas the coarse fraction, which also exhibited greater cadmium re-dissolution, achieves a lower concentration plateau of approximately 4 ppm. Despite these differences, none of the trials meet the stringent target of <1 ppm, which is required for feed compatibility with downstream electrowinning units.

This outcome underscores that even at a molar excess exceeding 14 times the stoichiometric zinc requirement, the applied 2 g/L dosage is insufficient for complete nickel removal. These results highlight the need to reconsider either zinc dosage, particle morphology, or process conditions to achieve effective cementation of nickel in cold purification.

The removal of nickel during cold purification is one of the most persistent operational challenges. Unlike copper or cadmium, nickel has only a small electrochemical driving force for displacement by zinc dust, which makes cementation slow and incomplete. On top of that, the kinetics are unfavorable: nickel deposition on zinc surfaces requires a high overpotential, hydrogen evolution competes strongly in the acidic electrolyte, and zinc particles can quickly passivate. These factors together mean that nickel lingers in solution even when substantial amounts of zinc dust are consumed.

Effect of Zinc Powder Molar Ratio

The results discussed in the previous section indicate that the middle particle size fraction (150–100 mesh) exhibits optimal cementation performance for both nickel (Ni) and cadmium (Cd). It achieves substantially greater removal efficiency compared to the coarse fraction (>100 mesh), without necessitating further reduction to the fine particle range (<150 mesh). Given its balanced kinetics and sufficient surface reactivity, this size category was selected for a series of trials aimed at evaluating the effect of lower zinc powder dosages.

To that end, experiments were conducted using 2 g, 0.75 g, 0.6 g, and 0.5 g of zinc powder per liter, corresponding to approximately 14, 5, 4, and 3.5 times the stoichiometric requirements for Ni and Cd cementation. The concentration profiles resulting from these dosage variations are illustrated in Figures 3 and 4, respectively.

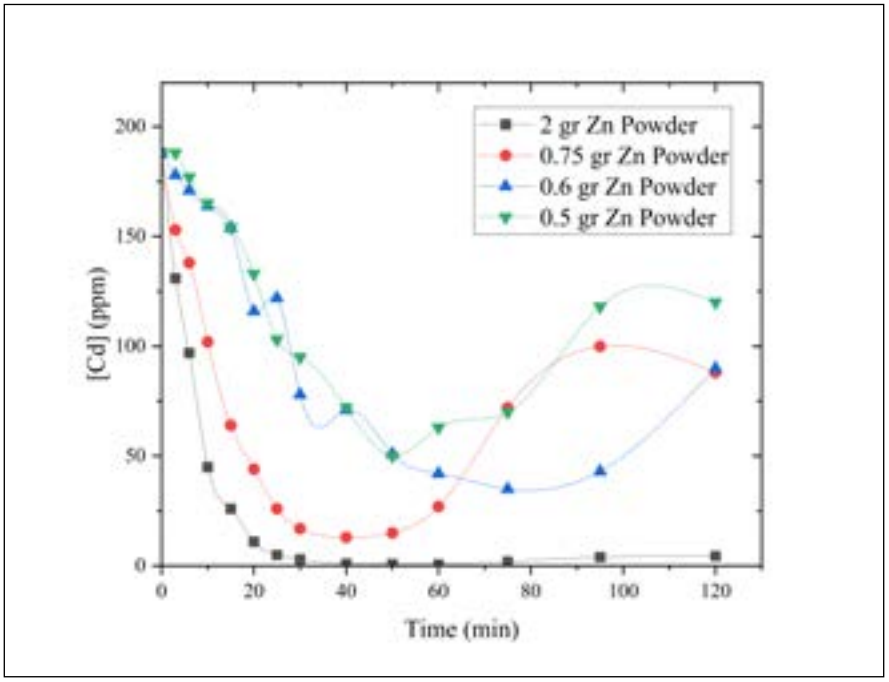


Figure 3. Effect of zinc powder molar ratio on the cementation of Cadmium (Cd concentration), Conditions: +150-100 mesh particle size, 75 degrees Celsius and 400 rpm agitation.

As shown in Figure 3, reducing the molar ratio of zinc powder below 2 g/L results in insufficient cadmium (Cd) removal. A general trend is observed: lower zinc dosages lead to slower reaction rates and reduced initial cementation slopes. For a dosage of 0.75 g/L, cadmium concentration plateaus around 13 ppm, while at 0.6 g/L and 0.5 g/L, final concentrations are significantly higher—approximately 35 ppm and 50 ppm, respectively. These concentration levels were reached within 40, 75, and 50 minutes, indicating a pronounced limitation in purification efficiency at these dosages.

Additionally, the data suggest that at reduced zinc quantities, cadmium rapidly occupies available zinc particle surfaces, ultimately saturating or masking them. This passivation effect appears to trigger the subsequent cementation of nickel (Ni) onto cadmium, leading to re-dissolution spikes in Cd concentration at later

stages. These findings further support the conclusion that zinc additions below 2 g/L are inadequate for achieving the required cadmium threshold for electrowinning.

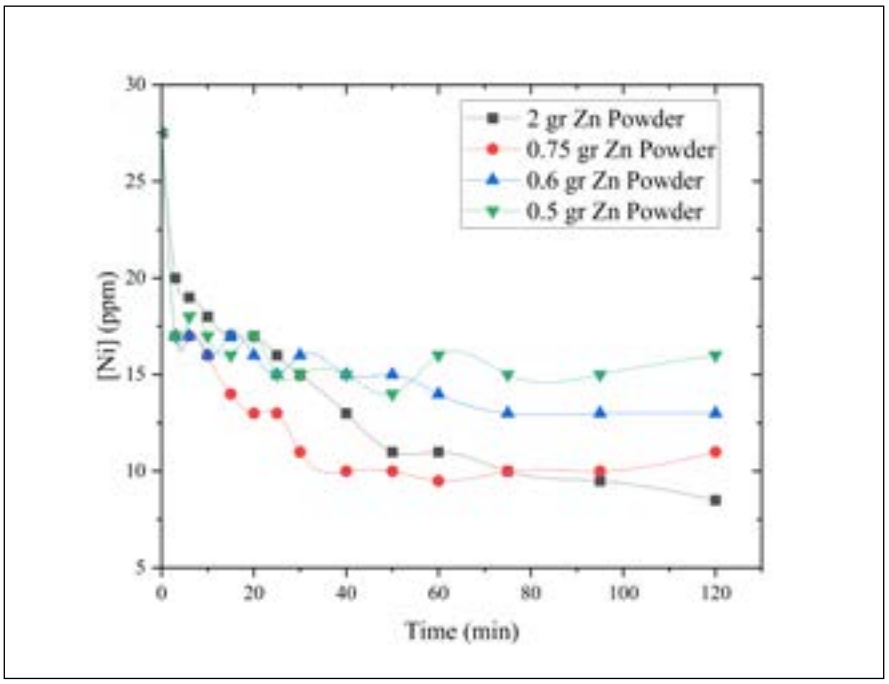


Figure 4. Effect of zinc powder molar ratio on the cementation of Nickel (Ni concentration), Conditions: +150-100 mesh particle size, 75 degrees Celsius and 400 rpm agitation.

As illustrated in Figure 4, the kinetics of nickel (Ni) cementation exhibit a consistent temporal pattern across all zinc powder dosages tested. Regardless of the zinc amount, the concentration profile plateaus at approximately 75 minutes, indicating that reaction rate and completion time are largely insensitive to zinc dosage within the studied range.

However, the extent of nickel removal is strongly dependent on the amount of zinc powder added. Final Ni concentrations were observed at 8.5 ppm for 2 g/L, 9.5 ppm for 0.75 g/L, and elevated to 13 ppm and 14 ppm for 0.6 g/L and 0.5 g/L, respectively. These values significantly exceed the targeted threshold of <1 ppm for acceptable feed to electrowinning operations, confirming that the molar ratios tested—even at 14× stoichiometric excess—are insufficient for complete nickel removal under current process conditions.

This phenomenon can be attributed in part to the competitive surface interactions between cadmium and nickel. At lower zinc dosages, cadmium tends to dominate the reactive surface sites, forming a passivation layer that hinders further nickel cementation. This effect may also contribute to secondary nickel removal pathways, such as re-deposition via cadmium displacement, although such mechanisms are typically less efficient and less predictable.

Additionally, it is worth noting that nickel cementation is thermodynamically less favorable than cadmium due to its higher reduction potential, and its kinetics are typically more sluggish—especially when zinc surface area and reactivity are compromised. In industrial practice, addressing nickel removal may require supplementary treatment stages, such as enhanced zinc activation, use of alternative reducing agents, or optimized multi-stage purification circuits. The difficulty is compounded by the low concentration of nickel typically present, where mass transfer limitations further reduce the efficiency of cementation. Even when cementation occurs, the resulting residues are extremely fine and hard to filter, often entraining valuable zinc dust and increasing handling costs. For these reasons, nickel control in cold purification is considered one of the most demanding aspects of zinc electrolyte purification.

4. CONCLUSIONS

This study offers a detailed exploration of zinc cold purification through cementation, focusing specifically on the influence of zinc powder particle size and dosage on the removal of cadmium (Cd) and nickel (Ni) from industrial electrolyte solutions. The zinc electrolyte, sourced from Tal Zinc Smelter Company (Iran), and evaluated under controlled experimental conditions, highlighted critical dependencies in purification efficiency.

Among the three particle size categories investigated, the middle fraction (150–100 mesh) demonstrated the most favorable behavior for both Cd and Ni removal. It exhibited a balance between surface reactivity and handling simplicity, outperforming the coarse fraction while eliminating the need for excessive fine sizing. This size was therefore selected for a series of dosage trials.

The dosage experiments revealed that although 2 g/L of zinc powder—corresponding to more than 14 times the stoichiometric requirement—was sufficient for achieving cadmium levels below the desired 1 ppm threshold, it remained inadequate for nickel removal, with final Ni concentrations well above target limits. Lower zinc dosages further exacerbated purification challenges, resulting in slower reaction kinetics, reduced removal extents, and notable back-dissolution effects, particularly for cadmium due to competitive deposition dynamics between Cd and Ni.

These findings underscore the complex interplay between particle size, surface area, dosage, and cementation kinetics, suggesting that mere stoichiometric excess is not a reliable indicator of purification efficacy—especially for nickel. Industrial optimization may therefore require more nuanced strategies, such as zinc powder activation, staged dosing, or hybrid reductants, to meet the stringent specifications demanded by downstream electrowinning.

Ultimately, this work contributes actionable insights into process design and control within zinc hydrometallurgy, affirming the importance of fine-tuned material parameters in achieving high-performance impurity removal. Future studies may build upon these results by incorporating kinetic modeling, surface analysis techniques, and scale-up investigations to bridge lab-scale findings with industrial operations.

REFERENCES

Gonçalves, D. C., Majuste, D., & Ciminelli, V. S. (2021). Improvements in the selective cementation of Cd and Ni/Co from zinc industrial electrolyte. Hydrometallurgy, 201, 105572. https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2021.105572

Gouvea, L. R., & Morais, C. A. (2007). Recovery of zinc and cadmium from industrial waste by leaching/cementation. Minerals Engineering, 20(9), 956-958. https://doi.org/10.1016/j.mineng.2007.04.016

Ku, Y., Wu, M. H., & Shen, Y. S. (2002). A study on the cadmium removal from aqueous solutions by zinc cementation. Separation Science and Technology, 37(3), 571-590. https://doi.org/10.1081/SS-120001448

Lu, J., Dreisinger, D., & Rees, K. (2020). Simultaneous removal of Co, Cu, Cd and Ni from zinc sulfate solution by zinc dust cementation. Hydrometallurgy, 197, 105479. https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2020.105479

Safarzadeh, M. S., Moradkhani, D., & Ilkhchi, M. O. (2007). Determination of the optimum conditions for the cementation of cadmium with zinc powder in sulfate medium. Chemical Engineering and Processing: Process Intensification, 46(12), 1332-1340. https://doi.org/10.1016/j.cep.2006.10.014

Younesi, S. R., Alimadadi, H., Alamdari, E. K., & Marashi, S. P. H. (2006). Kinetic mechanisms of cementation of cadmium ions by zinc powder from sulphate solutions. Hydrometallurgy, 84(3-4), 155-164. https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2006.05.005

Zeng, P., Xiao, H., Luo, X., Wang, C., & Li, X. (2024). Study of cadmium ions cementation with zinc powder from high-cadmium-concentration zinc sulphate solutions. Canadian Metallurgical Quarterly, 63(2), 551-562. https://doi.org/10.1080/00084433.2023.2194079.

İZABE TESİSİ CÜRUFUNDAN METALİK ANTİMON ELDESİ

INVESTIGATION OF METALLIC ANTIMONY FROM A SMELTER PLANT SLAG

M. Altıner[1*], G. Sığırcık[2], K. K. Soylu[1], A. I. I. Ibrahim[1], M. Aboelgamel[1], S. Top[3], S. Kurşunoğlu[4]

[1] Çukurova Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü
([*]Sorumlu yazar: maltiner@cu.edu.tr)
[2] Çukurova Üniversitesi, Kimya Bölümü
[3] *Abdullah Gül Üniversitesi, Malzeme Bilimi ve Nanoteknoloji Mühendisliği*
[4] *Batman Üniversitesi, Petrol ve Doğalgaz Mühendisliği Bölümü*

ÖZ

Son yıllarda birçok ülke, ülke toplulukları ve araştırma enstitüleri tarafından yayımlanan raporlarda Antimon (Sb) metali kritik hammadde olarak yer aldığı görülmektedir. Bu bilgiler ışığında, metalürjik işlemler neticesinde geriye kalan atık olarak adlandırılan cürufun içerdiği Sb'un geri kazanımı önem arz etmektedir. Bu çalışmada da, izabe tesisi cürufundan (%4,12 Sb) asit liçi ve elektrokazanım yöntemleri uygulanarak metalik Sb üretimi araştırılmıştır. Yapılan deneyler çalışmalarda; %91 verim ile cüruftan çözeltiye alınan Sb iyonlarının elektrokazanım yöntemleri ile nispeten yüksek bir verimde (%73) Sb metali olarak kazanımı sağlanmıştır. XRD analizi de bu sonuçları doğrulamıştır. SEM görüntüleri incelendiğinde, elde edilen katı taneciklerin dendritik ve yapraklı bir morfolojiye sahip olduğu görülmüştür.

Anahtar Kelimeler: Antimon, HCl liçi, elektrokazanım, Sb metali

ABSTRACT

In recent years, reports published by many countries, regional communities, and research institutes have identified that antimony (Sb) is one of the most critical raw material. In this context, the recovery of Sb contained in slag identified as a waste resulting from metallurgical processes has gained considerable importance. In this study, the production of metallic Sb from smelting slag (containing 4.12% Sb) was investigated through acid leaching and electrowinning processes. Experimental results indicated that Sb ions, leached from slag with an extraction efficiency of 91%, were subsequently recovered as metallic Sb via electrowinning with a relatively high yield of 73%. These findings were further confirmed by XRD analysis. SEM images revealed that the obtained solid particles exhibited dendritic and leaf-like morphologies.

Keywords: Antimony, HCl leaching, electrowinning, Sb metal

GİRİŞ

Antimon, 6.68 g/cm^3 özgül ağırlığa ve 630 °C erime noktasına sahip kırılgan, gümüş-beyaz, parlak ve günümüzde modern sanayileşmiş toplumlarda yaygın olarak kullanılan önemli bir metaldir. Antimon metali kendi başına kullanılamayacak kadar kolay kırılır ancak alaşımlara mukavemet, sertlik ve korozyona karşı di-

renç kazandırır (Miller, 1973). Kurşun asitli akümülatörler (otomobillerde yaygın olarak kullanılan türden) %4 – 6 oranında kurşunla alaşımlı antimon içerir ve antimonun korozyona karşı direnci, kurşun pil terminallerinin aslında kurşun-antimon alaşımından yapılmasının nedenidir. Çok yüksek saflıkta antimon metali (%99.99+ saf), yarı iletken endüstrisi tarafından ana bileşen olarak InSb, GaSb ve SbTe gibi bileşikler halinde silikon levhalarda kızılötesi dedektörler, diyotlar ve diğer cihazlar ve uygulamalar için kullanılmaktadır (Zhang vd., 2020). Antimon trioksit (Sb_2O_3) formundaki antimon, esas olarak yapıştırıcılarda, boyalarda, kağıtlarda, plastiklerde ve sızdırmazlık maddelerinde alev geciktirici olarak kullanılmaktadır. Sb_2O_3 ayrıca tipik olarak brom veya klor bazlı halojenli bileşiklerle kauçuk ve tekstil döşemelerde yangın geciktirici bir destek olarak kullanılır. Alev geciktiriciler için başlıca pazarlar arasında çocuk giyimi, uçak ve otomobil koltuk kılıfları ve yatak takımlarının yapımında kullanılan elektronikler, plastikler ve kumaşlar bulunur. Diğer antimon bileşikleri çeşitli kullanımlara sahiptir. Örneğin; cam, alaşım, fren balatası, Li ve Na-pil ve akü üretimi (Anderson, 2012; Mostashari ve Baie, 2008; Beutl vd., 2018; Öztürk vd., 2016).

Dünyada tanımlanmış antimon cevher yataklarının büyük bir kısmı Çin'de bulunmaktadır. Bunun yanı sıra Çin'e kıyasla az da olsa ABD, Bolivya, Kanada, Meksika, Rusya, Güney Afrika, Tacikistan ve Türkiye'de de antimon sahaları bulunmaktadır. Küresel ölçekte hazırlanan raporlar incelendiğinde antimon rezervlerinin büyük çoğunluğunun Çin'de bulunmasının ilerleyen yıllarda tedarik riski açısından ülkelerin problem yaşamasına neden olacağı görülmektedir.

Araştırma ve endüstriyel sektörlerde birçok kullanım alanına sahip olan antimon, Dünyada farklı ülkeler (Avustralya, Güney Kore, Kanada, Amerika Birleşik Devletleri ve Japonya), ülke toplulukları (Avrupa Birliği, AB), araştırma kurumları (Britanya Jeolojik Araştırmalar Kurumu) ve Dünya Bankası tarafından son yıllarda yayımlanan kritik hammadde raporlarında yer almaktadır. Bu raporlar incelendiğinde, antimon (Sb) metalinin sekiz listenin yedisinde tedarik riski – ekonomik değer açısından oldukça "önemli kritik hammaddelerden" biri olarak nitelendirildiği görülmektedir. Yeryüzündeki antimon rezervlerinin, dünyadaki mevcut üretim hızının devam etmesi durumunda 2050 yılında tükeneceği ön görülmektedir (Zhong vd., 2018). Bu durum kaynakların sürdürülebilir kullanımı açısından antimonun cevherler dışında izabe cürufları gibi ikincil kaynaklardan kazanımını kaçınılmaz kılmaktadır.

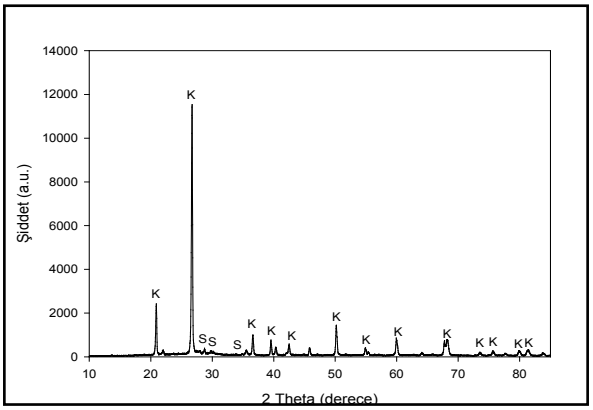
Bu çalışmada da ülkemizde izabe tesisinde yapılan üretim neticesinde açığa çıkan cüruftan antimon (Sb) kazanımı araştırılmıştır. HCl ile çözeltiye alınan yüklü liç çözeltisinden Sb'ın elektro-kazanım ile eldesi ortaya konmuştur.

Materyal

Bu çalışmada kullanılan cüruf numunesi (200 kg) Adana'da bulunan Anadolu Antimon A.Ş.'ne ait antimon izabe tesisinden temin edilmiştir. Çizelge 1'de izabe tesisinde açığa çıkan cürufun içerdiği majör ve minör element içerikleri görülmektedir. XRD ön tanımlamasına göre cüruf; ana hakim mineral olarak kuvars (SiO_2) mineralinden oluşurken, oldukça düşük miktarda stibiconite ($Sb_3O_6(OH)$) minerali de tespit edilmiştir (Şekil 1).

Çizelge 1. İzabe tesisinden elde edilen cürufun kimyasal içeriği

Ti	Al	Si	Cr	Cu	Fe
0,149	7,79	31,53	0,037	0,03	3,61
K	Mg	Mn	Ni	Sb	Ca
2,11	0,66	0,05	0,04	4,13	0,25



Şekil 1. Çalışmada kullanılan cüruf numunesine ait XRD pattern grafiği (K: kuvars, S: stibiconite)

MATERYAL VE YÖNTEM

Çalışma iki aşamadan oluşmaktadır. Birinci aşamada HCl asit liçi ile cürufun içerdiği değerli Sb'un çözeltiye alınması, ikinci aşamada da çözeltiye geçen Sb iyonlarının elektrokazanım ile katı formda kazanımıdır. Aşağıda detaylandırılmıştır.

HCl Liçi

İlk aşamada, kırma-öğütme-sınıflandırma işlemleri ile (d_{50} değeri 24.5 µm) numuneler liç işlemleri için hazırlanmıştır. Şekil 2'de görülen reaktör kullanılarak aşağıda verilen optimum liç testleri şartlarında yüklü liç çözeltisi elde edilmiştir (İbrahim vd., 2025).

- Tane boyutu: - 25 µm
- Karıştırma hızı: 300 dev/dk
- Katı/sıvı oranı : 1/10
- Sıcaklık: 75 °C
- Reaksiyon süresi: 3 saat
- Tartarik asit miktarı: 6 g/L

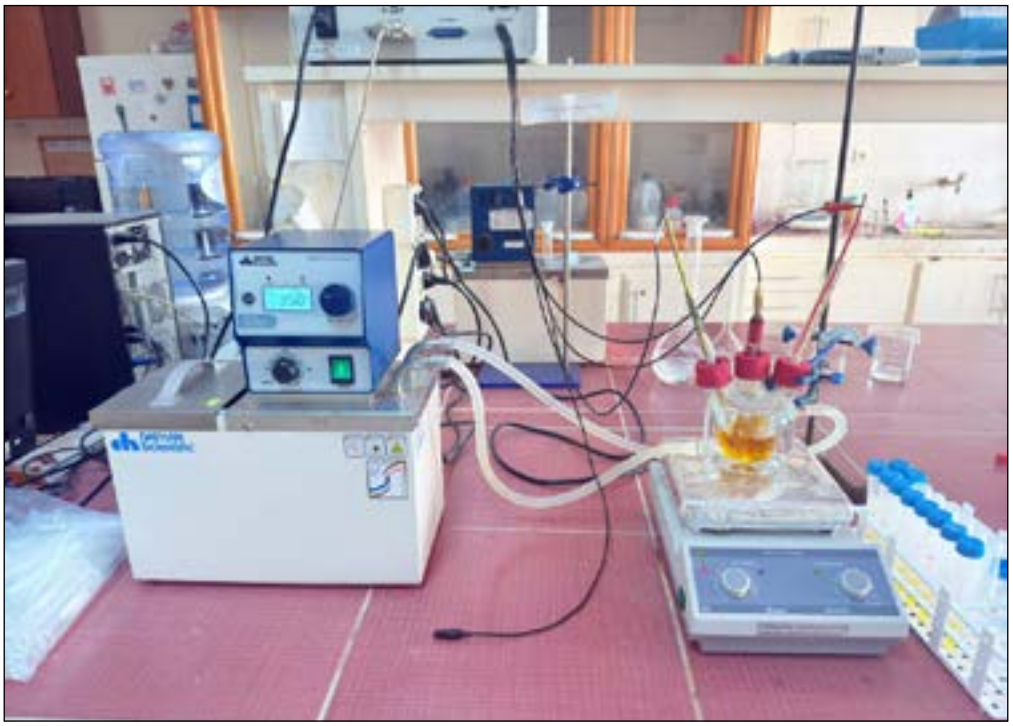


Şekil 2. stok çözelti hazırlamak için kullanılan deneysel düzenek

Literatürde yapılan çalışmalarda reaksiyonların hızlı bir şekilde gerçekleşebilmesi için ortam sıcaklığının yüksek olması gerekliliği vurgulanmıştır (Hu vd., 2007). Bu nedenle oldukça yüksek sıcaklıklarda liç işlemleri yapılacaktır.

Elektrokazanım Testleri

Elde edilen yüklü liç çözeltisinden Sb'un kazanımı için bir dizi elektrokazanım deneylerinin gerçekleştirilmesi planlanmıştır. Bu amaçla; yüklü liç çözeltisi üzerinde elektrokimyasal ölçümler üç elektrot tekniği kullanılarak elektrokimyasal analiz cihazında yapılmıştır. Çalışma ve karşı elektrotu olarak platin levha elektrotlar (yüzey alanı 2 cm^2) kullanılmıştır. Ag/AgCl (3M KCl) ise referans elektrot olarak kullanılmıştır. Platin elektrotun, hazırlanan çözeltide elektrokimyasal karakterizasyonu dönüşümlü voltametri tekniği kullanılarak yapılmıştır. Elektrokimyasal ölçümler, su banyosu kullanılarak farklı sıcaklıklarda (25, 35, 45, 55 °C) ve 500 rpm karıştırma hızında elde edilmiştir. Şekil 3' de elektrokimyasal ölçümün deney düzeneği verilmiştir.



Şekil 3. Elektrokimyasal ölçüm için kurulan deney düzeneği.

Dönüşümlü voltametri tekniği kullanılarak Pt elektrotun liç çözeltisindeki elektrokimyasal davranışının ortaya konmasının ardından, çözeltiden Sb kazanımında potansiyel (-0,36 V, -0,40 V), sıcaklık (oda sıcaklığı ve 45 °C) ve süre (15, 60 ve 120 dk) gibi parametrelerin etkisi araştırılmıştır. Her bir deney sonucunda, Atomik Absorpsiyon Spektrometre (AAS, Perkin Elmer 900H) cihazı ile çözelti içindeki Sb konsantrasyonu belirlenmiş ve aşağıdaki verilen Eşitlik 1 kullanılarak Sb kazanım verimleri de hesaplanmıştır.

$$R = 100 - (\frac{c \times v}{c_1 \times v_1} \times 100) \quad (1)$$

Burada, R; çöktürme verimi (%), c; t anında elektrokazanım işlemi neticesinde geriye kalan çözeltinin metal konsantrasyonu (mg/L), v; t anında elektrokazanım işlemi neticesinde çözeltinin son hacmi (mL), c_1; yüklü liç çözeltisinin elektrokazanım işlemi öncesinde başlangıç metal konsantrasyonu (mL), v_1; yüklü liç çözeltisinin başlangıç hacmi (mL)'dir.

Seçilen elektrokazanım ürünlerinin XRD desenleri çekilmek üzere stoklanmıştır. Elde edilen sonuçlar Highscore programı ile değerlendirilecektir. Polimorf özellikleri SEM analizi ile belirlenmiştir.

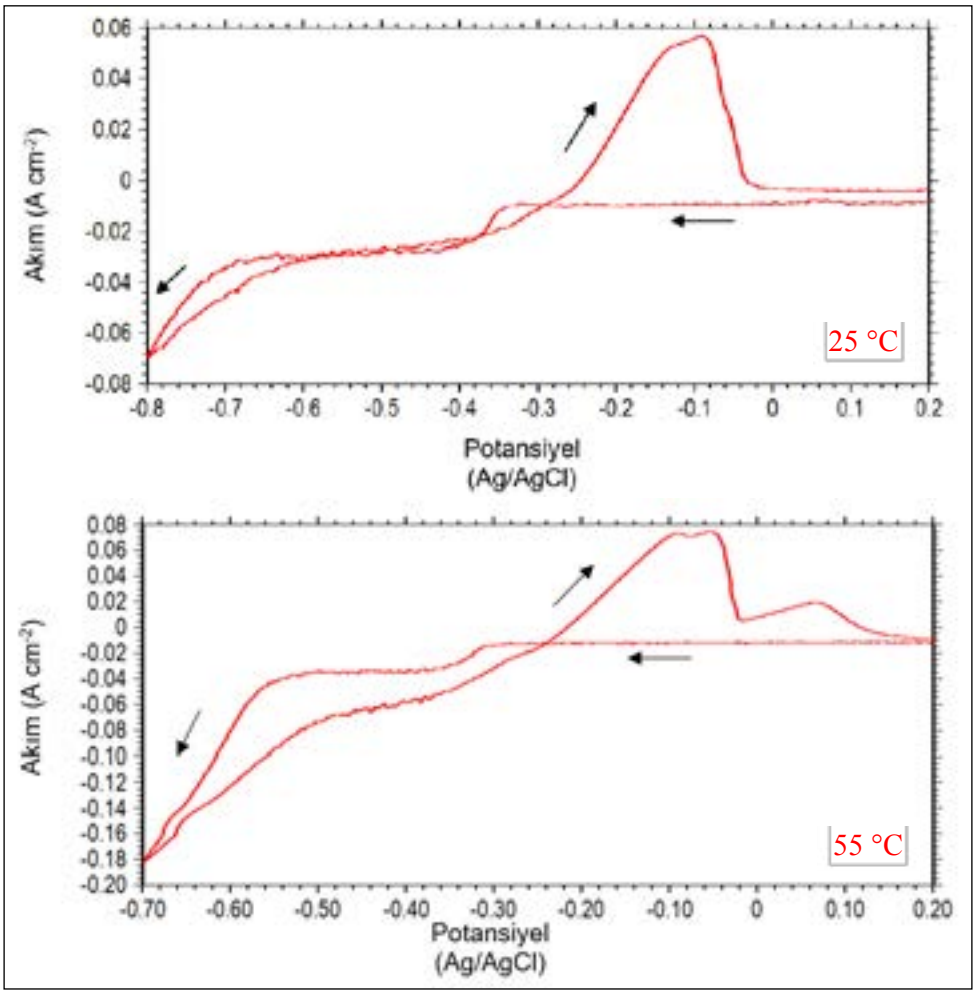
ARAŞTIRMA BULGULARI

Gerçekleştirilen liç deneylerinde cüruf numunesinden metallerin çözünme verimleri sırasıyla: Sb için %91, K için %91, Al için %83, Mn içini %50, Ca, Mg ve Fe için %99 olarak hesaplanmıştır. Elektrokazanım testlerinde kullanılmak üzere hazırlanan stok çözeltinin içeriği; 2,10 g/L Fe, 3,76 g/L Sb, 1,74 g/L Al, 1,31 g/L Ca, 0,50 g/L K, 0,5 g/L Mg ve 0,03 g/L Mn olarak belirlenmiştir. Şekil 4'de, Pt elektrotun 25 ve 55 °C' de +0,20 V / -0,80 V potansiyel aralığında 10 mV s^{-1} tarama hızında elde edilen dönüşümlü voltamogramı verilmiştir.

Pt elektrotun 25 °C' de +0,20 V / -0,80 V potansiyel aralığında 10 mV s^{-1} tarama hızında elde edilen dönüşümlü voltamogramı verilmiştir. Şekilden görüldüğü gibi ~ -0,34 V' a kadar akım değerleri sabit olarak devam etmiştir. Bu değerden itibaren ise akım değerlerinde görülebilir bir artış başlamıştır. Bu akım artışı, çözelti içinde bulunan Sb (III) iyonlarının Sb katısına indirgenmesine karşılık gelmektedir. Katodik yönde artan potansiyel değerleri ile birlikte, ~ -0,42 V' tan itibaren akım değerleri tekrar sabit kalmıştır. Potansiyel değerinin artması ile beraber ~ -0,68 V' tan itibaren akım değerleri yeniden önemli ölçüde artmaya başlamış ve -0,80 V' a kadar artmaya devam etmiştir. Bu akım artışı ise çözeltideki hidrojen iyonlarının, hidrojen gazına indirgenmesinin bir sonucudur. Ortamda bulunan Sb elementi, 8 M HCl asit içinde baskın olarak formunda olmaktadır. Bu sırada oluşan indirgenme tepkimeleri aşağıda verilmiştir.

$$SbCl_6^{3-} + 3e \rightarrow Sb + 6Cl^- \quad (2)$$

$$2H^+ + 2e \rightarrow H_2 \quad (3)$$



Şekil 4. 25 ve 55 °C' de Pt elektrotun, çözelti içinde 10 mV s^{-1} tarama hızında elde edilen dönüşümlü voltamogramı

Geri yöndeki tarama sırasında, ~ -0,24 V' da anodik akım artışının meydana geldiği, Şekil 2' den görülmektedir. Bununla birlikte, yayvan bir anodik pik görülmüştür. Oluşan bu anodik pik, Pt elektrot yüzeyinde birikmiş olan Sb katısının yeniden Sb (III) iyonlarına yükseltgenmesine karşılık gelmektedir. Artan potansiyelle birlikte, ~ -0,0 V' tan itibaren akım değerleri sabit bir şekilde devam etmektedir.

55 ^{o}C' de Pt elektrotun, +0,20 / -0,70 V potansiyel aralığında 10 mV s^{-1} tarama hızında alınan dönüşümlü voltamogramı Şekil 11' de verilmiştir. Akım değerlerinde ~ -0,31 V' a önemli bir değişimin olmadığı ve sabit kaldığı şekilden görülmektedir. Bu potansiyelden daha katodik potansiyellerde ise akım değerlerinde bir artış başlamıştır. Akım değerinde meydana gelen bu artış, çözeltide bulunan Sb (III) iyonlarının Sb katısına indirgenmesine karşılıktır. Potansiyel değerlerinin artmasıyla, ~ -0,36 V' tan itibaren akım değerleri yeniden sabit kalmaya devam etmiştir. ~ -0,55 V' tan itibaren ise çözeltideki hidrojen iyonlarının, hidrojen gazına indirgenmesine karşılık akım değerlerinde yeniden önemli bir artış oluşmuştur. İndirgenme tepkimeleri, eşitlik 1 ve 2' de sırasıyla görülmektedir. Geri yöndeki tarama sırasında, Sb katısının yeniden Sb (III) iyonlarına yükseltgenmesine karşılık ~ -0,22 V' da Pt elektrot yüzeyinde anodik yönde akım artışı ve geniş bir anodik pik oluşmuştur. Bununla beraber ~ -0,02 V' ta başlayan yeni bir anodik pik meydana gelmiştir. Ayrıca, elektrokazanım testlerinde yüklü liç çözeltisinden hidrojen gazının hangi potansiyelde oluşmaya başladığı ve bu potansiyel değerinin sıcaklıkla nasıl değiştiği incelenmiştir. 25 ^{o}C'de -0,68 V'tan ve 55 ^{o}C'de -0,55 V'tan itibaren hidrojen gazının meydana geldiği belirlenmiştir. Böylece, hidrojen gazının oluşmaya başlamadığı potansiyel değerlerinde Sb kazanımının yapılması amaçlanmıştır. Diğer yandan, Sb dışında liç çözeltinde yoğun olarak bulunan metal iyonlarının standart elektrot potansiyelleri aşağıdaki tabloda verilmiştir (Çizelge 2).

Çizelge 2. Standart elektrot potansiyelleri (V)

İndirgenme Yarı Reaksiyonu	Standart Elektrot Potansiyeli (V)
$Cu^{2+} + 2e \rightarrow Cu$	+0,34
$Ni^{2+} + 2e \rightarrow Ni$	-0,25
$Fe^{2+} + 2e \rightarrow Fe$	-0,44
$Cr^{3+} + 3e \rightarrow Cr$	-0,74
$Cr^{2+} + 2e \rightarrow Cr$	-0,91
$Mn^{2+} + 2e \rightarrow Mn$	-1,18
$Ti^{2+} + 2e \rightarrow Ti$	-1,63
$Al^{3+} + 3e \rightarrow Al$	-1,66
$Mg^{2+} + 2e \rightarrow Mg$	-2,36
$Na^{+} + e \rightarrow Na$	-2,71
$Ca^{2+} + e \rightarrow Ca$	-2,87
$K^{+} + e \rightarrow K$	-2,93

Elektrokimyasal dönüşüm sırasındaki aşırı gerilimler göz önüne alındığında, antimon iyonu ile birlikte safsızlıklardan sadece Cu^{2+} iyonunun metalik Cu'a indirgenmesi mümkündür. Yüklü liç çözeltisinde bakır derişiminin düşük olduğu düşünülmektedir. Bu nedenle elektrokazanım deneylerinde bakırın davranışı incelenmemiştir. Şekil 5, elektrokazanım testleri sırasında Pt üzerinde biriken Sb taneciklerine ait fotoğraflar görülmektedir. Bu deneylerde elde edilen sonuçlarda Çizelge 3'de verilmiştir.

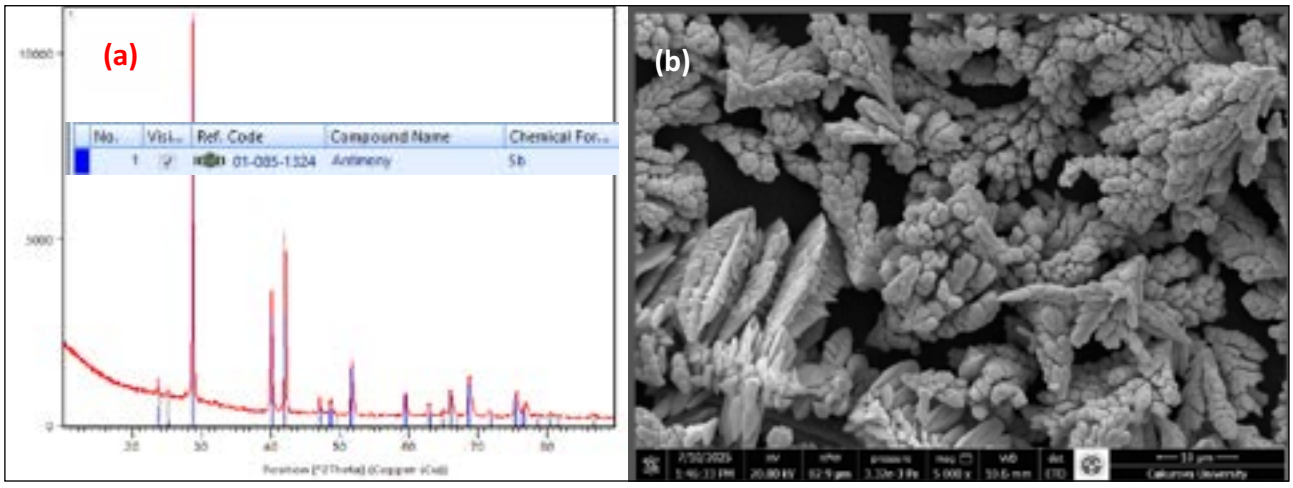


Şekil 5. Elektrokazanım deneyleri sırasında Pt elektrot üzerinde Sb toplandığını gösteren fotoğraflar

Çizelge 3. Elektrokazanım deneylerinde elde edilen sonuçlar

Deney No	Potansiyel	Sıcaklık	Süre	Sb Kazanım Verimi (%)
1	-0,36 V	25	120	22,94
2	-0,36 V	55	120	72,56
3	-0,40 V	25	60	63,58
4	-0,40 V	55	15	42,96

Çizelge 3'de verilen değerlere göre; potansiyel değerinin Sb kazanımında oldukça etken bir parametre olduğu, potansiyel değerinin artışına bağlı olarak oda sıcaklığında bile yapılan deneylerde daha kısa sürede daha yüksek Sb kazanma verimlerinin elde edildiği tespit edilmiştir. Şekil X'de elde edilen taneciklerin antimon (Sb) metali olduğu XRD tarafından da teyit edilmiştir. Oda sıcaklığında, -0.40 V potansiyelde elde edilen bu taneciklerin morfolojik yapısı da Şekil 6'da görülmektedir.



Şekil 6. Pt elektrot üzerinde biriken taneciklerin (a) XRD patterni, (b) SEM görüntüsü

SEM fotoğrafında görüldüğü üzere antimon (Sb) metalinin dallanmış, ağaç benzeri (dendritik) ve yapraklı bir morfolojiye sahiptir. Bu tip tozlar yüksek yüzey alanı ve çok sayıda aktif kenar/köşe yapısı içerdiğinden, reaktif yüzey etkileşimleri gereken alanlarda oldukça değerlidir. Literatürde bu özelliğe sahip Sb tanecikle-rinin batarya teknolojilerinde kullanılmak üzere yüksek kapasiteli anotlarda veya elektrokataliz alanlarında kullanıldığı belirtilmektedir.

SONUÇLAR

Bu çalışmada, pirometalurjik işlemler neticesinde elde edilen izabe tesisi cürufundaki değerli Sb'un HCl liçi ve elektrokazanım ile Sb metali şeklinde kazanımı araştırılmıştır. Cürufun içerdiği Sb'un oldukça yüksek sıcaklık ve asit konsantrasyonunda %91 verimle çözeltiye alınmıştır. Elektrokazanım yöntemi ile de çözeltiye alınan Sb iyonları da elektrokazanım %72,56 verimle Sb metaline dönüştürülmüştür.

TEŞEKKÜR

Bu çalışma, TÜBİTAK tarafından desteklenmiştir (Proje kodu: 123M062).

KAYNAKLAR

Anderson, C. G. 2012. "The metallurgy of antimony", Geochemistry, 72, 3-8.

Beutl, A., Henriques, D., Motalov, V., Cupid, D., Markus, T., and Flandorfer, H. 2018. "A thermodynamic investigation of the Li–Sb system", Journal of Thermal Analysis and Calorimetry, 131(3), 2673-2686.

Hu, Y., Zhang, H., and Yang, H. 2007. "Direct synthesis of Sb_2O_3 nanoparticles via hydrolysis-precipitation method", Journal of Alloys and Compounds, 428(1-2), 327-331.

Ibrahim, A. I. I., Aboelgamel, M., Soylu, K. K., Top, S., Kursunoglu, S., & Altiner, M. (2025). Production of high-grade antimony oxide from smelter slag via leaching and hydrolysis process. Separation and Purification Technology, 354, 129355.

Miller, M.H., 1973, Antimony, in Brobst, D.A., and Pratt, W.P., eds., United States mineral resources: U.S. Geological Survey Professional Paper 820, p. 45–50, accessed October 6, 2015, at http://pubs.er.usgs.gov/publication/pp820.

Mostashari, S., and Baie, S. 2008. "Thermogravimetry studies of cotton fabric's flame-retardancy by means of synergism of lithium bromide and antimony trioxide", Journal of thermal analysis and calorimetry, 94(1), 97-101.

Öztürk, E., Aksöz, S., Altıntas, Y., Keşlioğlu, K., and Maraşlı, N. 2016. "Experimental measurements of some thermophysical properties of solid CdSb intermetallic in the Sn–Cd–Sb ternary alloy", Journal of Thermal Analysis and Calorimetry, 126(3), 1059-1065.

Zhang, X., Friedrich, S., and Friedrich, B. 2020. "Separation behavior of arsenic and lead from antimony during vacuum distillation and zone refining", Journal of Materials Research and Technology, 9(3), 4386-4398.

Zhong, Dp., Li, L. and Tan, C. 2018. "Recovery of antimony from antimony-bearing dusts through reduction roasting process under CO—CO_2 mixture gas atmosphere after firstly oxidation roasted", J. Cent. South Univ. 25, 1904–1913.

INVESTIGATION OF THE EFFECT OF DIFFERENT CURRENTS ON CURRENT EFFICIENCY AND DEPOSIT QUALITY IN COBALT ELECTROWINNING PROCESS IN SULFATE MEDIUM

S. M. Hosseinabadi[1], A. M. Beygian[1], E. K. Alamdari[1,*]

[1] *Amirkabir University of Technology, Department of Materials and Metallurgical Engineering, Hafez Avenue, Tehran, Iran (*Corresponding Author: alamdari@aut.ac.ir)*
*(*alamdari@aut.ac.ir)*

ABSTRACT

This study examines cobalt electrowinning under three current regimes: direct current (DC), pulse current (PC), and pulse reverse current (PRC). All experiments were conducted at a current density of 300 A/m² and pH 5.0. The electrolyte contained 50 g/L Co^{2+}, 10 g/L boric acid, and 35 g/L sodium sulfate. In PRC, the reverse current density was 750 A/m². The processes were assessed for current efficiency, specific energy consumption, and deposit quality. PRC achieved the highest current efficiency (87.8%) and the lowest energy consumption (2.703 kWh/kg). The cobalt deposit obtained with PRC was light gray, flexible, and exhibited a fine-grained, compact, and uniform structure with minimal porosity. By contrast, DC and PC produced darker, brittle deposits with lower structural integrity, mainly due to uncontrolled hydrogen evolution. The periodic polarity reversal in PRC reduced concentration polarization and Co^{3+} accumulation in the electrolyte, improving both electrochemical performance and deposit morphology. These results indicate that pulse reverse electrowinning is a promising approach for producing high-purity cobalt with improved efficiency and superior surface characteristics.

Keywords: Cobalt electrowinning, pulse reverse current, current efficiency, deposit morphology

INTRODUCTION

Cobalt is a critical metal in modern industries due to its role in advanced technologies such as rechargeable batteries and superalloys. Owing to its unique properties, such as high thermal stability, excellent corrosion resistance, and strong magnetic characteristics, it is extensively utilized in the production of rechargeable batteries (particularly lithium-ion batteries), high-performance superalloys for jet engines and gas turbines, catalysts, and magnetic alloys. The majority of global cobalt production is obtained as a by-product of nickel and copper mining., especially in countries such as the Democratic Republic of the Congo, Zambia, Canada, and Australia, which together account for a substantial share of global cobalt production. Cobalt production is also of geopolitical significance, in addition to its technological and clean-energy applications. The concentration of cobalt resources in specific regions has created global industrial dependence on these sources. Therefore, ensuring a sustainable supply of cobalt is crucial for securing the global supply chain of emerging technologies and reducing reliance on geopolitically sensitive areas. (Roberts and Gunn, 2014; Cremona and Colombo, 2024).

It is projected that by 2030, global demand for cobalt will be twice the 2022 level, reaching approximately 400,000 metric tons. This surge is primarily driven by the rapid expansion of the electric vehicle (EV) sector. In

response to this rising demand, Global cobalt production has increased accordingly (Chandra et al., 2022). The production of cobalt metal is generally carried out through the electrowinning process, most commonly in a sulfate medium due to its favorable characteristics.(Das and Subbaiah, 1984; Das and Subbaiah, 1987; Lenthall and Bryson, 1997). To better elucidate the cobalt electrowinning process in a sulfate-based solution containing $CoSO_4$, it is essential to examine the electrochemical reactions occurring at each electrode.(Kargl-Simard et al., 2003; Sharma et al., 2005). At the cathode, divalent cobalt ions (Co^{2+}) are reduced to metallic cobalt (Co) by accepting two electrons, and the deposited cobalt accumulates on the cathode surface. In parallel, hydrogen ions (H^+) may also be reduced to hydrogen gas, which lowers current efficiency. The simultaneous evolution of H_2 alongside cobalt deposition decreases efficiency and increases specific energy consumption. At the anode, water oxidation occurs, producing oxygen gas, hydrogen ions (H^+), and electrons. The generation of hydrogen ions lowers the solution's pH, which is a major challenge in this electrowinning process. This pH shift promotes the preferential reduction of hydrogen ions over cobalt ions at the cathode, further decreasing current efficiency and reducing deposit quality.(Sharma et al., 2005). A secondary anodic reaction involves the oxidation of Co^{2+} to Co^{3+}, resulting in the precipitation of a black cobalt hydroxide species. In addition, a minor fraction of Co^{3+} ions may migrate to the cathode surface, adversely affecting the purity and coloration of the deposited metal.(Kargl-Simard et al., 2003; Sharma et al., 2005; Mafra Passos et al., 2023). According to the literature, the cobalt electrowinning process is typically carried out at a current density of 200–400 A/m², pH 4–5, and a temperature of 50–60 °C. Studies have examined the effects of various species in sulfate media and their optimization. Most investigations focused on optimizing the concentrations of Co^{2+} ions, boric acid, and sodium sulfate. The reported optimal concentrations are 50–60 g/L for cobalt ions, 5–30 g/L for boric acid, and 15–50 g/L for sodium sulfate. Two major challenges in this process are the competition between cobalt ions and hydrogen ions at the cathode, and the oxidation of Co^{2+} to Co^{3+} at the anode. Because the standard reduction potential of hydrogen is more favorable than that of cobalt under typical conditions, hydrogen evolution often dominates over cobalt deposition. This reduces current efficiency, increases energy consumption, and produces a non-uniform, porous, and brittle deposit containing impurities on the cathode surface. In addition, the excessive hydrogen evolution elevates the specific energy consumption of cobalt deposition, thereby raising the overall operational costs. The main objective of this study is to investigate the effects of different electrical current patterns, direct current (DC), pulsed current (PC), and pulsed reverse current (PRC), on the cobalt electrowinning process, with the goals of improving current efficiency, reducing specific energy consumption, and enhancing deposit quality. To the best of our knowledge, cobalt electrowinning using PRC in sulfate electrolytes has not been previously reported, thereby limiting direct benchmarking and highlighting the novelty of the present work.

EXPERIMENTAL

In the cobalt electrowinning process, a 250 mL Pyrex laboratory beaker was used as the electrochemical cell. The beaker was fitted with a lid containing three slots to hold the electrodes in place at a fixed inter-electrode distance of 1.5 cm, with the electrodes positioned directly opposite each other. A 5 × 5 cm stainless steel (316 grade) sheet, with an effective surface area of 25 cm², was employed as the cathode. Before each experiment, the cathode surface was degreased in a 5% NaOH solution. Lead alloy sheets of identical dimensions were used as the anodes. The electrolyte consisted of cobalt sulfate heptahydrate ($CoSO_4 \cdot 7H_2O$), boric acid (H_3BO_3), and sodium sulfate (Na_2SO_4), all of industrial grade. Based on preliminary experiments, the optimized concentrations were set at 50 g/L Co^{2+}, 10 g/L boric acid, and 35 g/L sodium sulfate. Deionized water was used to prepare the electrolyte solution. The current density was maintained at 300 A/m² in all experiments, as determined from preliminary studies to ensure efficient cobalt deposition while minimizing side reactions. The electrolyte pH was carefully controlled and kept constant at 5.0 to maintain electrochemical stability and consistency in deposition conditions. Cathodes were weighed before and after each experiment using a digital balance (model AND FX-300i), with a precision of three decimal places in grams. The power supply was a pulse generator (model SL20/30PRC, IPC Silicon Iran), capable of delivering 0–20 A and 0–30 V. Voltage and current values at the cathode were continuously recorded using a data acquisition device (ADAM-4017P), which can log up to eight independent channels per second. Data transfer to the computer was

performed through an ADAM-4561 interface. Temperature control during the experiments was achieved with a laboratory hot plate stirrer (ALPHA). All experiments were conducted in batch mode, each lasting 3 hours. After each run, the cathode was rinsed with deionized water and dried in an oven at 80 °C for 1 hour before reweighing. The actual cobalt mass was determined from the weight difference before and after deposition. The theoretical cobalt mass was calculated using Equation (1). Current efficiency was then calculated using Equation (2), and the specific energy consumption was determined using Equation (3).

$$\text{Theoretical Weight(g)} = \frac{M_w \cdot I \cdot t}{nF} \quad (1)$$

$$\text{Current Efficiency (\%)} = \frac{\text{Deposited Weight(g)}}{\text{Theoretical Weight(g)}} \times 100 \quad (2)$$

$$\text{Specific Energy Consumption(kWh/kg)} = c \times \frac{V}{CE} \quad (3)$$

where M_w is the molecular weight (g/mol), I is the electrical current (A), t is the time (s), n is the number of electrons, F is the Faraday constant (96,487 $C \cdot mol^{-1}$), c is the electric charge per kilogram of cobalt (0.90955 kAh/kg), V is the cathode-anode potential difference (V) and CE is the current efficiency, determined by Equation (6).

RESULTS AND DISCUSSION

Direct Current electrowinning (DC)

Figure 1 shows the cobalt deposit obtained under direct current (DC) electrowinning at a current density of 300 A/m² and pH 5.0. Under these conditions, the current efficiency was 85% and the specific energy consumption was 2.75 kWh/kg. The deposit exhibited a dark gray, matte appearance with a brittle texture. It adhered firmly to the cathode surface and could not be removed as a single coherent piece. The brittle nature and poor coherence of the deposit can be attributed to several factors. A primary cause is the simultaneous hydrogen evolution reaction (HER) at the cathode, which competes with cobalt ion reduction. Hydrogen bubble formation disrupts cobalt nucleation and growth, resulting in a porous, non-adherent structure. Localized pH increases near the cathode surface due to HER may also promote cobalt hydroxide precipitation or alter the cathodic environment, further degrading deposit quality. The strong adhesion of the deposit likely arises from intermetallic bonding or nucleation within surface micro-roughness, whereas its lack of ductility indicates fine-grained or dendritic growth, which is typically brittle. Moreover, the absence of additives or grain refiners in the electrolyte may have contributed to the poor morphology.



Figure 1. Appearance of the cobalt deposit obtained under direct current (DC) electrowinning at 300 A/m² and pH 5.0, showing gray color, brittle texture, and strong adhesion to the cathode surface.

Pulse Current electrowinning (PC)

In pulse current (PC) electrowinning, the applied current is periodically switched on and off in a controlled cycle, defined by the on-time (T_{on}) and off-time (T_{off}). During T_{on}, current is applied and metal ions are reduced at the cathode, while during T_{off}, no current flows, allowing ions to diffuse back into the bulk electrolyte and re-establish the concentration gradient. This mechanism mitigates concentration polarization, which otherwise limits deposition efficiency. In this study, a pulse regime of T_{on} = 99 s and T_{off} = 1 s was employed, optimized through preliminary experiments to ensure stable operation and minimize defects in the deposited layer. Although pulse techniques are widely used in the electroplating industry to enhance coating quality, their application in metal recovery and electrowinning remains relatively underexplored. The cobalt deposition behavior under PC conditions was compared with direct current (DC) operation. As shown in Figure 2, cobalt deposits obtained under PC exhibited lower current efficiency (82%) and higher specific energy consumption (2.88 kWh/kg) compared with DC (85% and 2.75 kWh/kg, respectively). While the pulse regime reduced concentration polarization by introducing brief diffusion intervals during T_{off}, it also promoted the accumulation of hydrogen ions in the boundary layer. The elevated local H^+ concentration, combined with the faster kinetics of hydrogen reduction compared to cobalt reduction, intensified the hydrogen evolution reaction (HER). As a result, PC operation led to reduced current efficiency and increased energy consumption relative to DC. The tearing observed in the cobalt deposit in Figure 2 is likely caused by internal stresses generated during deposition. These stresses arise from hydrogen entrapment at grain boundaries and within the crystal lattice, leading to embrittlement and reduced mechanical integrity.



Figure 2. Cobalt deposit obtained under pulse current electrowinning at 300 A/m² and pH 5.0, using T_{on} = 99 s and T_{off} = 1 s; the deposit shows improved peelability and smoother surface, with visible perforations due to localized hydrogen evolution.

Local pH changes near the cathode may also promote cobalt hydroxide formation, further weakening the structure. The visible perforations and cracks indicate that gas evolution and uneven deposition played a major role in initiating rupture. Two dark circular spots on the surface represent gas ejection points where accumulated hydrogen pierced the deposit during evolution. Moreover, the intermittent nature of the current in pulse electrowinning reduces the oxidation kinetics of Co^{2+} to Co^{3+} at the anode. This slower oxidation leads to less formation of black cobalt oxide deposits on the anode surface and at the bottom of the cell, compared with DC operation, where continuous current promotes more extensive side reactions and precipitation. Thus, pulse current electrowinning can minimize undesirable anodic by-products, contributing to cleaner cell operation. Overall, these observations highlight a trade-off in pulse current operation: while it reduces concentration polarization and facilitates deposit detachment, it also promotes side reactions such as HER and alters anode reaction pathways. Careful optimization of pulse parameters is therefore essential to maximize cobalt recovery while limiting unwanted side effects.

Pulse Reverse Current electrowinning (PRC)

In pulse reverse electrowinning, the applied current alternates between forward (cathodic) and reverse (anodic) directions within a defined cycle. The forward pulse ($T_{forward}$) promotes cobalt ion reduction and deposition at the cathode, whereas the reverse pulse ($T_{reverse}$) briefly reverses polarity to dissolve loosely bound particles, refine the deposit structure, and suppress dendritic growth. In this study, a pulse reverse regime with T_f = 99 s and T_r = 1 s was employed. The forward current density was maintained at 300 A/m², while the reverse current density was set at 750 A/m². This ratio was determined through preliminary trials to achieve high current efficiency and improved deposit quality. As shown in Figure 3, the process yielded a current efficiency of 87.8% and a specific energy consumption of 2.703 kWh/kg, indicating efficient deposition under these conditions. The resulting cobalt deposit exhibited a light gray, bright, and uniform appearance, with no defects such as pinholes, cracks, or pitting. These are typically associated with hydrogen evolution. This suggests a stable electrochemical environment during deposition, consistent with the measured performance. Moreover, during current reversal, cobalt ions deposited on the cathode are re-dissolved as Co^{2+}, while Co^{3+} ions formed at the anode are reduced back to Co^{2+}, further stabilizing the system.



(a) (b) (c)

Figure 3. Cobalt deposit obtained under pulse reverse electrowinning conditions:
(a) cobalt layer adhered to the cathode surface; (b) detached cobalt deposit after removal;
(c) backside of the cobalt deposit showing the interface previously in contact with the cathode.

Comparison of Current Efficiency and Specific Energy Consumption

Figure 4 illustrates the variation of current efficiency (CE) and specific energy consumption (SEC) under different current modes (DC, PC, and PRC). As shown, the PC mode exhibits the lowest current efficiency (82%) and the highest specific energy consumption (2.88 kWh/kg), indicating an unfavorable performance compared to DC and PRC. In contrast, the PRC mode provides the highest current efficiency (87.8%) while simultaneously achieving the lowest specific energy consumption (2.70 kWh/kg). These results demonstrate the superiority of PRC over the other current modes, as it not only enhances deposition efficiency but also reduces the energy requirements of the cobalt electrowinning process.

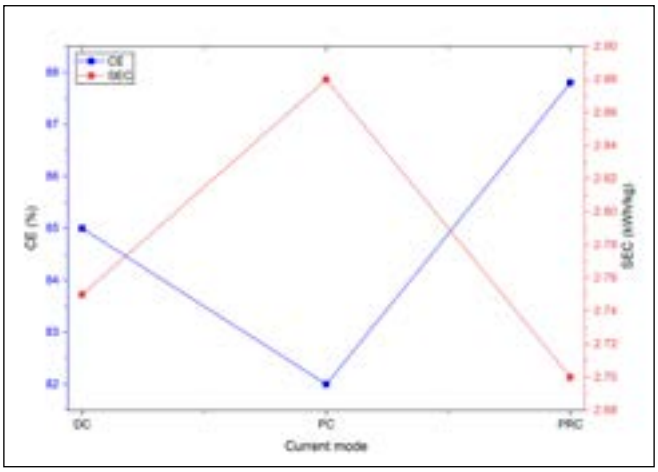


Figure 4. Comparative performance of cobalt electrowinning under different current regimes.

3.5. Surface morphology

The effects of different current modes on current efficiency and energy consumption were also reflected in the surface morphologies of the cobalt deposits. Figure 5 shows SEM images of cobalt metal deposited from acidic sulfate solutions. Figure 5(a) illustrates the surface morphology of cobalt obtained under direct current (DC) electrowinning. The deposit exhibits a coarse, irregular layered structure with notable surface roughness. The flakes appear randomly oriented and non-uniform in size, indicative of uncontrolled nucleation and growth, likely influenced by continuous hydrogen evolution at the cathode surface. Such morphology is typically associated with reduced mechanical integrity and increased brittleness due to trapped hydrogen and stress concentration points between uneven grains. Figure 5(b) presents the morphology of the cobalt layer produced under pulse current (PC) conditions.

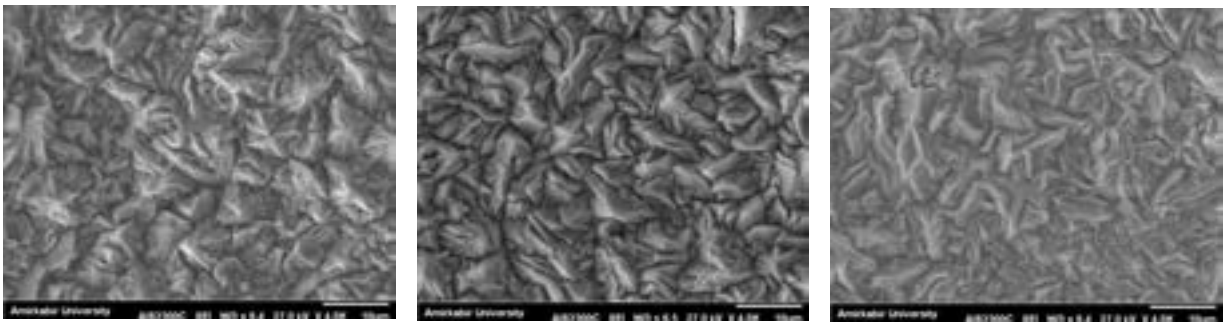


Figure 5. SEM images of cobalt deposits obtained under different electrowinning modes at current density of 300 A/m² and pH 5.0: (a) direct current (DC), (b) pulse current (PC), and (c) pulse reverse current (PRC).

The microstructure under PC conditions displays coarser and less compact grains compared with the PRC sample, with a rougher surface and sharper, more angular grain edges. This morphology suggests partial redissolution during the off-time of the pulse current cycle, which may have disrupted uniform layer formation. Moreover, several localized features at grain boundaries resemble hydrogen evolution sites, indicating gas entrapment during growth. These sites likely contributed to the development of residual stresses, leading to brittleness and reduced mechanical stability of the cobalt deposit.

Figure 5(c) illustrates the microstructure of the cobalt deposit obtained under PRC conditions. The deposit exhibits a more uniform and compact morphology with finer grain size compared to the other modes. The surface appears smoother with lower roughness, and the grain boundaries are less pronounced and more interconnected. This improvement is likely due to the periodic reversal of current, which dissolves loosely bound or overgrown crystallites and reduces hydrogen accumulation at the cathode surface. The absence, or at

least a significant reduction, of hydrogen evolution sites at grain boundaries minimized internal stress development, resulting in a denser and more mechanically stable deposit. The refined grain structure and the lack of visible pits or cracks indicate that PRC promotes more controlled nucleation and growth, ultimately producing a higher-quality cobalt coating.

CONCLUSIONS

PRC outperformed both DC and PC in terms of deposit morphology, current efficiency, and mechanical integrity.

PRC produced finer, more uniform grains with lower surface roughness and minimal hydrogen-induced defects.

DC and PC resulted in coarser, less stable deposits characterized by internal stress and gas entrapment.

Overall, PRC is confirmed to be a more effective and reliable method for producing high-quality cobalt coatings.

REFERENCES

Chandra, M., D. Yu, Q. Tian and X. Guo (2022). "Recovery of cobalt from secondary resources: a comprehensive review." Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review 43(6): 679-700.

Cremona, A. and C. Colombo (2024). "COBALT PERSPECTIVES."

Das, S. and T. Subbaiah (1984). "Electrowinning of cobalt I. Winning from pure cobalt sulphate bath." Hydrometallurgy 12(3): 317-333.

Das, S. and T. Subbaiah (1987). "Electrowinning of cobalt from a sulphate bath containing H3BO3 and NaF." Journal of applied electrochemistry 17(4): 675-683.

Kargl-Simard, C., J. Huang and A. Alfantazi (2003). "Electrical conductivity and density of CoSO4/H2SO4 solutions in the range of modern cobalt electrowinning electrolytes." Minerals engineering 16(6): 529-535.

Lenthall, K. and A. Bryson (1997). "The electrowinning of cobalt from sulphate solutions." Aqueous Electrotechnologies: Progress in Theory and Practice: 305-320.

Mafra Passos, F. A. C., I. Daniel dos Santos and A. J. B. Dutra (2023). "Statistical study of the influence of some variables on cobalt electrowinning." Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review 44(7): 481-491.

Patnaik, P., S. K. Padhy, B. C. Tripathy, I. N. Bhattacharya and R. K. Paramguru (2015). "Electrodeposition of cobalt from aqueous sulphate solutions in the presence of tetra ethyl ammonium bromide." Transactions of Nonferrous Metals Society of China 25(6): 2047-2053.

Roberts, S. and G. Gunn (2014). "Cobalt." Critical metals handbook: 122-149.

Sharma, I., P. Alex, A. Bidaye and A. Suri (2005). "Electrowinning of cobalt from sulphate solutions." Hydrometallurgy 80(1-2): 132-138.

SIMULATION OF COPPER ION AND IMPURITY BAHAVIOR IN COPPER ELECTROREFINING CELL

M. Zolfaghari[1], A. Alamdari[2]

Amirkabir University of Technology, Department of Materials Science and Engineering, Tehran, Iran

ABSTRACT

A two-dimensional numerical model was developed using COMSOL Multiphysics to simulate the copper electrorefining process, with emphasis on the impact of anode impurities such as nickel on process performance. The model integrates the Nernst–Planck and Navier–Stokes equations to evaluate ion transport, fluid flow, and electrochemical reactions at electrode interfaces. Simulation results revealed that copper ion concentration peaked at 1.2×10^2 mol/m³ near the anode and decreased to below 2×10^2 mol/m³ near the cathode, with a reduction of 1.2×10^2 mol/m³ after 40,000 seconds—closely matching experimental data. Additionally, nickel impurities accumulated at the cathode, reaching 9.3047×10^{-8} mol/m³ on the surface and 5.584×10^{-4} mol/m³ in the surrounding electrolyte after 35,500 seconds, indicating a potential decline in cathodic purity. The study demonstrates that controlling current density and managing impurity concentrations can significantly improve refining efficiency and reduce energy losses. These results contribute to a deeper understanding of impurity dynamics and offer practical guidance for optimizing industrial-scale electrorefining operations in line with sustainability and circular economy objectives.

Keywords:Copper electrorefining, COMSOL multiphysics, mass Transport, impurty, numerical modeling

INTRODUCTION

The increasing global demand for high-purity copper, particularly for use in advanced electrical and electronic components, has placed renewed emphasis on the optimization of the copper electrorefining (ER) process. Electrorefining processes are fundamental to achieving high-purity copper, as they facilitate the effective removal of impurities. This function becomes particularly critical under conditions of elevated current densities and optimized electrolyte flow, which collectively enhance the operational efficiency and the quality of the final refined product[1] [2].

Recently, researchers studied key operational parameters, such as current density, fluid flow, concentration distribution and electrode geometry as they directly influence copper ion transport, deposition to cathode and impurity behavior within electrolytic cells[3]. Understanding optimize value of this parameter makes the process economically beneficial given the high costs and energy demands associated with traditional electrorefining cells[4][5].

One of the major challenges affecting all operational parameters in the electrorefining process is the presence of various impurities, either in the form of slime particles or dissolved multivalent ions .Impurity particles such as lead, arsenic, bismuth, antimony, and silver, can exist in both ionic and particulate forms. Moreover, some impurities such as iron and nickel may co-deposit with copper on the cathode surface, thereby reducing

the final purity of the refined copper. Consequently, investigating the behavior of such impurities within the copper electrorefining process becomes particularly important for ensuring product quality and process optimization.

To better understand the behavior of impurities during copper electrorefining, recent studies have turned to numerical simulation and modeling approaches using computational fluid dynamics (CFD)[3][6][7] and multiphysics platforms such as COMSOL Multiphysics[8][9][10]. These tools allow for the integration of electrochemical kinetics, ion mass transport, hydrodynamics, and particle motion into unified, multidimensional models. Simulations can replicate laboratory-scale and industrial-scale cell behavior with high fidelity, and enable virtual experimentation to predict how process parameters influence impurity transport and deposition.

Another critical aspect explored in simulation studies is the spatial and temporal evolution of cupric ion concentrations. Cupric ions are the primary species responsible for electrochemical deposition. Their transport and depletion near electrode surfaces can create concentration gradients that drive natural convection, thus affecting impurity particle paths. Models based on the Nernst–Planck equation and electroneutrality assumptions have been utilized to resolve variations in different parameters and their corresponding optimal values[10].

This study aims to further contribute to this field by investigating the coupled behavior of copper ions and impurity particles in an electrorefining cell using a COMSOL-based model. Particular attention is given to how variations in flow rate, temperature, and current density influence the transport and deposition of impurities, with the goal of offering actionable recommendations for industrial practice.

METHODOLOGY

Model Description

Cu electrorefining process is by nature complex. It is a combination of various processes: Electrochemical processes, mass transport, and two-phase flow which is exhibit a high degree of interaction [11][12].In this study, a two-dimensional multiphysics model was developed using COMSOL Multiphysics to simulate the coupled transport behavior of copper ions and impurity particles within a copper electrorefining cell.

The model integrates modules for electrodeposition, laminar fluid flow, and current distribution to provide a comprehensive representation of what happening during the process. The geometry, governing equations, boundary conditions, and material properties were defined to closely replicate practical industrial conditions.

Governing Equations

The simulation of the copper electrorefining process was based on the coupling of electrochemical transport, fluid dynamics, and particle motion phenomena.The Nernst-Planck equation was employed to account for mass transfer in the electrolyte, and the Butler-Volmer equation was used to model electrochemical reactions at the electrodes. Governing equations for current density and species concentration were derived based on Faraday's law, along with boundary conditions adapted from previous work on impurity particle behavior in copper electrorefining.

As mentioned before, electrochemical behavior in the cell is governed by the Nernst-Planck equation to account for ionic transport, incorporating terms for diffusion, migration, and convection[13]:

$$N_i = z_i u_i F c_i \nabla \phi_l - D_i \nabla c_i + c_i v \quad (1)$$

Where N_i is Flux of species *i*, z_i is the Charge number of species *i*, u_i is the Mobility of species *i*, F is the Faraday's constant, c_i is the Concentration of species *i*, Di is the Diffusivity of species *i*, $\nabla\phi_l$ is the Electric field gradient and v is the Velocity vector of the fluid.

For conservation of mass without homogeneous reactions in the electrolyte[3]:

$$\frac{\partial \mathrm{t}}{\partial \mathrm{c}_i} + \nabla \cdot N_i = 0 \tag{2}$$

Assuming electroneutrality in the electrolyte ($\sum z_i \boldsymbol{c_i} = \mathbf{0}$), the current density in the electrolyte is given by:

$$i_l = F_i \sum z_i D_i \nabla c - F_i^2 \nabla \phi_l \sum z_i^2 u_i c \tag{3}$$

The local current density at the electrode–electrolyte interface is governed by the concentration-dependent Butler–Volmer equation[14]:

$$i_{loc} = i_0 \left(\frac{C_{R,S}}{C_{R,B}} \exp\left(\frac{a_a z F \eta}{RT}\right) - \frac{C_{O,S}}{C_{O,B}} \exp\left(-\frac{a_c z F \eta}{RT}\right)\right) \tag{4}$$

Where i0 is the Exchange current density, aa and ac is the Anodic and cathodic transfer coefficients, η is the over potential, CR,S and CR,B, is the Surface and bulk concentrations of reductant, CO,S and CO,B is the Surface and bulk concentrations of oxidant, R is the Gas constant and T is the Temperature.

Model Geometry

In this study, a two-dimensional model of an electrolytic cell is developed to simulate the copper electrorefining process. The model consists of a single cathode(0.015 m width × 0.05 m height) positioned between two anodes (0.003 m width × 0.05 m height), located in the middle of the cell as illustrated in Fig.1. This cell is 0.1 m in width and 0.075 m in height. The inter-electrode gap, defined as the distance between the active surfaces of the electrodes, is set to 0.0335 m. One inflow and outflow cylinder are linked to the cell. This electrode arrangement represents a segment of a larger industrial-scale electrolytic cell, which typically comprises multiple pairs of electrodes arranged in parallel.

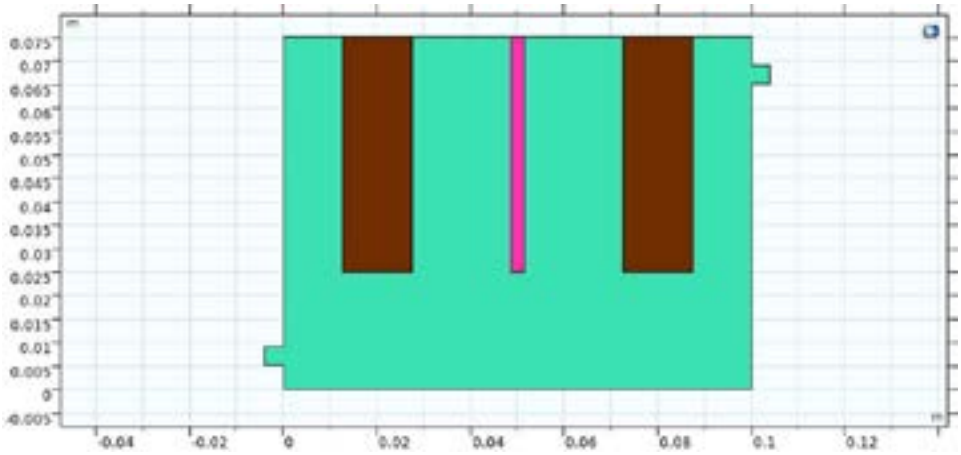


Fig1. The geometry of the electrorefining cell in the model.

Boundary condition

Table1. introduce main parameters and boundary conditions applied in the simulations. Electrochemical reactions were confined to the front surfaces of both the anode and cathode, where copper dissolution and deposition occur, respectively. The anodic reaction was defined as ($Cu(s) \rightarrow Cu^{2+}(aq) + 2e^-$), , while the cathodic reaction was modeled as ($Cu^{2+}(aq) + 2e^- \rightarrow Cu(s)$). The insulation boundary condition was applied to all surfaces except the electrode faces, ensuring that no current flows across these boundaries, mathematically defined as $-n_i=0$, where n is the unit normal vector and i is the current density. Similarly, a no-flux boundary condition was imposed on all faces except the electrode, inlet, and outlet surfaces, described by $-n.N_i=0$, indicating that there is no net flux of ionic species i across those boundaries.

Table 1. Main parameters and boundary conditions

Description	Value	Description	Value
System temperature	333 K	Cathode symmetry factor	0.5
Exchange current density for reference conditions	275 A/m²	Diffusivity, species Cu	7.33E-10 m²/s
Anode potential	0.337 V	Diffusivity, species SO4	1.07E-9 m²/s
Cathode potential	-0.337 V	Concentration, SO_4	1937 mol/m³
Anode symmetry factor	1.5	Initial concentration, Cu	708 mol/m³
Diffusivity, impurity species	2E-9 m²/s	Initial concentration, impurity	0.168 mol/m³

Mesh setting

The domain of two-dimensional(2D) electrorefining cell was discretized into free triangular mesh elements(shown in fig 3a), which is equivalent to a tetrahedral mesh in 3D. The triangular mesh elements in the cell domain have been calibrated with a maximum element size of 0.004 m and a minimum element size of 1.35E-5 m, achieving a fine balance between computational efficiency and accuracy.

Boundary elements were generated on the geometrical faces, refining the mesh particularly along critical areas such as the anode and cathode. The element growth rate was set to 1.25, while a curvature factor of 0.25 was applied to improve the mesh quality along curved surfaces. There are eight boundary layers over the anode and cathode faces as shown in Figure 2b. for the first boundary layer, the layer thickness is 0.0001 m and increases by 20% after then.This configuration provides enhanced accuracy for simulating electrochemical processes within the cell.

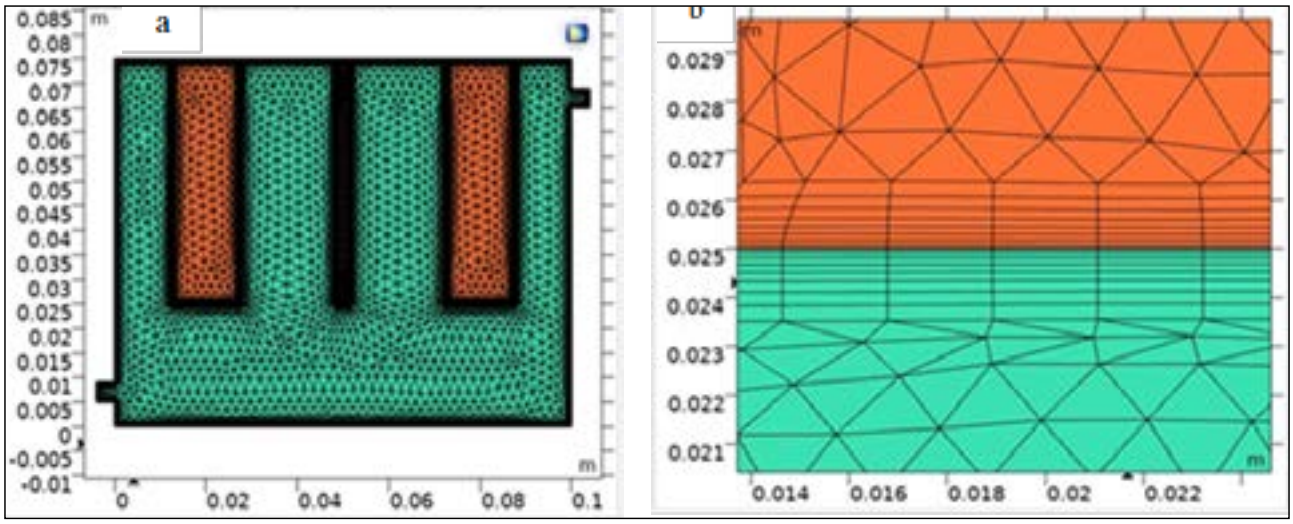


Fig3.(a) Meshes of the two dimensional copper electrorefining cell used for the model
(b) and boundary layer meshes over the anode face

RESULTS AND DISCUSIION

Concentration distribution

Controlling the movement of different species like cupric ions, sulfate ions,hydrogen ions and impurity ions during copper electrorefining is critically important.The electrodeposition, fluid flow, and impurity particle transportation processes were simulated in this model and the following results were obtained.

Two different approaches were used for investigating copper ions and nickel impurity ions behavior in the electrorefining cell,(1) Copper bahavior without considering impurities in the cell,(2) dissolved impurities bahavior and the effect on the process in presence of Cooper ions and hydrogen side reaction near cathode.

Copper bahavior in the absence of impurities

The copper concentration distribution in the cell and the associated copper concentration profile between the electrodes at time dependent study under 25◦C,and 275 A/m^2 after t=40000s are shown in Figure 4a. Copper ions dissolve from the anode, diffuse into the electrolyte, and move toward the cathode through convection, where they are consumed and deposited. High concentrations near the anode (red and orange) indicate copper dissolution, while lower concentrations near the cathode (yellow to blue) result from ion consumption and deposition.

Fig 4b shows cupric ion distribution on a cut line which is plotted The cathode and anode surface at y/L = 0.05m where L is the distance from top of the cell. Analysis of the results along this cut line reveals that the electrochemical deposition of copper onto the cathode surface leads to a depletion of cupric ion concentration near the cathode, while simultaneously causing an increase at the anode. This significant change indicates the system has reached a steady state, implying that the concentration gradients are consistent with the behavior predicted by Fick's second law().

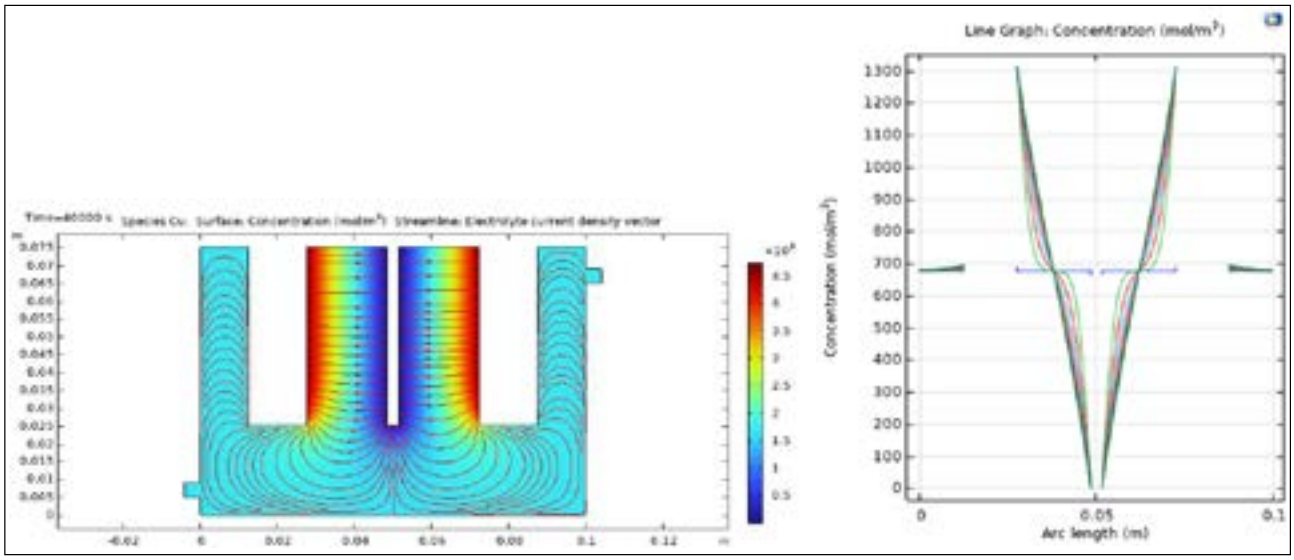


Fig4. copper concentration distribution in a)Electrorefining cell,
b)2D cut line on the surface of anode and cathode

Copper bahavior in the presence of impurities

The reactions associated with impurities in the copper electrorefining process and their impact on process efficiency are discussed. Additionally, the hydrogen side reaction near the cathode, which can alter the results, was also considered in this simulation.The reactions of copper and dissolved impurities in the electrolyte were

defined at both the anode and cathode surfaces, and the hydrogen side reaction near the cathode was modeled as a gaseous reaction, not affecting the cathode surface. Given that the impurity concentration is negligible compared to copper, but it may still react at the cathode, the simulations were extended over long periods (up to 1 days).

As shown in Fig 5a, the reaction rate initially increases due to the steep concentration gradient, which is the primary factor for ion transport, and then decreases over time. As seen in Figure 5b, the impurity dissolution rate follows a pattern similar to copper; however, only a very small amount of it has deposited on the cathode, making it indistinguishable in the figure.

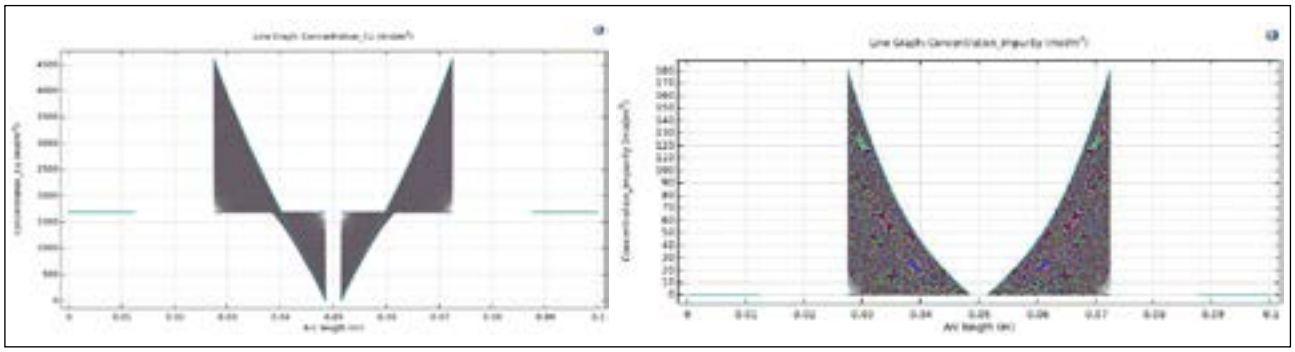


Fig5. The temporal variations in copper and impurity concentration along the 2D cut line over a day.

To further analyze the amount of copper and impurities that reacted, dissolved in the electrolyte, and deposited on the cathode, simulation results were examined at t = 36,000 seconds. Fig.6 presents a logarithmic graph of the total copper and impurity concentrations dissolved from the anode and added to the cathode, with the absolute value of copper dissolved from the anode plotted.

Over time, a vertical gap appears between the copper and impurity concentrations and the amount deposited on the cathode. This discrepancy represents the copper and impurities that have dissolved from the anode but have not deposited on the cathode. This phenomenon can occur for two reasons: first, the gradual reduction in the concentration gradient, which is a key factor for ion transport, and second, the influence of dissolved impurity in the process that may deposited on the cathode instead of Cu.

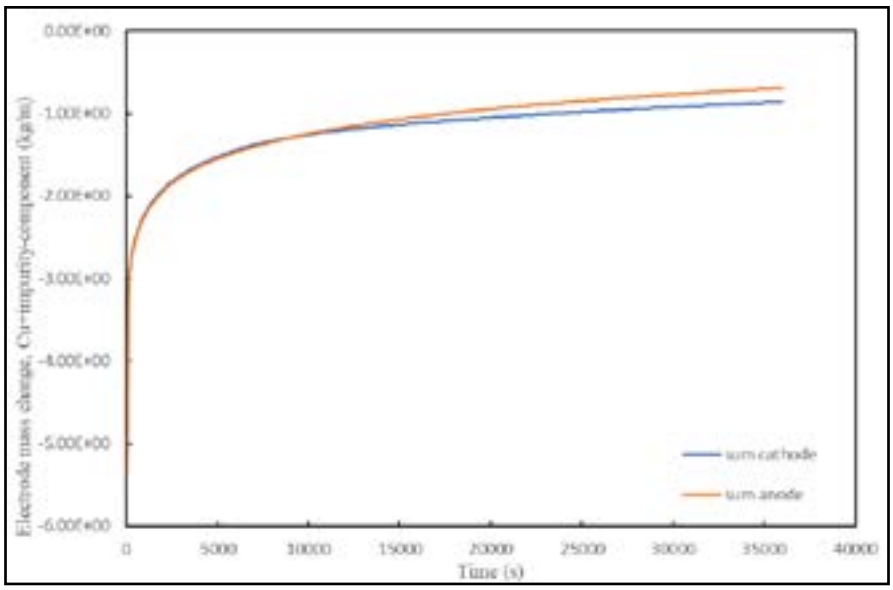


Fig6. copper and impurity concentrations changes across the entire cell surface

Validation

To validate the simulation results, the experimental data from Liu et al[13]. were compared with the simulation results shown in Figure 8. Liu et al[13] investigated the weight changes of electrodes over time (t=600s) in the presence of impurities. As shown in Figure 8, the red bars represent the experimental results from Liu et al.[13] at anode and cathode which is indicate good agreement with the simulation results (blue bars). This indicates that the simulation results closely match the experimental data, confirming the reliability and acceptability of the model.

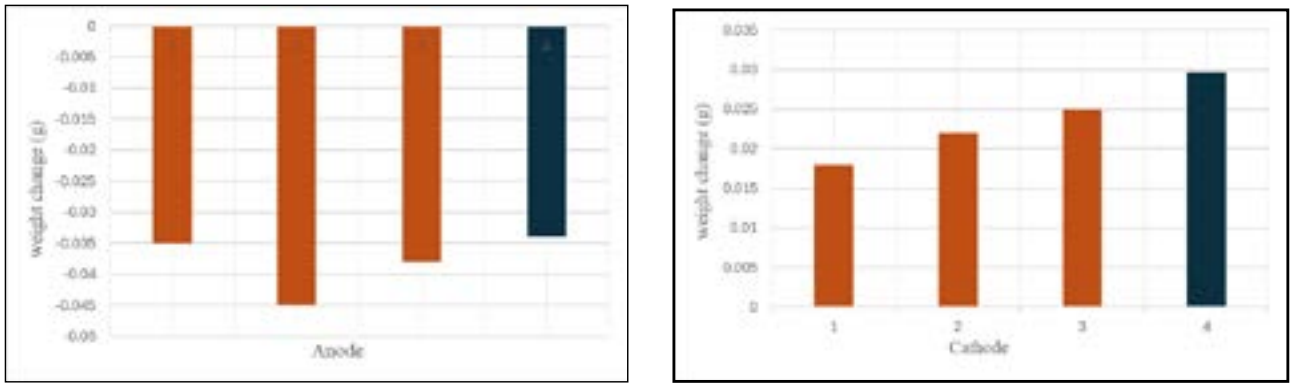


Fig8. Comparison of the electrode weight change between the experiments and simulation.

CONCLUSIONS

In order to understand the influence of dissolved impurity in an electrorefining cell, a transient two-dimensional coupled numerical model was established. Ion transport in the bulk of the electrolyte described with the PNP equations, while the kinetics of the electrochemical reaction was represented by the BV formulation. The solutions to the above equations were implemented by the finite volume method. The comparison between the measured and simulated data indicates that the numerical model can predicate ion transport in the presence of dissolved impurities with acceptable accuracy.

This study aims to optimize the copper electrorefining process by simulating the behavior of copper ions and the impact of dissolved impurities on process efficiency. Simulation results highlight the significant negative effects of dissolved impurities on both quality and current efficiency. The models analyze the influence of boundary conditions, temperature, and electrolyte flow, offering insights for enhancing industrial process performance.

The findings can aid in the design of more efficient copper refining systems by predicting impurity deposition on the cathode over time and estimating the duration for impurity concentration to reach critical levels, ultimately improving energy efficiency.

REFERENCES

[1] W. Zeng, S. Wang, and M. L. Free, “Two-Phase Flow Modeling of Copper Electrorefining Involving Impurity Particles,” *J. Electrochem. Soc.*, vol. 164, no. 9, pp. E233–E241, 2017, doi: 10.1149/2.0401709jes.

[2] Sudarta, *extractive metallurgy of copper*, vol. 16, no. 1. 2022.

[3] H. Hemmati, A. Mohebbi, A. Soltani, and S. Daneshpajouh, “CFD modeling of the electrolyte flow in the copper electrorefining cell of Sarcheshmeh copper complex,” *Hydrometallurgy*, vol. 139, pp. 54–63, 2013, doi: 10.1016/j.hydromet.2013.07.007.

[4] Y. Dong, J. Xu, and G. Yue, “Speciation study of the aqueous Fe-Cu-As-Sb-Bi-H2SO4 system and prediction of redox potential in copper electrorefining from 25 °C to 70 °C,” *Chem. Eng. Sci.*, vol. 255, p. 117656, Jun. 2022, doi: 10.1016/J.CES.2022.117656.

[5] M. B. Okuducu and M. M. Aral, "Computational Evaluation of Mixing Performance in 3-D Swirl-Generating Passive Micromixers," *Process. 2019, Vol. 7, Page 121*, vol. 7, no. 3, p. 121, Feb. 2019, doi: 10.3390/PR7030121.

[6] K. R. Kim, S. Y. Choi, S. Paek, J. Y. Park, I. S. Hwang, and Y. Jung, "Electrochemical hydrodynamics modeling approach for a copper electrowinning cell," *Int. J. Electrochem. Sci.*, vol. 8, no. 11, pp. 12333–12347, 2013, doi: 10.1016/s1452-3981(23)13269-x.

[7] M. J. Leahy and M. Phillip Schwarz, "Modeling Natural Convection in Copper Electrorefining: Describing Turbulence Behavior for Industrial-Sized Systems," *Metall. Mater. Trans. B*, vol. 42, no. 4, pp. 875–890, 2011, doi: 10.1007/s11663-011-9504-7.

[8] W. Zeng, S. Wang, and M. L. Free, "Experimental and Simulation Studies of Electrolyte Flow and Slime Particle Transport in a Pilot Scale Copper Electrorefining Cell," *J. Electrochem. Soc.*, vol. 163, no. 5, pp. E111–E122, Jan. 2016, doi: 10.1149/2.0181605JES/XML.

[9] W. Zeng, S. Wang, and M. L. Free, "Experimental and Simulation Studies of Electrolyte Flow and Slime Particle Transport in a Pilot Scale Copper Electrorefining Cell," *J. Electrochem. Soc.*, vol. 163, no. 5, p. E111, Jan. 2016, doi: 10.1149/2.0181605jes.

[10] W. Zeng, S. Wang, and M. L. Free, "A Comparative Study of Electrolyte Flow and Slime Particle Transport in a Newly Designed Copper Electrolytic Cell and a Laboratory-Scale Conventional Electrolytic Cell," *Jom*, vol. 69, no. 10, pp. 1876–1887, 2017, doi: 10.1007/s11837-016-2076-x.

[11] W. Zeng, M. L. Free, and S. Wang, "Studies of Anode Slime Sintering/Coalescence and Its Effects on Anode Slime Adhesion and Cathode Purity in Copper Electrorefining," *J. Electrochem. Soc.*, vol. 163, no. 2, pp. E14–E31, Nov. 2016, doi: 10.1149/2.0681602JES/XML.

[12] M. Miyamoto, S. Mitsuno, A. Kitada, K. Fukami, and K. Murase, "Mechanism of nodular growth in copper electrorefining with the inclusion of impurity particles under natural convection," *Hydrometallurgy*, vol. 216, p. 106013, Feb. 2023, doi: 10.1016/J.HYDROMET.2022.106013.

[13] C. Liu, G. Li, L. Zhang, Q. Wang, and Q. Wang, "A Three-Dimensional Comprehensive Numerical Model of Ion Transport during Electro-Refining Process for Scrap-Metal Recycling," *Materials (Basel).*, vol. 15, no. 8, 2022, doi: 10.3390/ma15082789.

[14] W. Jillek and W. K. C. Yung, "Embedded components in printed circuit boards: A processing technology review," Feb. 21, 2005, *Springer*. doi: 10.1007/s00170-003-1872-y.

MECHANISTIC INVESTIGATION OF COPPER SOLVENT EXTRACTION VIA ONLINE ANALYSIS LEWIS CELL: WHAT HAPPENS DURING THE REACTION?

A. M. Beygian[1], E. K. Alamdari[1,*], H. Zerafat[1]

[1] *Amirkabir University of Technology, Department of Materials and Metallurgical Engineering, Hafez Avenue, Tehran, Iran*
(**Corresponding Author*: alamdari@aut.ac.ir)

ABSTRACT

The mechanistic investigation of kinetics in liquid-liquid reactions, such as solvent extraction, is fundamental for process optimization but is often hindered by challenges in data logging. In this study, a novel online analysis method was developed using ion concentration models derived from simple pH and electrical conductivity measurements to examine the kinetics of copper solvent extraction in a constant interfacial area Lewis Cell. Reliable kinetic data were recorded and analyzed to derive reaction rate equations. The extraction process was divided into distinct phases. Initially, when reactant concentrations were high, a second-order rate equation described a mechanism in which extractant monomers underwent dimerization before the extraction itself. In the intermediate stage, where both copper and extractant concentrations were reduced, another second-order rate equation reflected a mechanism involving the formation of an aqueous intermediate ligand between a single extractant molecule and a copper ion. This intermediate then interacted with a second extractant molecule to complete the extraction. Finally, as reactant concentrations became highly depleted, an elementary rate equation governed a single-step extraction mechanism where one copper ion was captured by two extractant molecules. All kinetic steps were validated through activation energy analysis.

Keywords: Solvent Extraction Kinetics, Online Analysis, Lewis Cell, Chemical Mechanism, Reaction Rate Equation

INTRODUCTION

Numerous investigations have explored the kinetics of copper and iron solvent extraction across different systems. Sun et al. (2018) examined the removal of ferric ions from aluminum sulfate solutions using focused beam reflectance measurements, gathering 15 samples over 300 seconds. Their results indicated reaction-controlled kinetics during extraction and mixed control during stripping. Albery et al. (1984) employed a rotating diffusion cell to study Cu^{2+} extraction with an oxime ligand, finding that the process followed a reaction-controlled model with first-order dependence on both Cu^{2+} and the extractant (RH).

Biswas et al. (2007a, 2007b) conducted an extensive series of studies: using the single-drop method for copper, they utilized limited sampling and single-parameter flux equations to conclude diffusion-controlled behavior in both extraction and stripping. For iron, they applied a sampling Lewis cell and similar methods, determining reaction-controlled kinetics for extraction and mixed control for stripping, validated by activation energy assessments. In a related study on chromium, simple batch experiments and short-duration data were fitted to a first-order rate equation (Islam and Biswas, 1979).

Doungdeethaveeratana and Sohn (1998) proposed a novel solvent extraction system for copper using a $CuSO_4$–H_2SO_4–H_2O–LIX 860–kerosene mixture. Instead of mechanical stirring, they applied gas injection from the bottom and periodic sampling, concluding the system followed first-order kinetics and enabling relaxation time calculations. Inoue et al. (1988) used a sampling Lewis cell to evaluate the extraction of Cu(II) with 2-ethylhexanal oxime and found that agitation above 150 rpm did not impact the initial reaction rate. Their kinetic model showed a first-order dependence on copper complex concentration and a second-order dependence on the extractant.

Kasaie et al. (2017) investigated Cu(II) extraction from a sulfate-based aqueous phase using Cupromex-3302 in a sampling Lewis cell. Their findings, based on activation energy data, pointed to diffusion-controlled behavior and a rate law directly proportional to concentrations of copper, extractant, and acid (all of first order). Preston and Luklinska (1980) focused on ortho-hydroxyoximes and used the single-drop technique to detail how variations in Cu(II) extraction rates could be mechanistically explained, observing first-order dependence on both Cu^{2+} and RH. Meanwhile, Routray et al. (2024) examined copper extraction using deep eutectic solvents with NIR and NMR spectroscopy, although they did not provide specific kinetic rate data.

Despite the breadth of research into the thermodynamics of solvent extraction, kinetic studies remain comparatively sparse. Historically, methodologies such as periodic sampling and the single-drop technique have dominated kinetic research, as evidenced by Inoue et al. and Biswas et al., among others. These approaches tend to generate limited data, which restricts the robustness of mechanistic interpretations. The resulting discontinuity and scarcity of data points hinder accurate determination of underlying reaction pathways. Therefore, the development of techniques enabling high-frequency data acquisition would represent a significant advancement, enhancing our ability to unravel solvent extraction mechanisms through more reliable kinetic modeling.

EXPERIMENTAL

All materials, apparatus and methods of experimentation including reagents, Lewis Cell and online analysis setup are detailed in previous work and are the same (Mohammad Beygian et al, 2025a, 2025b).

RESULTS AND DISCUSSION

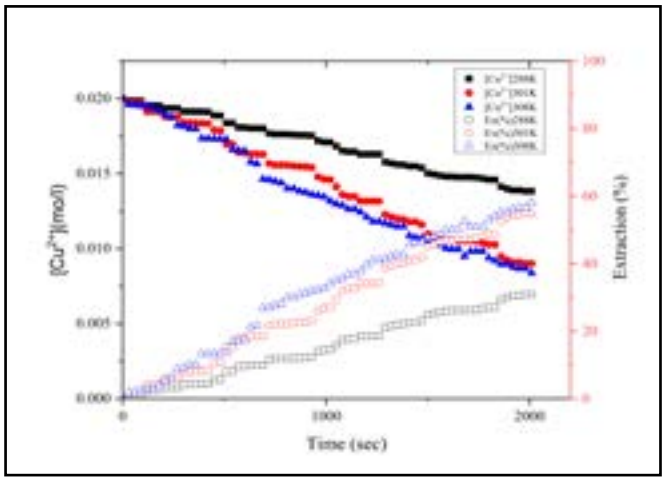
To further examine different mechanisms throughout the reaction, the total process duration of 7200 seconds was divided into three intervals: 0-2010 seconds, 2040-4020 seconds, and 4050-7200 seconds. This division was carried out to examine potential changes in the reaction mechanism over the course of the study.

First partition of process timespan (0-2010 seconds)

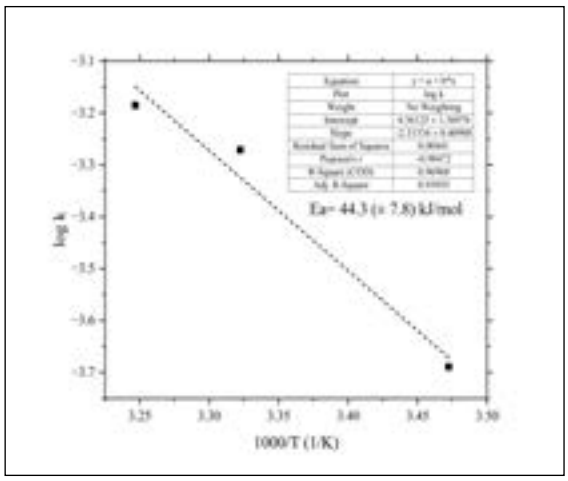
In accordance with the stated objective, the data obtained during the initial time interval of 0-2010 seconds was extracted for further analysis. The results of this analysis are presented in Figure 1 (a). The data analysis revealed that the best fit for the obtained data was a second-order dependency on *[RH]*, with no significant effect observed from $[Cu^{2+}]$.

The analysis of the Arrhenius equation slope by plotting log(k) against the inverse of temperature, as shown in Figure 1 (b), yielded an activation energy of 44.3 (±7.8) kJ/mol. This finding confirms that the reaction is under chemical reaction control, or at worst, in a mixed control regime. The mechanism schematics are depicted in Figure 1 (d), and the formulation of this mechanism is as follows:

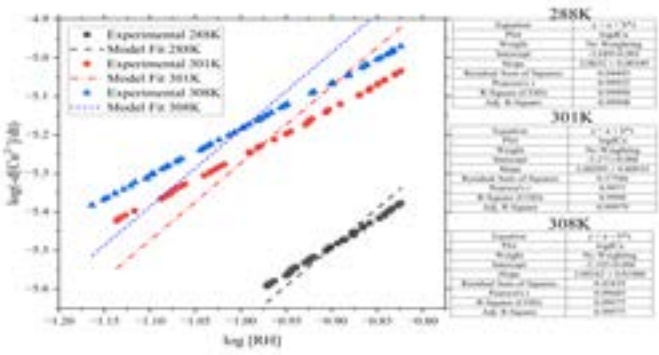
The fitted models and obtained R^2 values are presented in Figure 1 (c) for the 288K, 301K, and 308K runs, respectively. Additionally, the rate constant (k) values were determined to be 2.05×10^{-4} ($\pm3.85\times10^{-7}$) (L/mol·s), 5.36×10^{-4} ($\pm6.04\times10^{-6}$) (L/mol·s), and 6.53×10^{-4} ($\pm7.37\times10^{-6}$) (L/mol·s) for the respective temperature conditions.



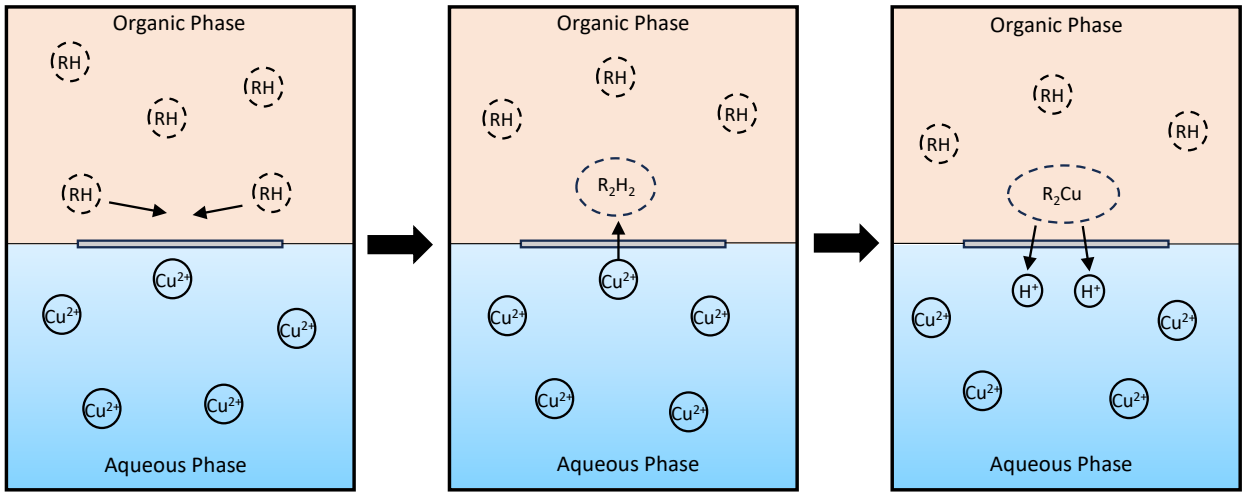
a)



b)



c)



d)

Figure 1. Temperature tests results for the first partition of process time (0-2010 s): (a) Effect of temperature on copper concentration during extraction process, conditions: $[Cu^{2+}]_{initial} = 0.02_M$, $[RH]_{initial} = 0.15_M$, initial $pH = 2.4$, aqueous and organic agitation=100 & 200 rpm, (b) logk vs 1000/T to determine activation energy (c) second-order [RH] model fitting statistics (all slopes are near 2), and (d) proposed mechanism schematics.

During the initial stages of the reaction, the presence of abundant Cu_{aq}^{2+} ions and RH molecules ensures that the reaction rate is not significantly influenced by their concentrations. However, the initial step involves the combination of two RH molecules to form an intermediate extractant ligand R_2H_2 in the organic phase (this mechanism is the justification of the obtained rate equation (second order for [RH])), as illustrated by equation (1) (where k_1 and k_2 denote the forward and reverse reaction rate constants):

$$2RH \underset{k_2}{\overset{k_1}{\rightleftharpoons}} R_2H_2 \tag{1}$$

In the second and final stage of the reaction, the intermediate extractant ligand R_2H_2 extracts Cu_{aq}^{2+} from the aqueous solution, leading to the formation of the extracted ligand R_2Cu and the simultaneous release of two H^+ ions into the aqueous phase, as depicted by equation (2):

$$Cu_{aq}^{2+} + R_2H_2 \xrightarrow{k_3} R_2Cu + 2H^+ \tag{2}$$

It is important to emphasize that, similar to previous discussion, the extracted ligand formation reactions are regarded as unidirectional. The rate of concentration changes for intermediate products is negligible, implying that $[R_2H_2]$ can be determined using the following equation:

$$\frac{d[R_2H_2]}{dt} = 0 = k_1[RH]^2 - k_2[R_2H_2] - k_3[Cu_{aq}^{2+}][R_2H_2] \Rightarrow [R_2H_2] = \frac{k_1[RH]^2}{k_2 + k_3[Cu_{aq}^{2+}]} \tag{3}$$

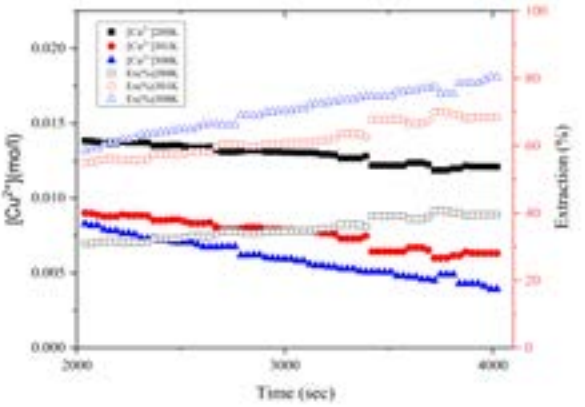
Substituting the obtained $[R_2H_2]$ value from equation (3) into the rate equation of the rate-determining step described in reaction (2), under the same assumption that extraction occurs significantly faster than R_2H_2 decomposition $(k_3 >> k_2)$, the following equation is obtained, which ensures the fitted model aligns to the experimental data:

$$-\frac{d[Cu_{aq}^{2+}]}{t} = \frac{d[R_2Cu]}{dt} = k_3[Cu_{aq}^{2+}][R_2H_2] = \frac{k_1k_3[Cu_{aq}^{2+}][RH]^2}{k_2 + k_3[Cu_{aq}^{2+}]} \xrightarrow{k_3>>k_2} \frac{d[R_2Cu]}{dt} \cong k_1[RH]^2 \tag{4}$$

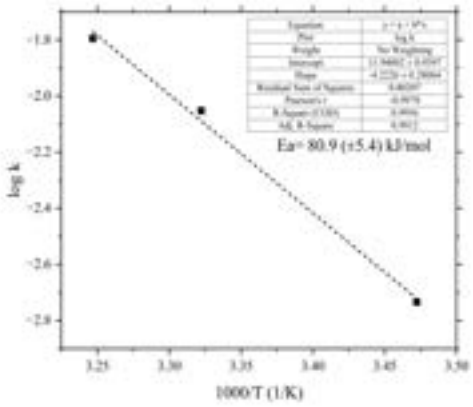
Second partition of process timespan (2040-4020 seconds)

Similarly, the second time interval of 2040-4020 seconds was extracted for further analysis, the results of which are presented in Figure 2(a). The data analysis revealed that the best fit for the obtained data to be a dependency form of $[Cu^{2+}][RH]$.

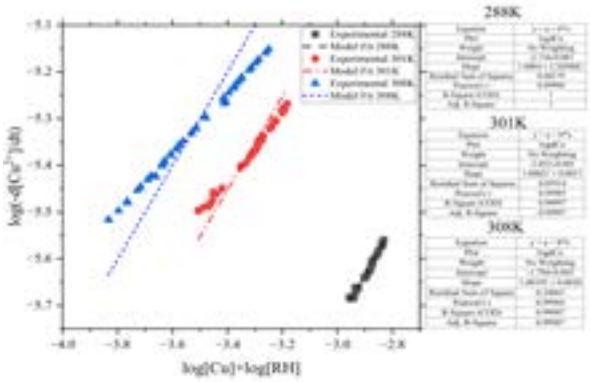
By plotting log(k) against the inverse of temperature, using Arrhenius equation slope, as shown in Figure 2(b), an activation energy of 80.9 (±5.4) kJ/mol was obtained. This finding confirms that the reaction is totally under chemical reaction control. The increase of activation energy compared to the previous time slot shows that the chemical reactions is being hindered by the lower concentrations as the reaction progresses. The mechanism schematics are depicted in Figure 2(d), and the formulation of this mechanism is as follows:



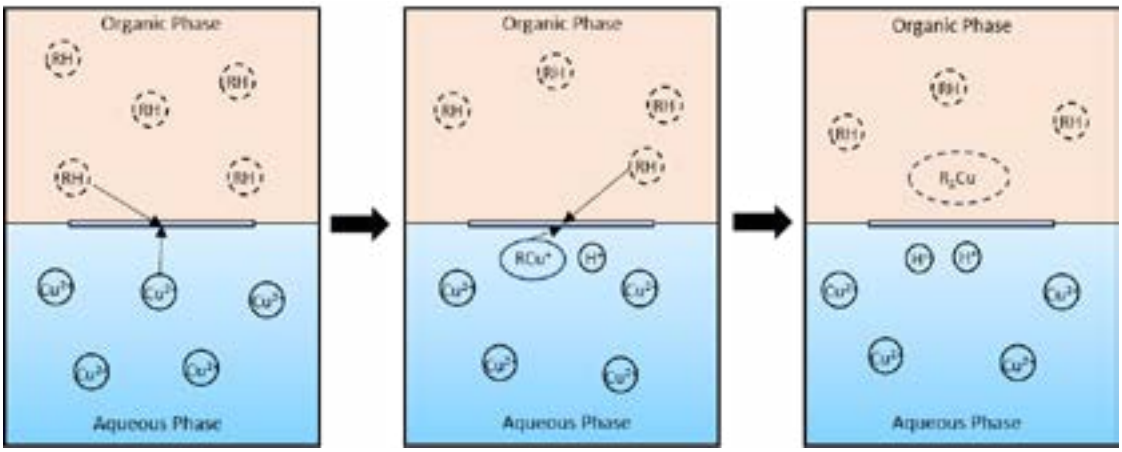
a)



b)



c)



c)

Figure 2. Temperature tests results for the second partition of process time (2040-4020 s): (a) Effect of temperature on copper concentration during extraction process, conditions: $[Cu^{2+}]_{initial} = 0.02_M$, $[RH]_{initial} = 0.15_M$, initial $pH = 2.4$, aqueous and organic agitation=100 & 200 rpm, (b) logk vs 1000/T to determine activation energy, (c) second-order $[Cu^{2+}][RH]$ model fitting statistics (all slopes are near 1)and (d) proposed mechanism schematics.

The fitted models exhibited significant R^2 values as presented by Figure 2(c). Additionally, the rate constant (k) values were determined to be 1.85×10^{-3} ($\pm2.13\times10^{-6}$) (L/mol·s), 8.87×10^{-3} ($\pm1.02\times10^{-5}$) (L/mol·s), and 1.61×10^{-2} ($\pm5.57\times10^{-5}$) (L/mol·s) for the respective temperature conditions.

As the reaction progresses, the decreased supply of Cu_{aq}^{2+} ions and RH molecules cause the reaction rate to be significantly influenced by both their concentrations. The initial step involves the combination of one RH molecule and one Cu_{aq}^{2+} to form an intermediate cationic ligand RCu_{org}^{+} in the organic phase and release a single H^+ ion into the aqueous phase, as illustrated by equation (5) (where k_1 and k_2 denote the forward and reverse reaction rate constants):

$$Cu_{aq}^{2+}+RH \underset{k_2}{\overset{k_1}{\rightleftharpoons}} RCu_{aq}^{+}+H^{+} \tag{5}$$

In the final stage of the reaction, the intermediate extracted ligand RCu_{aq}^{+} gathers with a second RH molecule to form the extracted ligand R_2Cu and the simultaneous release of the second H^+ ion into the aqueous phase, as depicted by equation (6). It is important to emphasize that, similar to previous discussion, the extracted ligand formation reactions are regarded as unidirectional.

$$RCu_{aq}^{+} + RH \xrightarrow{k_3} R_2Cu + H^{+} \tag{6}$$

The rate of concentration changes for intermediate products is negligible, implying that $[RCu_{org}^{+}]$ can be determined using the following equation:

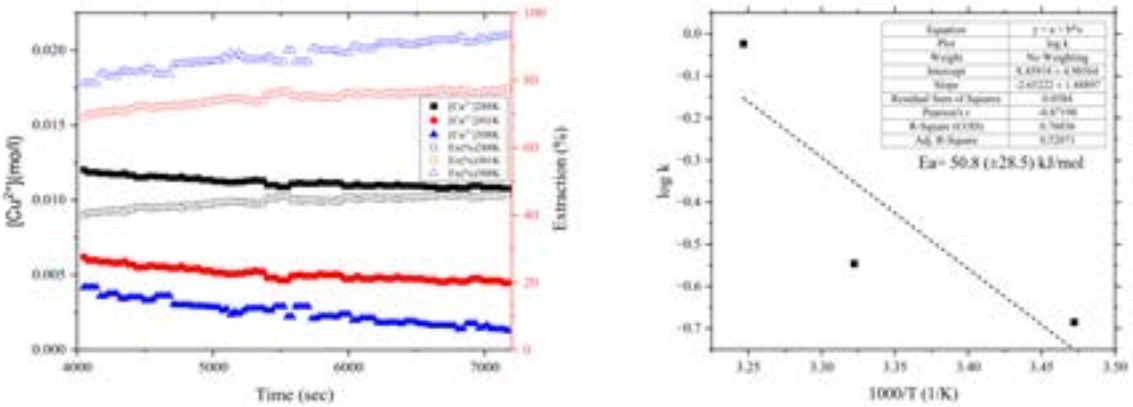
$$\frac{d[RCu_{aq}^{+}]}{dt} = 0 = k_1[Cu_{aq}^{2+}][RH] - k_2[RCu_{aq}^{+}][H^{+}] - k_3[RCu_{aq}^{+}][RH] \Rightarrow [RCu_{aq}^{+}] = \frac{k_1[Cu_{aq}^{2+}][RH]}{k_2[H^{+}] + k_3[RH]} \tag{7}$$

Substituting the obtained $[RCu_{aq}^{+}]$ value from equation (7) into the rate equation of the rate-determining step described in reaction (6), under the same assumption that extraction occurs significantly faster than RCu_{aq}^{+} decomposition $(k_3 >> k_2)$, the following equation is obtained, which ensures the fitted model aligns to the experimental data:

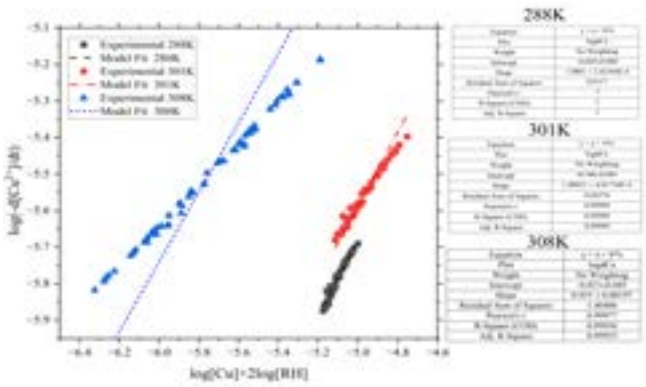
$$-\frac{d[Cu^{2+}]}{dt} = \frac{d[R_2Cu]}{dt} = k_3[RCu_{aq}^{+}][RH] = \frac{k_1k_3[Cu_{aq}^{2+}][RH]^2}{k_2[H^{+}] + k_3[RH]} \xrightarrow{k_3>>k_2} \frac{d[R_2Cu]}{dt} \cong k_1[Cu_{aq}^{2+}][RH] \tag{8}$$

Third partition of process timespan (4050-7200 seconds)

Like before, the last time interval of 4050-7200 seconds was further analyzed, the results are presented in Figure 3(a). The data analysis revealed that the best fit for the obtained data to be an elementary reaction rate dependency form of $[Cu^{2+}][RH]^2$.



a) b)



c)

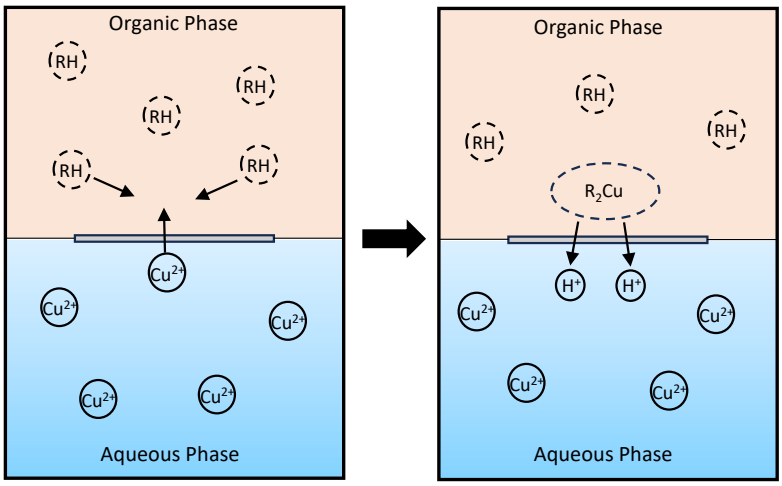


Figure 3. Temperature tests results for the second partition of process time (4050-7200 s):

(a) Effect of temperature on copper concentration during extraction process, conditions: $[Cu^{2+}]_{initial} = 0.02_M$, $[RH]_{initial} = 0.15_M$, initial $pH = 2.4$, aqueous and organic agitation=100 & 200 rpm, (b)) logk vs 1000/T to determine activation energy (c) third-order elementary $[Cu^{2+}][RH]^2$ model fitting statistics (all slopes are near 1 and (d) proposed mechanism schematics.

By plotting log(k) against the inverse of temperature, using Arrhenius equation slope, as shown in Figure 3(b), an activation energy of 50.8 (±28.5) kJ/mol was obtained. This finding confirms that the reaction is totally under chemical reaction control. The immense increase of activation energy compared to the previous time slots also shows that the chemical reactions is coming to an end because of low concentration values. The mechanism schematics are depicted in Figure 3(d), and the formulation of this mechanism is as follows:

The fitted models R^2 values are presented in Figure 3(c). Additionally, the rate constant (k) values were determined to be 2.07×10^{-1} ($\pm3.88\times10^{-6}$) ($L^2/mol^2\cdot s$), 2.84×10^{-1} ($\pm5.35\times10^{-4}$) ($L^2/mol^2\cdot s$), and 9.48×10^{-1} ($\pm8.92\times10^{-3}$) ($L^2/mol^2\cdot s$) for the respective temperature conditions.

As the reaction progresses to its final stages, the very low amounts of Cu_{aq}^{2+} ions and lowered RH molecules cause the reaction rate to be significantly influenced by both their concentrations. The mechanism involves an elementary reaction rate illustrated by equation (9)

$$Cu_{aq}^{2+} + 2RH \xrightarrow{k} R_2Cu + 2H^+ \tag{9}$$

The rate equation of this simple rate-determining step is described in equation (10), ensuring the fitted model aligns well with the experimental data:

$$-\frac{d[Cu_{aq}^{2+}]}{dt} = \frac{d[R_2Cu]}{dt} = k[Cu_{aq}^{2+}][RH]^2 \tag{10}$$

It should be noted that various other models of $[Cu_{aq}^{2+}]^m[RH]^n$ including (m, n) values of {(1,0), (0.5,0), (2,0), (0.5,0.5), (0.2,2), (0,1) and …} were also fitted to the data, none of them exhibited any significant fit which was consistent at various temperatures and concentrations.

CONCLUSION

Investigating kinetics of copper solvent extraction in a Lewis Cell via an online analysis method resulted in continuous data suggesting that at initial reaction times a second order rate which corresponds to formation of dimer extractant intermediate is possible. As the reaction progresses and concentrations diminish, another second order rate equation suggesting an initial step of monomer extraction is appeared to be possible. At concluding time intervals an elementary mechanism fits best.

REFERENCES

Albery, W. J., Choudhery, R. A., & Fisk, P. R. (1984). Kinetics and mechanism of interfacial reactions in the solvent extraction of copper. *Faraday Discussions of the Chemical Society*, *77*, 53-65. https://doi.org/10.1039/DC9847700053

Biswas, R. K., Ali, M. R., Karmakar, A. K., & Kamruzzaman, M. (2007). Kinetics of solvent extraction of copper (ii) by bis-(2, 4, 4-trimethylpentyl) phosphonic acid using a single drop technique. *Chemical Engineering & Technology: Industrial Chemistry Plant Equipment Process Engineering Biotechnology*, *30*(6), 774-781. https://doi.org/10.1002/ceat.200600284

Biswas, R. K., Habib, M. A., & Karmakar, A. K. (2007). Kinetics of solvent extraction of iron (III) from sulfate medium by purified Cyanex 272 using a Lewis cell. *Solvent Extraction and Ion Exchange*, *25*(1), 79-98. https://doi.org/10.1080/07366290601067838

Doungdeethaveeratana, D., & Sohn, H. Y. (1998). The kinetics of extraction in a novel solvent extraction process with bottom gas injection without moving parts. *Hydrometallurgy*, 49(3), 229-254. https://doi.org/10.1016/S0304-386X(98)00028-0

Inoue, K., Baba, Y., & Nakashima, Y. (1988). Kinetics of solvent extraction of copper (II) with 2-ethylhexanal oxime. *Journal of Chemical Engineering of Japan*, *21*(4), 363-368. https://doi.org/10.1252/jcej.21.363

Islam, M., & Biswas, R. K. (1979). Kinetics of solvent extraction of metal ions with HEDHP. III. The kinetics and mechanism of solvent extraction of Cr(III) from acidic aqueous solutions with bis-(2-ethyl hexyl) phosphoric acid in benzene. *Canadian Journal of Chemistry*, 57, 3011-3016. https://doi.org/10.1139/v79-490.

Kasaie, M., Bahmanyar, H., & Moosavian, M. A. (2017). A kinetic study on solvent extraction of copper from sulfate solution with Cupromex-3302 using Lewis cell. *Journal of Environmental Chemical Engineering*, *5*(3), 3044-3050. https://doi.org/10.1016/j.jece.2017.06.013

Mohammad Beygian, A., & Keshavarz Alamdari, E. (2025). Kinetics of Copper Solvent Extraction: Insights from Real-Time Analysis Mechanism Investigations. *Metallurgical and Materials Transactions B*. https://doi.org/10.1007/1663-025-03582-z

Mohammad Beygian, A., Keshavarz Alamdari, E., & Kargari, A. (2025). Ion concentrations models utilizing convenient pH and electrical conductivity measurements. *Journal of Molecular Liquids,* 47, 127444. https://doi.org/10.1016/j.molliq.2025.127444

Preston, J. S., & Luklinska, Z. B. (1980). Solvent extraction of copper (II) with ortho-hydroxyoximes—I kinetics and mechanism of extraction. *Journal of Inorganic and Nuclear Chemistry*, *42*(3), 431-439. https://doi.org/10.1016/0022-1902(80)80020-0

Routray, S., Behera, B., Marandi, B. *et al.* (2024) Insight into Cu extraction using deep eutectic solvent: reaction mechanism. *Metallurgical and Materials Transactions B*. https://doi.org/10.1007/1663-024-03320-x

Sun, X., Sun, Y., & Yu, J. (2018). Removal of ferric ions from aluminum solutions by solvent extraction, Part II: kinetics study. *Environmental Progress & Sustainable Energy*, *37*(6), 1918-1924. https://doi.org/10.1002/ep.12867



MADENCİLİKTE ÜRETİM SÜREÇLERİ

PRODUCTION PROCESSES IN MINING

BİR POLİMETALİK MADEN YATAĞININ ÜRETİM PLANLAMASINA YÖNELİK JEOİSTATİSTİKSEL MODELLEME

GEOSTATISTICAL MODELLING FOR PRODUCTION PLANNING OF A POLYMETALLIC DEPOSIT

A. Ersoy*

Adana Alparslan Türkeş Bilim ve Teknoloji Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü (aersoy@atu.edu.tr)

ÖZ

Bir madenin işletilmesi, geliştirilmesi ve üretilmesi yeterli miktarda rezerv ve kalitesi ile mümkündür. Maden kaynaklarının ekonomik olarak değerlendirilmesi rezerv ve tenörlerinin doğru, güvenilir olarak hesaplanmasına ve tahminine bağlıdır. Bu çalışma Balya-Balıkesir Polimetalik maden yatağının (Pb, Zn) işletme ve üretim planlaması için rezerv ve tenör analizlerinin jeoistatistiksel yöntemle modellenmesini kapsamaktadır. Maden yatağı için veri tabanı oluşturularak, sondaj logları 5m aralıklı kompozitlere dönüştürülmüştür. Hem orijinal hem de kompozit veriler aşırı sağa çarpık bir dağılım göstermiştir. Bu dağılım Gauss Anamorfis Fonksiyonu ile ‘‘Normal Skora’’ dönüştürülmüş olup, Ordinary Kriging yönetimi uygulanmıştır. Ancak bu yöntemin tahmin ve modellemesinde büyük hatalar oluşmuş ve model doğrulama testlerinde başarısız olmuştur. Daha sonra logaritmaya dönüştürülen veri lognormal dağılım göstermiştir. Bu dağılıma lognormal Kriging yöntemi uygulanmıştır. Yönlü variogram analizinde Kuzeydoğu (KD), Güneybatı (GB) (45°, 135°) doğrultularında zonal ve geometrik anizotropi, düşey yönde ise jeolojik ardalanma belirlenmiştir. Uygulama sonuçlarında belirli tenör aralıklarında rezerv ve ortalama tenör tahmini yapılmıştır. Cevherin sınır tenör üzerindeki yeraltındaki dağılımı üç boyutlu (3D) olarak modellenmiş ve cevher belirli kotlarda kesilerek bu yüzeye ait tenör dağılım haritaları üretilmiştir. Uygulama sonuçlarının doğruluğu ve güvenirliliği %95 güven aralığında gerçek verilerle tahmin edilmiş verilerin korelasyonu, histogramları ve özet istatistikleri karşılaştırılarak kanıtlanmıştır.

Anahtar Kelimeler: Polimetalik maden, kurşun çinko, tenör ve rezerv, lognormal Kriging, planlama

ABSTRACT

The operation, development and production of a mine is only possible with sufficient reserves and quality. Economic utilization of mineral resources depends on accurate and reliable calculation and estimation of reserves and grades. This study covers the modeling of reserve and grade analysis of Balya-Balıkesir Polymetallic mineral deposit (Pb, Zn) for operation and production planning by geostatistical method. A database was created for the deposit and converted into composites with 5m spacing. Both the original and composite data showed a highly right skewed distribution. This distribution was transformed to “Normal Score” with Gaussian Anamorphis Function and Ordinary Kriging method was applied. However, this method had large errors in prediction and modelling and failed in model validation tests. The data, which was then transformed into logarithms, showed a lognormal distribution. The lognormal Kriging method was applied to this distribution. Directional variogram analysis revealed zonal and geometric anisotropy in the Northeast (NE) and Southwest

(SW) (45°, 135°) directions and geological succession in the vertical direction. Reserve and average grade estimates were made for certain grade ranges in the application results. The underground distribution of the ore over the boundary grade was modelled in three-dimensional (3D) and the ore was cut at certain elevations and grade distribution maps of this surface were produced. The accuracy and reliability of the application results were proven by comparing the correlation, histograms and summary statistics of the estimated data with the actual data at 95% confidence interval.

Keywords: Ploymetallic ore, lead zinc, grade and reserve, lognormal Kriging, planning

GİRİŞ

Hayatı aktif hale getiren araç ve gereçlerin %99'u doğal kaynaklardan (madenlerden) karşılanmamaktadır. Madenler insan yaşamı için gereklidir. Madencilik faaliyetleri eldeki malzemenin miktarı ve niteliğine bağlıdır. Maden yatağının rezerv hesaplama yöntemi madenlerin tipine, jeolojisine, boyutuna, arazi sınıflarına, yüzeyden ve sondajlardan elde edilen bilgilere bağlı olarak seçilmektedir. Klasik yöntemlerle hammadde ve maden kaynaklarının rezerv ve tenör tahmin hata oranları çok yüksek olup, bu hataların büyüklükleri sağlıklı olarak belirlenememektedir.

Maden sahası ve civarı ile ilgili birçok çalışma mevcuttur. Bu çalışmalar yöre ve maden jeolojisi, maden mineralojisi ve madenin kökeni hakkındadır. Ancak, madenin rezerv ve tenör modellenmesine yönelik bir çalışma bulunmamaktadır. Balya madeni ile ilgili literatür araştırmaları aşağıda özetlenmiştir.

Kovenko (1940) Balya maden jeolojisini ve cevher yataklarını çalışmış olup, maden yatağını porfirik cevher, kireçtaşları içindeki cevher, kontak damarları ve sedimanter kayaçlardaki tabakalar arasındaki cevher olarak dört tipe ayırmıştır. Aygen (1956) Balya'da dokanak türü cevherleşmenin önemli olmadığını, Permiyen kayaçlarının kumtaşı ve kireçtaşını kapsadığını, Triyas formasyonlarını şist, kumtaşı ve çakıltaşı olarak sınıflandığını belirtmiştir. Kaoden (1957) Balya maden yatağının Tersiyer volkanik kayaçlarının dokanak zonlarında oluştuğunu, bu kayaçların Balya ve civarında Permiyen, Triyas formasyonlarını kestiği ve bu volkanik kayaçların (dasit ve andezit) Neojen yaşlı olduğunu ifade etmiştir. Mohr (1959) Tersiyer yaşlı formasyonların özellikle lavlar, tüfler, andezitik ve dasitik bileşimli aglomeralardan oluştuğunu cevherleşmenin dasitler ve daha yaşlı sedimanter kayaçlar arasında veya yaşlı dokanaklarda oluştuğunu ortaya koymuştur. Gjelsuvik (1962) Permiyen kireçtaşlarının Triyas formasyonları üzerine diskordans olduğunu, cevherleşmenin dasit ve aşırı kıvrımlanmış olan kireçtaşı kontaklarında oluştuğunu tanımlamıştır. Akyol (1977, 1979) Balya madeni civarının jeolojisini çalışmıştır. Yazar yörede yabancı bloklar halinde Paleozoik, Mesozoyik ve Tersiyer yaşlı formasyonların bulunduğunu; magmatik aktivitenin yaygın olup, Tersiyer volkanik kayaçları ile temsil edildiğini; Balya cevher yataklarının kireçtaşı blokları ile dokanak zonunda yerleştiğini, ayrıca kireçtaşı çatlaklarında da izlendiğini açıklamıştır. Balya maden yatağını dokanak tipi, damar tipi, saçınımlı tip olarak sınıflamıştır. Çağatay (1980) Batı Anadolu kurşun-çinko yataklarının jeoloji-mineraloji etüdü ve kökenleri hakkında çalışma yapmıştır.

Bu çalışma, Hastanetepe (Balya-Balıkesir) polimetalik (Pb, Zn) maden yatağının karot sondaj logları, saha incelemeleri ve laboratuvar (cevher ve kayaç mikroskop: ince ve parlak kesit) çalışmaları temel alınarak bir veri tabanı oluşturulmuş olup, rezerv, tenör modellemeleri ve değerlendirilmesi için jeoistatistik yöntemin uygulanmasını ve uygulama sonuçlarının ilgili testlerle doğrulanmasını kapsamaktadır. Bu çalışmanın amacı, maden yatağının Lognormal Kriging yöntemiyle rezerv ve tenör dağılımlarının tahmini 2D ve 3D yeraltı tenör haritalarının yapımı ve yatağı üç boyutlu modelinin oluşturulmasıdır.

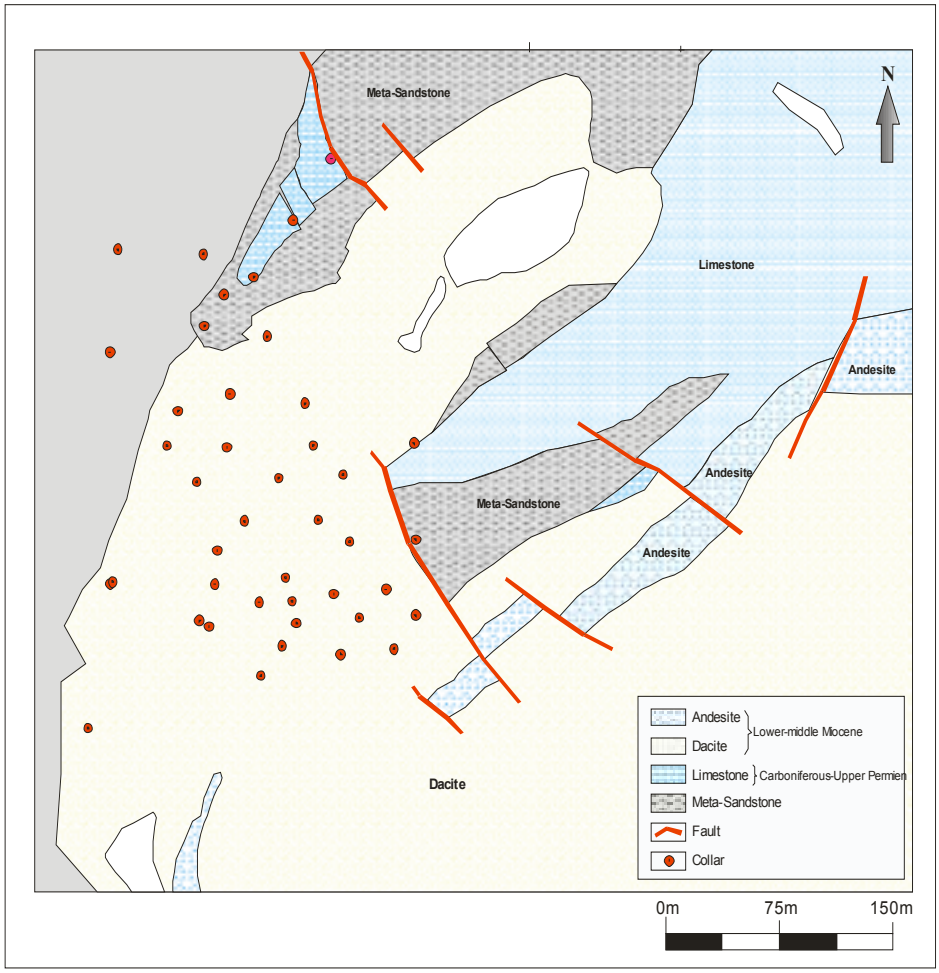
MATERYAL VE YÖNTEM

Jeoloji ve Cevherleşme

Balya kurşun-çinko yatağı ve civarının jeolojik haritası Şekil 1'de verilmiştir. Yörede Permiyen, Triyas ve Tersiyer yaşlı formasyonlar yer almaktadır. Permiyen yaşlı formasyon kireçtaşlarından oluşmaktadır. Triyas formasyonları iki seviye halinde olup, kiltaşı-miltaşı-kumlu kireçtaşı ardalanması ve çakıl taşlarından oluşmaktadır. Tersiyer formasyonları dasit, riyolit, andezit gibi volkanik kayaçlardan oluşmuştur (Şekil 1). Volkanik kayaçlar oldukça fazla alterasyona uğramışlardır. Andezitler diğer formasyonları dayklar halinde kesmiştir. Dasitler ve andezitler maden sahasında geniş yayılım gösterirler. Tersiyerde gelişen magmatik aktivite yani volkanizma kırık zonlarına yerleşmiştir.

Saha gözlemleri, sondaj karot numunelerinin makroskobik ve mikroskobik incelemelerinden cevher yataklarını iki sınıfa ayırabiliriz: Dokanak (kontak, skarn zonu, metasomatik) tipi cevherleşme ve saçınımlı (dissemine) ve damarcıklar tip cevherleşme. Balya madeni ekonomik yatakları dasit ve kireçtaşı blokları dokanaklarında bulunmaktadır. Cevherli dokanak zonlarında skarn mineralleri oluşmuştur. Kayaç dokanaklarında oluşan mineralojik ve kimyasal değişimler dışarı (magma gibi) bir kaynaktan gelen sıvıların interaksiyonu sonucu metasomatizm oluşmuştur. Maden yataklarındaki bu etki "skarn" olarak bilinir. Cevherleşme skarn zonu içerisinde düzensiz olarak yataklanmıştır. Sondaj loglarına göre cevherleşme dokanak etrafında düzensiz dağılmakla birlikte, dasit tarafına doğru oluşan dokanakta daha fazla yoğunlaşmaktadır. Yataklar yapısal unsurla (faylar) doğrudan ilişkili olup, bu faylar kuzeydoğu-güneybatı doğrultulu ve yaklaşık 50^0 kuzeybatıya eğimlidir. Dissemine cevherler altere dasit içinde az oranda bulunmaktadır. Ekonomik değeri yoktur. Damarcıklar halinde olan cevher Permiyen yaşlı kireçtaşı bloklarının düzensiz kırık ve çatlaklarında, dasitlerinde eklemlerinde görülmektedir. Bu tür cevherin tek başına ekonomik değeri yoktur. Maden yatağı ile ilgili aşağıdaki sonuçlara ulaşılabilir.

- Cevherleşme faylar boyunca, kireçtaşı-dasit kontağında (skarn zonunda) düzensiz olarak oluşmuştur.
- Maden yatakları talk-silikat mineralleri içerir.
- Skarn zonunda skarn minerallerinden ziyade daha çok sülfür mineralleri hakimdir.
- Pirit, galen, sfalerit, öz şekilli kuvars, kil ve diğer alterasyonların varlığı "yüksek sülfirizasyon epitermal sistem ve yüksek ısılı oluşum" olduğuna işaret etmektedir.
- Derinlik arttıkça çinko oranı artmakta, kurşun oranı azalmaktadır.
- Skarn yataklar volkanik dayklar yakınında oluşmuştur.
- Skarn cevherlerinden karbonatlı masif sülfürlü cevherlere devamlı transit bir geçiş mevcuttur.



Şekil 1. Balya yöresinin jeolojik haritası.

Veriler

Çalışma alanındaki sondajlar Dedeman Madencilik tarafından toplam 76 adet sondaj ve 13.993m sondaj yapılmıştır. Bu çalışmadaki rezerv, tenör modellemeleri bu sondaj loglarına göre yapılmıştır. Sondajlar maden yatağının doğrultusuna dik olacak şekilde eğimli olarak yapılmış olup, gerçek kalınlıklar kesilmiştir. Sondaj lokasyonları için grid dizaynı uygulanmamıştır. Sondaj noktaları rastgele (tesadüfi) olarak belirlenmiştir. Sondaj işleminde standartlara uygun olarak sondaj logları hazırlanmıştır. Sondaj loglarından lokasyon koordinatları ve kodu, kuyu eğimi ve derinliği, jeolojik birimlerin tanımlanması, kalınlık, örnek tenörü ve numarası, jeokimya analizleri bulunmaktadır. Sondaj sırasında özellikle cevher emaresi görülen kesimlerden değişik kalınlıklarda (farklı karot uzunluklarında) 1-3m arasında kayacı ve cevheri temsil edecek şekilde numune alınmıştır. Numuneler Au, Ag, Cu, Zn ve Pb elementleri için kimyasal analizler uluslararası akredite olmuş ALS (Kanada) laboratuvarında yaptırılmıştır. Ancak bu çalışmada Pb ve Zn değerlendirilmiştir.

Lognormal Kriging

Madencilikte deneysel veriler aşırı sağa (pozitif) çarpık dağılım sergilerler. Örneğin kıymetli ve az bulunan değerli metaller (Au, Ag, Pt, Ni gibi), düşük tenöre sahip temel değerli metaller (Pb, Zn, Cu, Fe, Mn gibi) karakteristik pozitif çarpık dağılıma sahiptir. Pratikte bu tür dağılıma lognormal kriging tahmin yöntemi uygulanır. Bu tahmin prosesinde öncelikle veriler doğal logaritmaya (ln) dönüştürülür. Dönüştürülen verinin, histogramın, olasılık grafikleri ve tanımlayıcı istatistik parametre testleri ile lognormal dağılım gösterip-göstermediği belirlenir. Lognormal dağılıma, lognormal kriging tahmin yöntemi uygulanır. Tahminden sonra düzeltme faktörü yardımı ile simple kriging veya ordinary kriging vasıtasıyla geri dönüşüm (back transformati-

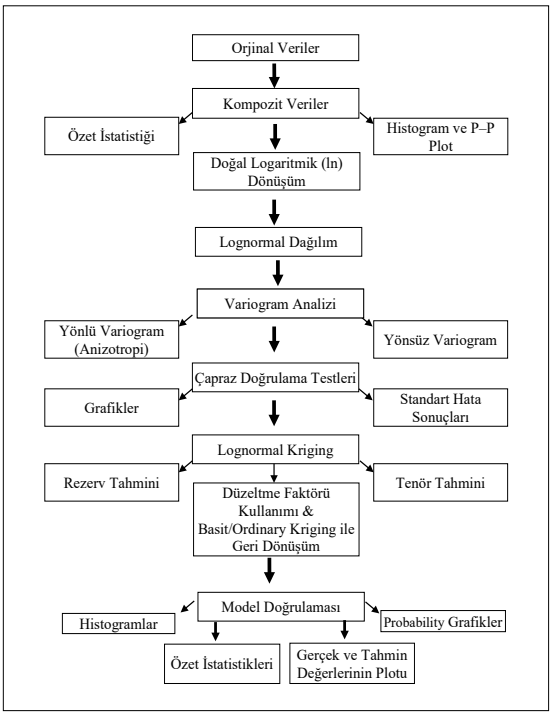
on) yapılır. Geri dönüşümdeki tahmin verileri ile orijinal (komposit) verileri karşılaştırılır. Tahmin modelinin geçerliliği bu karşılaştırma testleri ile doğrulanır. Yani her iki verinin (tahmin ve kompozit) özet istatistikleri, histogramları, olasılık grafikleri birbirine benzer, yakın veya aynı ise tahmin sisteminin doğru olduğu sonucuna varılır. Bu çalışmanuın akış şeması Şekil 2'de verilmiştir. Lognormal kriging yönteminin teorisi ve uygulanması ile ilgili daha geniş ve açıklayıcı bilgi için Rivoirard (1999), Clark (1997, 1998), Roth (1998), Kishne ve diğerleri (2003) ve Yamamoto (2007 ve 2008) kaynaklarına başvurula bilinir.

SONUÇLAR VE TARTIŞMA

Tanımlayıcı İstatistiksel Analiz

Öncelikle orijinal (ham) verilerde aykırı değer "outlier" veri düzenini bozan birkaç veri atılmıştır (top cut). Outlier analizi olasılık grafikleri yöntemi ile yapılmıştır. Grafiklerde %99,99 ile düz (linear) doğrudan sapan nokta arasındaki doğrusallığı bozan aykırı değerler veriden atılmıştır. Pb ve Zn için %20 tenör üzerindeki 12 adet veri atılmış olup, atılan verinin toplam veri içerisindeki oranı %0.35'tir.

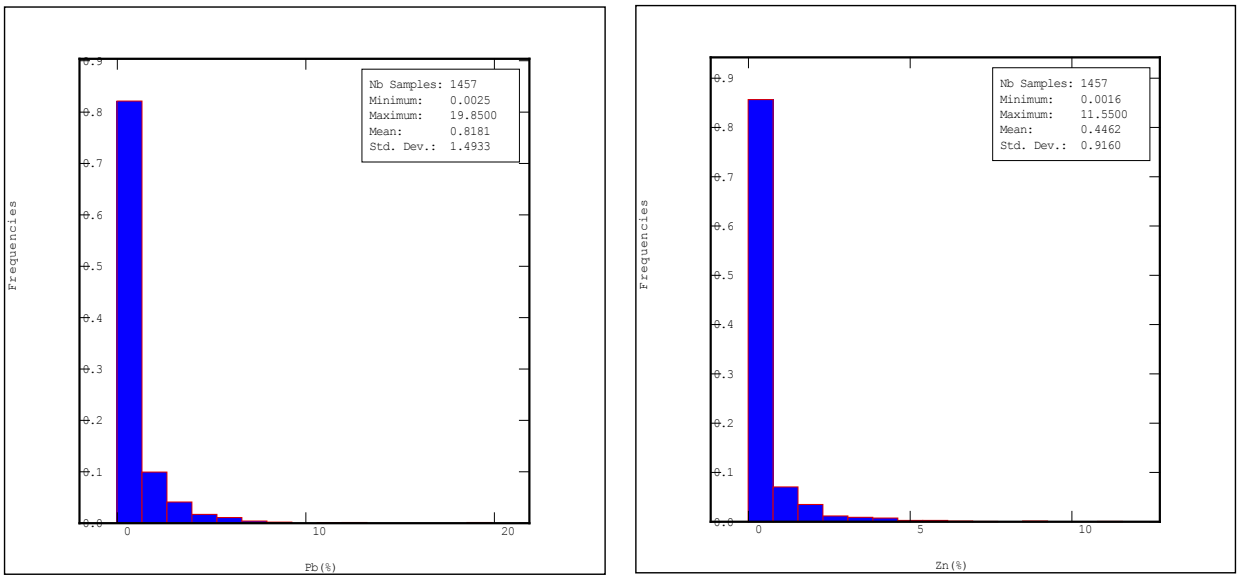
Maden yatağının üç boyutlu modellenmesinde sondaj kuyu loglarının kompozitlere dönüştürülmesi temel bir aşamadır. Kompozit, kuyularda değişik kalınlığa sahip jeolojik birimlerin ve cevheri temsil eden eşit kalınlıklara veya aralıklara bölünmüş loglardır. Kuyu loğu en uygun aralık olarak 5m aralıklara (kalınlıklara) bölünerek kompozit veri elde edilmiştir. Kompozit ile orijinal (ham) verilerin özet istatistikleri karşılaştırıldığında ortalamaların birbirine yakın, kompozit verilerdeki standart sapma ve varyansın orijinal verilerin standart sapma ve varyansından daha düşük olma beklentisi sağlanmıştır. Kompozit verilerin özet istatistiğine bakıldığında (Çizelge 1) medyan ve ortalama değerlerinin birbirine yakın olmaması, çarpıklık ve sivriliğin yüksek değerlerde olması verinin normal dağılıma uymadığını göstermekte olup, veri seti aşırı sağa çarpık bir dağılım göstermektedir. Kompozit verilerin cevherlere ait histogram ve olasılık grafikleri Şekil 3 ve 4.'de verilmiştir. Bu grafiklerinden de görüldüğü gibi değişkenlerin asimetrik pozitif bir dağılım sergilediği anlaşılmaktadır. Bu nedenle, kompozit verilere "Gauss Anamorfis Fonksiyonu" ile normal skor dönüşümü yapılmış ve veriler ideal normal dağılım göstermiştir (Şekil 5). Bu dönüşüme tahmin sistemi için "ordinary kriging" uygulanmış, ancak model testleri başarısız olmuş, tahmin analizinde yüksek hata oranları ortaya çıkmıştır.



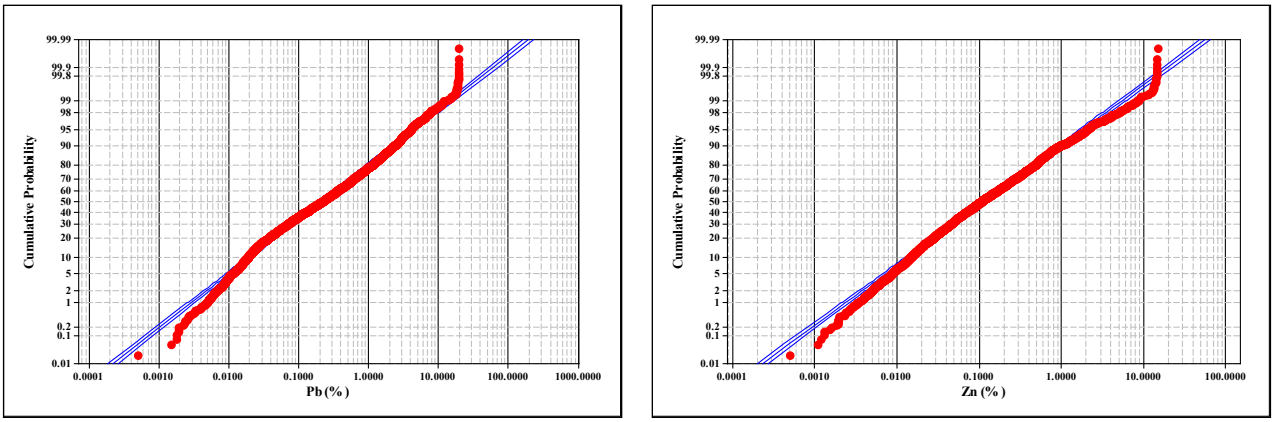
Şekil 2. Lognormal kriging uygulama prosesinin basitleştirilmiş akım şeması.

Çizelge 1. Kompozit verilerin özet istatistikleri

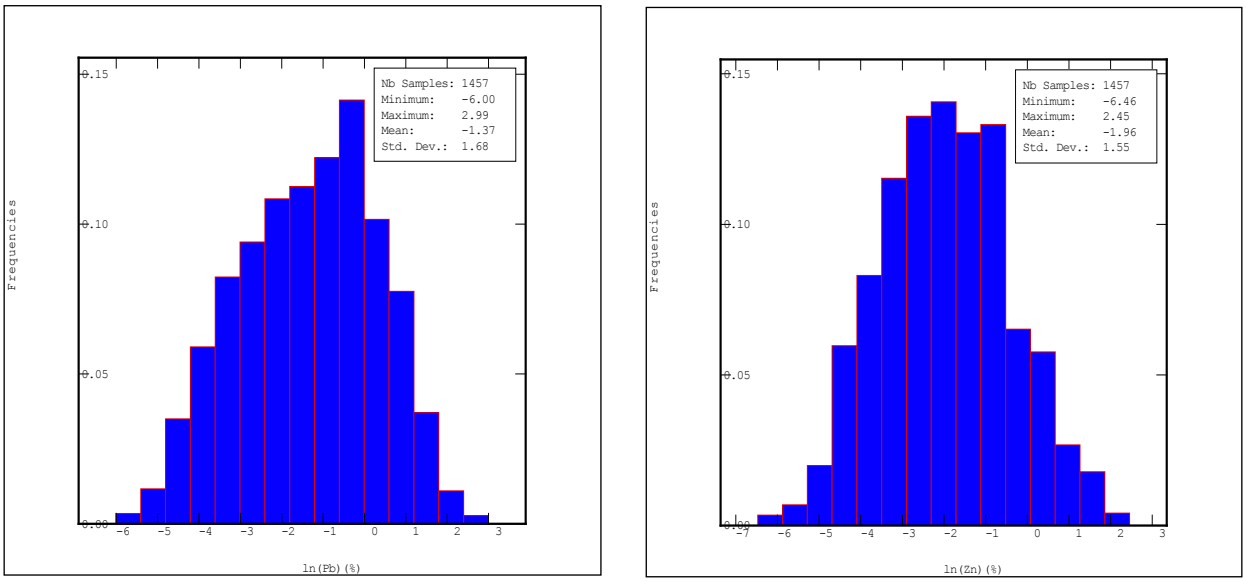
Değişken	Veri sayısı	Mini-mum	Maksi-mum	Ortalama	Standart sapma	Varyans	Değişim katsayısı	Çarpıklık	Sivrilik	Medyan
Pb (%)	1457.00	0.00	19.85	0.82	1.49	2.23	1.83	5.26	48.75	0.28
Zn (%)	1457.00	0.00	11.55	0.45	0.92	0.84	2.05	5.00	38.26	0.13



Şekil 3. Pb ve Zn kompozit verilerinin histogram grafikleri



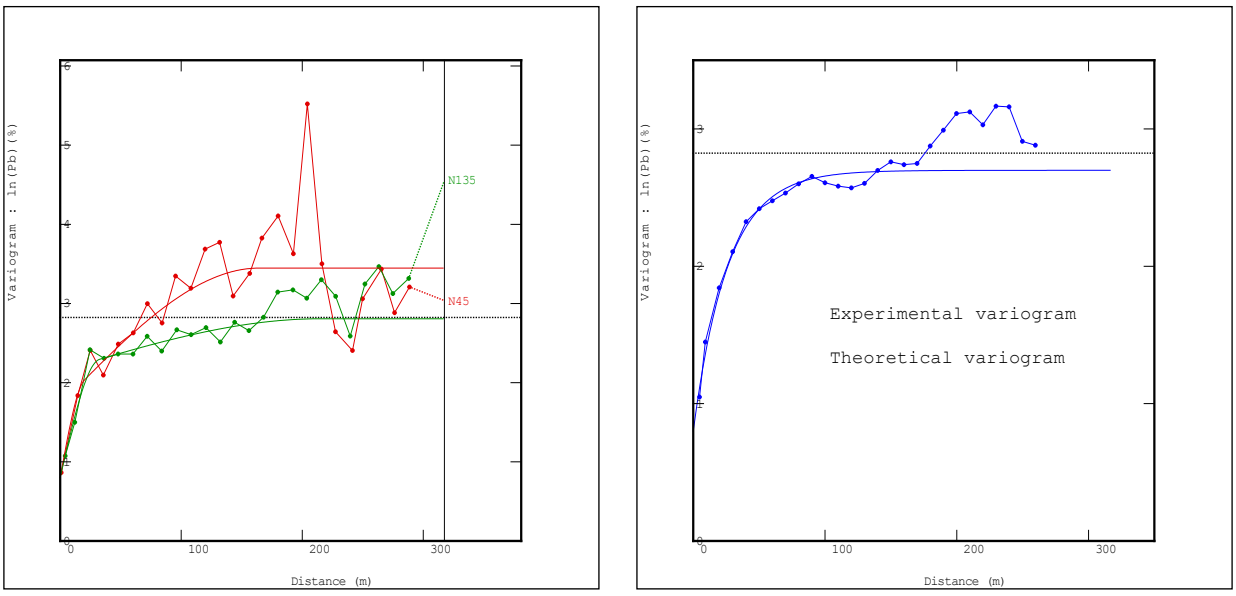
Şekil 4. Pb ve Zn kompozit verilerinin probabilite (olasılık) grafikleri.



Şekil 5. Pb ve Zn'nin lognormal histogramları.

Variogram Analizi

Variogram analizi veya tenör devamlılığı analizi örnekler arasındaki yön ve mesafeye göre örnekleri karşılaştırma işlemidir. Variograma göre birbirini çevreleyen örnek ağırlıkları esas alınarak blok tenörü hesaplanır. Variogram analizinde önemli parametreler, anizotropi yönünün bulunması ve örnekler arası mesafelerinin belirlenmesidir. Anizotropinin tespiti için arazi üzerinde değişik yönlerde variogram analizi yapılmıştır. Yapılan yönlü variogram analizinde 0º, 45º, 90º, 135ºlik açılar kullanılmış olup, her bir yön için varyans analizi yapılmıştır. Variogram analizinde her bir cevhere ait anizotropi yönleri belirlenmiştir. Pb ve Zn için 45º, 135º ve düşey yönde variogram grafikleri yapılmıştır. Grafiklerden de görüldüğü gibi Pb, Zn KD-GB, KB-GD doğrultularında zonal ve geometrik anizotropi görülmüştür. Saha gözlemlerinden maden yataklarının hakim doğrultuları KD-GB yönündedir. Variogram grafiklerinin sergilediği anizotropi yönleri maden jeolojisi ile örtüşmekte ve benzerlik göstermektedir. Değişkenlerin (Pb, Zn) düşey yöndeki variogramları ise jeolojik trend (jeolojik ardalanma) sergilemektedir. Sondaj logları incelendiğinde bu durum açıkça görülmektedir. Burada sadece Pb için variogram grafikleri verilmiştir (Şekil 6).



Şekil 6. Pb'nin variogram modelleri a) 45º ve 135º (KD-GB ve KB-GD), b) Düşey (K-G)

Çalışma alanındaki yatay yöndeki iki örnek arasındaki en uzun mesafe (diyagonal yöndeki iki sondaj arasındaki en uzun mesafe) 350 m, düşey yöndeki sondaj derinliği ise 250-300 m'dir. Genellikle yatay ve düşey yöndeki variogramlar tenördeki değişim ve devamlılığı görmek için 250-300 m mesafe için modellenmişlerdir. Teorik variogramlar deneysel variogramlara etkili olarak uygunluk göstermiştir. Analiz iyi bir variogram yapısı ve uzaysal (spatial) korelasyona işaret etmektedir. Diğer bir deyişle örnekleme dizaynının yeterli ve etkili olduğu, yer altı cevher modellemesinin uygun olduğu göstermektedir. Variogram grafiklerinin parametreleri Çizelge 2'de sunulmuştur. Variogram modelleri küresel ve üsseldir.

Çizelge 2. Variogram parametreleri.

Variogram Değişkenleri	Doğrultu	Model	Lag mesafesi (m)	Lag sayısı	Etki mesafesi (m)	Yapısal etki (sill)	Kontrolsüz etki (nugget)
Pb (%)	45°-1	Küresel	12	25	164	1.73	0.8
	45°-2	Küresel			20	0.92	
	135°-1	Küresel	12	25	214	0.66	
	135°-2	Küresel			33	1.35	
	Düşey	Üssel	10	27	79	1.89	
Zn (%)	45°-1	Küresel	13	18	152	1.32	0.6
	45°-2	Üssel			65	1.10	
	135°-2	Küresel	13	18	37	1.58	
	Düşey	Üssel	10	14	80	1.87	

Çapraz Doğrulama Testleri (Cross Validation Tests)

Variogram modellerinin uygunluğu ve etkinliği çapraz doğrulama (Cross Validation) yöntemi ile test edilmiştir. Variogram parametrelerinin kullanılması ile verilerin doğrulama analizi yapılmıştır. Bu test sırasında çalışma alanından elde edilen her bir orijinal veri tek tek yokmuş gibi kabul edilerek ve yok sayılan noktadaki değer, komşu noktaların değerine ve geliştirilen variogram modeline bağlı parametreler kullanılarak tahmin yapılmıştır. Tahmin değeri ile bu noktanın kendi orijinal (gerçek) değeri arasındaki farkı tahmin hatası olarak adlandırılmıştır. Tahmin hataları standardize edilmiştir. Bir dağılımın standardize edilmesi, her bir değerin ortalama değerden çıkarılarak standart sapmaya bölünmesiyle elde edilir. Standardize değerlerinin ortalamalarının "0", standart sapma ve varyanslarının "1"e yakın olması gerekir. Çapraz doğrulama testlerinde örneklerin komşuluk özellikleri belirlenmiştir. Kullanılan komşuluk parametreleri Çizelge 3.'de verilmiştir. Bu komşuluk parametreleri örnek noktalarının tahmininde kullanılmıştır. Örneğin Pb (kurşun) için arama çapı olan X ekseninde 100m, Y ekseninde 100m ve Z ekseninde 100m mesafelerden oluşan hacim 4' e bölünmüştür. Bölünen her bölgede tahmin noktasına en yakın 2'şer örnek tahmin hesaplamasına katılmıştır. Her bölgeden arama çapı içerisinde kalan ve tahmin noktasına en yakın 2'şer örnekten oluşan toplam 8 örnek kullanılarak tahmin gerçekleştirilmiştir.

Çizelge 3. Çapraz doğrulamada testlerinde kullanılan komşuluk parametreleri.

Komşuluk parametreleri		Pb (%)	Zn (%)
Sektör sayısı		4	4
Minimum örnek sayısı		1	1
Her sektörde kullanılan örnek sayısı		2	1
Arama çapı (m)	X	100	100
	Y	100	100
	Z	100	75

Çapraz doğrulama test sonuçlarının grafiksel formu sadece Pb için Şekil 7'de verilmiştir. Bu Şekilin **a** şıkkında yer alan sondaj lokasyonlarındaki tahmin hatalarını göstermektedir. Lokasyon haritasındaki hatalar toplam lokasyon bakımından değerlendirildiğinde oldukça küçüktür. Hatalar kırmızı renkli noktalarla gösterilmiştir. Gerçek değerlerle tahmin edilmiş değerler arasındaki ilişki **b** şıkkında (Şekil 7) verilmiştir. Gerçek değerlerle tahmin edilmiş değerler diyagonal (linear) çizgi boyunca düzenli olarak dağılması, gerçek ve tahmin edilmiş değerler arasında kuvvetli bir korelasyonun, doğrusal bir ilişkinin bulunduğunu göstermektedir. Madencilik sektöründe tahminle gerçek değerler arasındaki korelasyon katsayısının 0.6'nın üzerinde olması beklenmekte olup, Pb'nin gerçek ve tahmin arasındaki korelasyon katsayısı 0.69 olup, çok kuvvetli bir ilişki söz konusudur. Bu da modelin ve tahminin doğruluğunu göstermektedir. Standardize edilmiş tahmin değerlerinin histogram grafiği Şekil 7**c** de görülmektedir. Histogramın normal dağılım göstermesi maksimum hataların "0" değerinde toplanması, hata ortalamanın sıfır, standart sapmanın 1 olması variogram modellerinin uygunluğuna ve güvenirliliğine işaret eder. Şekil 7**d** standardize edilmiş artık değerler genellikle güven aralığı (%95) içerisinde tesadüfi ve simetrik (homojen) olarak dağılmıştır. Artık (residual) değer, gözlenmiş (ölçülmüş veya gerçek) değer ile tahmin edilmiş değer arasındaki farktır. Eğer yapılan model uygun ve yeterli ise artık değerler "sıfır" çizgisi (X ekseni) etrafında tesadüfi olarak dağılması gerekir. Kesikli çizginin dışındaki kırmızı noktalar hataları göstermekte olup, %95 güven aralığının dışında ve toplam içerisinde çok küçük bir orana sahiptir. Sonuç olarak, standardize edilmiş hataların ortalaması sıfır ve standart sapması bir değerine yakın çıkmıştır. Bu sonuçlar Çizelge 4'de verilmiştir. Sonuçlar oldukça ideal olup, uydurulan teorik variogramın deneysel variograma çok iyi uyum sağladığını göstermektedir.

Çizelge 4. Çapraz doğrulama testlerinin hata sonuçları

Değişkenler	Standart Hata	
	Ortalama	Standart sapma
Pb (%)	-0.00289	0.99651
Zn (%)	-0.00542	1.00243

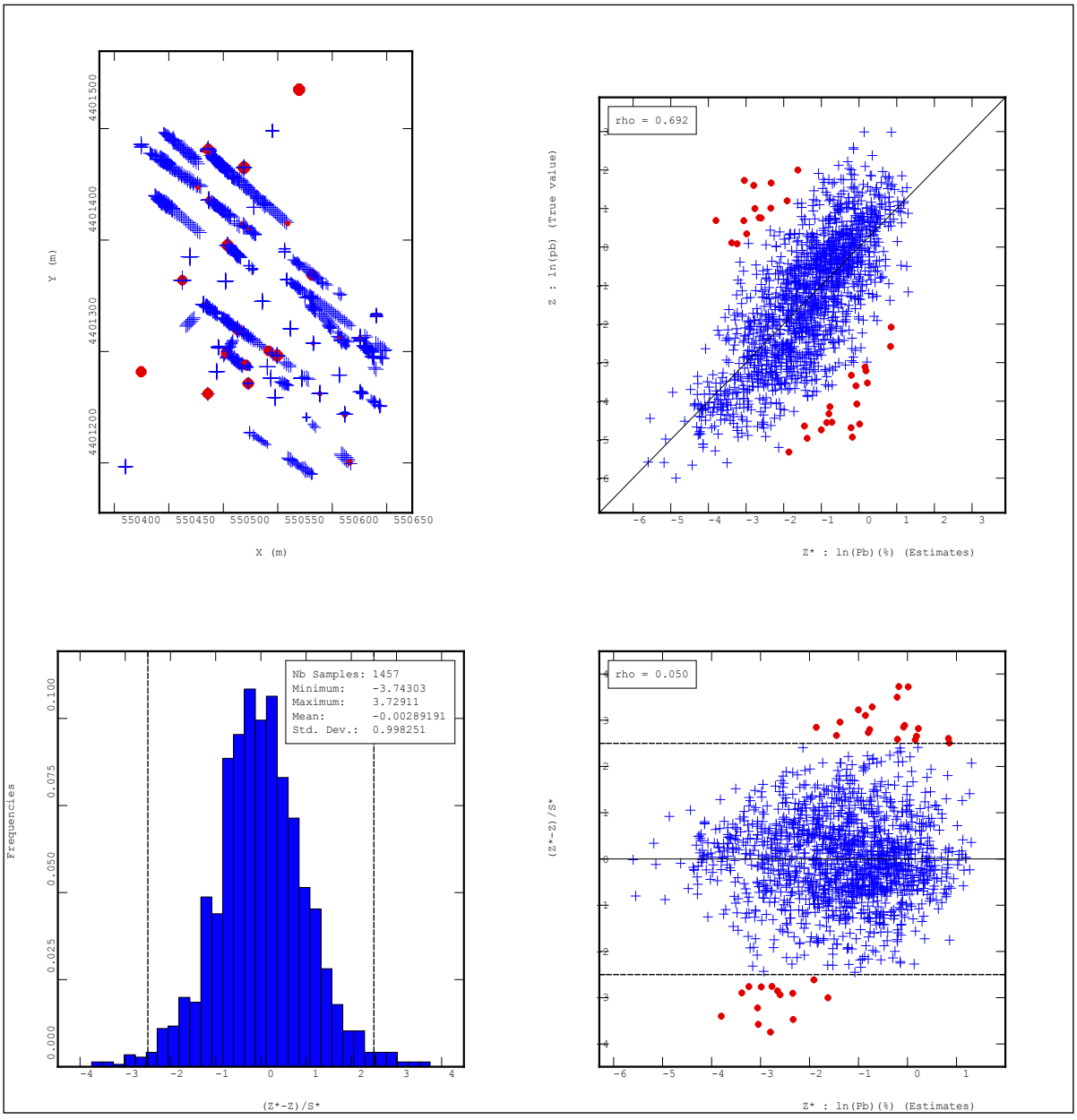
Blok Modeli

Üç boyutlu poligon alanında bir blok modeli yapılmış olup, blok boyutları 5x5x5 m (X veya B-D) x (Y veya K-G) x (Z veya Kot) olarak alınmıştır. Poligon alanındaki genellikle topografyadaki iki sondaj arasındaki mesafe 20-25m olduğundan, 5m X ve Y yönünde güvenilir ve yeterli tenör varyansını yansıtacağı düşünülmüştür. Örnek kompozit boyları 5m olduğundan, Z yönünde 5m'nin en uygun grid boyutu olduğu belirlenmiştir.

Cevherleşme kademeli olarak dağılım yaptığından 5m blok yüksekliği uygun görülmüştür. Grid parametreleri Çizelge 5'da verilmiştir. Yatağı içine alan bir prizma formunda tahmin yapılmıştır. Tahmin hacminden, topoğrafya üzerinde kalan hacimler çıkarılarak yatak hacmi bulunmuştur.

Çizelge 5. Blok modeli için grid dizayn parametreleri.

	X (m)	Y (m)	Z (m)
Orijin	550400	4401175	-115
Grid boyu	5	5	5
Grid sayısı	55	76	64



Şekil 7. Pb için çapraz doğrulama grafikleri **a)** Lokasyon haritasındaki hata oranı, **b)** Gerçek ve tahmin edilmiş değerler arasındaki ilişki, **c)** Standardize değerlerin histogramı, **d)** Artık değerlerin dağılımı.

Rezerv ve Tenör Tahmini

Kompozit verilerde Pb ve Zn'nin minimum %1 değeri ölçüt olarak alınmış olup, bu değerin altı hesaba katılmamış, %1 ve üzeri tenör değeri dikkate alınmıştır. Çalışma alanındaki poligon sınırları içinde rezerv ve tenör hesaplamaları yapılmıştır. Değişik tenör aralıklarına denk gelen cevher tonajları hesaplanmıştır. Pb, Zn tenör ve tonaj eğrisi grafikleri oluşturulmuştur. Ancak, bu şekiller makale sayfa sayısı sınırlı olduğundan verilmemiştir. Belirli tenör değerlerinde ve aralıklarındaki rezervler ayrıntılı olarak sadece Pb için Çizelge 5'de sunulmuştur. Ayrıca her aralığın veya tenöre karşılık gelen toplam rezerv miktarının ortalama tenörü de verilmiştir. Bu çizelgeler üretim planlamasının ve hazırlanmasının esasını oluşturur. Cevherin duruşu, sondajlar ve topografya üç boyutlu olarak (X, Y, Z) Şekil 8'de verilmiştir. Bu şekillerin incelenmesinden aşağıdaki sonuçlara ulaşılabilir.

- Üretim tasarımının kolayca uygulanmasını ve anlaşılmasını sağlar.

- Tüm cevherler genellikle daha uzun mesafede KD'dan GB istikametine doğru, daha kısa mesafede KB'den GD'ye doğru kademeli ve belirli seviyeler halinde bir dağılım göstermektedir.

- Yüksek tenörlü cevherler genellikle sahasının KB bölümünde yer aldığı, 10-100m kotları arasında bulunduğu görülmektedir.

- Bu modeller ile rezerv çizelgeleri birleştirilerek yorumlandığında cevherler için optimum harmanlama ve haftalık, aylık ve yıllık üretim planlaması yapılabilir.

Çizelge 6. Kurşunun tenör ve rezervi.

İşletme sınır tenörü aralıkları (%)	Kazanılacak Kurşun miktarı (ton)	Sınır tenör (cut-off) üzerindeki toplam rezerv (ton)	Sınır tenör (cut-off) üzerinde kalan toplam rezervin ortalama tenörü (%)
0	373771	35763750	0.998
1	**309564**	**10924298**	**2.689**
2	232732	5535546	3.990
3	174810	3157688	5.263
4	132345	1932722	6.508
5	98883	1182258	7.942
6	77450	788507	9.329
7	62827	561933	10.621
8	53734	439470	11.619
9	44831	334305	12.740
10	37488	256928	13.861
11	32615	210330	14.735
12	26969	161168	15.894
13	23009	129533	16.872
14	20353	109868	17.594

Cevherlerin yer altı tenör/kontur haritası sadece Pb için Şekil 9'da verilmiştir. Tenör kontur haritaları yeraltının istenilen seviyesinde (belirli Z kotunda) kesilerek yapılabilir. Şekil 9 da cevherin yatay yönde (D-B) en fazla yayılım gösterdiği 60m kotunda kesilmiş olup, bu kesilmiş yüzeye ait cevher tenörünün dağılımlarını göstermektedir. Tenör kontur haritaları üretim ve işletme planlaması için ideal unsurlardır. Örneğin yer altı 60m kotundaki yüzeyin kurşun tenör dağılımına bir göz atalım.

1) Çalışma sahasının yaklaşık yarıya yakını %45'i kurşunun cutoff olan 1 değerinin altındadır.
2) Yüksek tenörlü Pb cevheri sahanın Y: 4401340-4401480 koordinatları arasında yer almaktadır.
3) Kurşunun %6'dan daha yüksek tenör dağılımı sahanın KB'da yer almaktadır.
4) Genellikle cevher dağılımı KD-GB doğrultularında olup, bu durum maden jeolojisi örtüşmektedir.

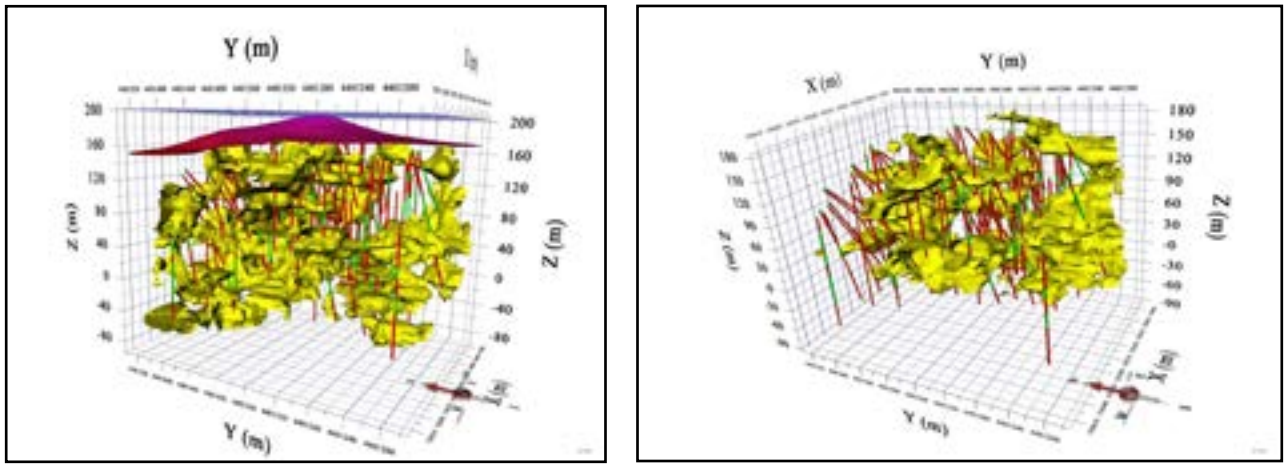
Model (Tahmin) Doğrulaması / Güvenilirliği / Yeterliliği Testleri

Rezerv ve tenör tahmin modellerinin doğrulaması aşağıdaki testlerle yapılmıştır.

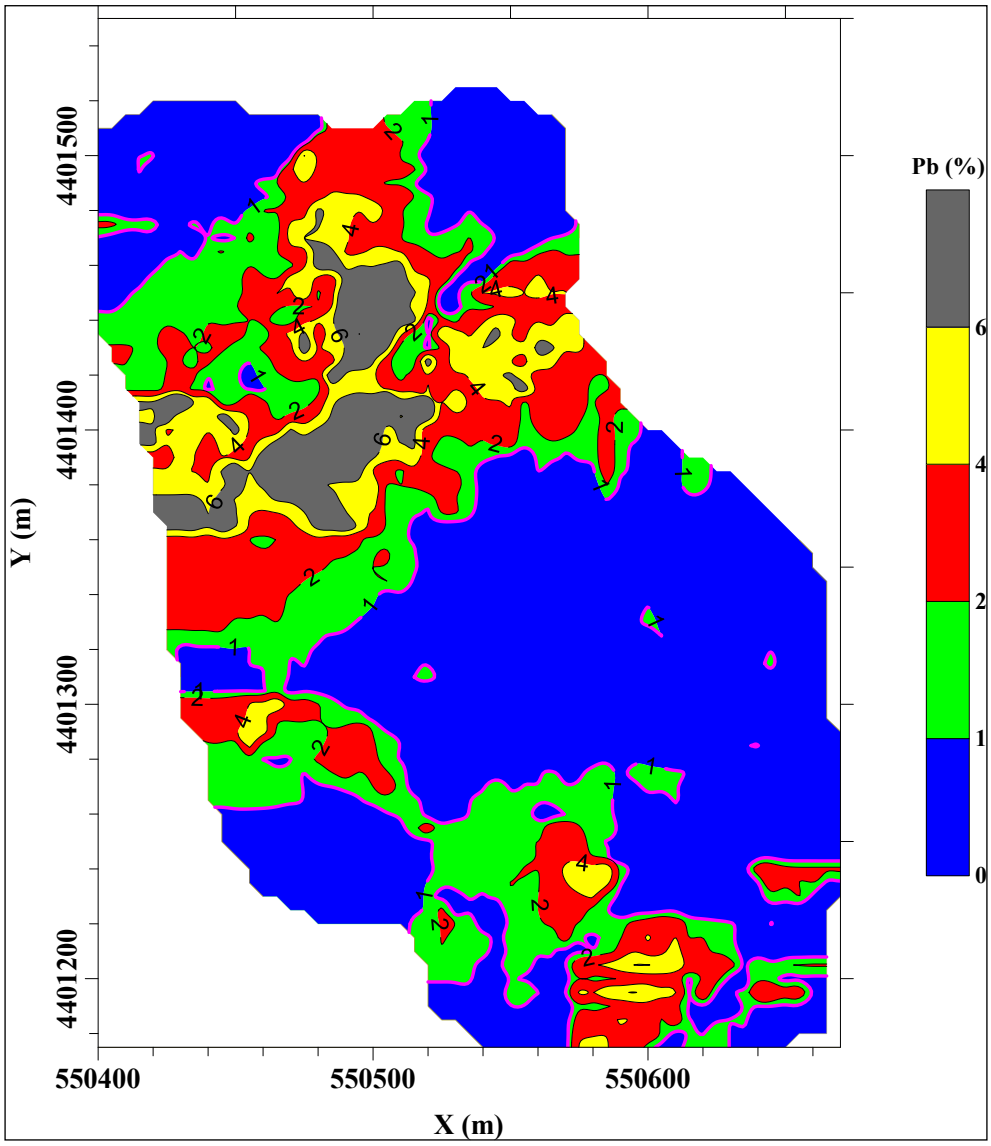
1) Kompozit (orijinal) ve tahmin yöntemi verilerine ait özet istatistiklerinin karşılaştırılması,
2) Kompozit ve tahmin histogramlarının karşılaştırılması,
3) Gerçek ve tahmin edilmiş değerler arasındaki korelasyonun incelenmesi,

Tahmin verilerinin özet istatistiği Çizelge 7'de verilmiştir. Tahmindeki ortalama ile orijinal verilerin ortalamasının birbirine yakın, tahmin verilerinin varyans, standart sapma ve değişim katsayısının orijinal verilerinkinden çok daha düşüktür. Örneğin kurşun verilerini inceleyelim. Çizelge 7'den 258495 veri kullanılmış olup, bunun ortalaması 0.85; orijinal verilerdeki 1457 veri olup, bunun ortalaması 0.82 dir (Çizelge 1). Pb'nin tahmin histogramı Şekil 10.a'da verilmiştir. Tahmin histogramı ile deneysel veri histogramı (Şekil 3) karşılaştırıldığında birbirleri ile örtüşmekte veya birbirlerine çok yakın bir benzerlik sergilemektedir. Deneysel veri histogramları ile tahmin histogramları birbirleriyle uyumlu ve hemen hemen aynı sonuçları üretmişlerdir. Ayrıca bu sonuçlar istatistiksel anlamda %95 güven düzeyinde test edilmişlerdir. Sonuç olarak, orijinal verilerin histogramları ile tahmin edilen verilerin histogramları arasında, en az %97'lik bir benzerlik olduğundan yapılan modelin geçerliliği kanıtlanmış olmaktadır.

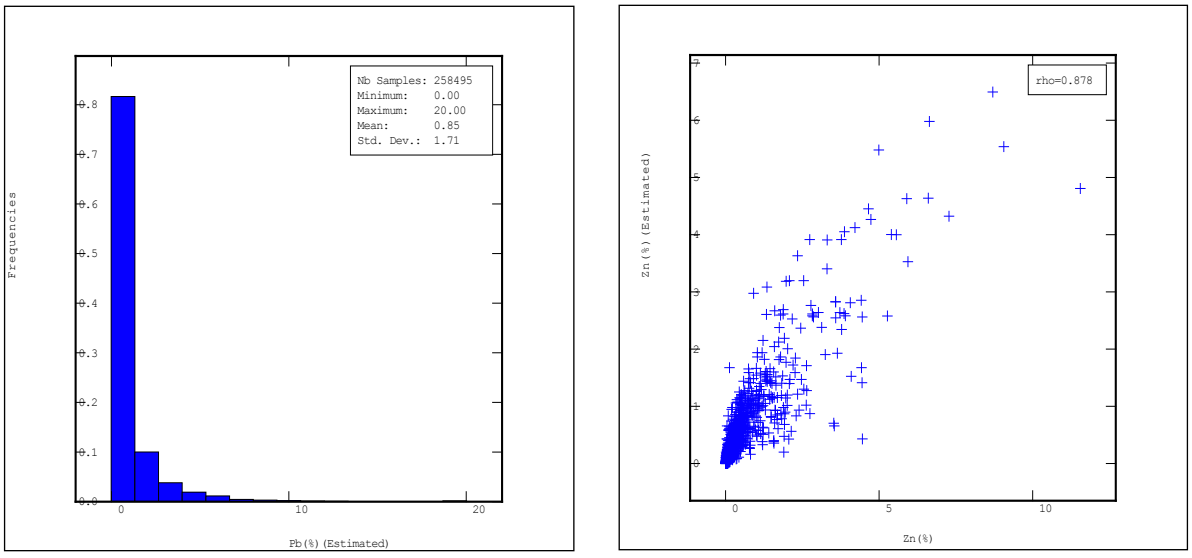
Tahmin ile gerçek veriler arasındaki korelasyon sadece Zn için Şekil 10.b'de sunulmuş olup, yüksek korelasyon ve çok kuvvetli bir ilişkinin olduğu görülmektedir. Deneysel tenör ile tahmin edilmiş tenör verileri arasındaki ilişki Pb korelasyon katsayısı 0.79, Zn için 0.88. Bu benzerlikler yapılan modelin doğruluğu ispatlar.



Şekil 8. Pb ve Zn sınır değer (%1) üzerindeki cevherin ve sondajların üç boyutlu dağılımları



Şekil 9. 60m kotunda kesilmiş yüzeydeki Pb tenör dağılım haritası.



Şekil 10. a) Pb'nin tenör tahmin histogramı, b) Zn gerçek ve tahmin edilmiş değerler arasındaki ilişki.

Çizelge 7. Tahmin edilmiş değişkenlere ait verilerin özet istatistiği.

Değişken	Veri sayısı	Minimum	Maksimum	Ortalama	Standart Sapma	Varyans	Değişim katsayısı	Çarpıklık	Sivrilik	Medyan
Pb (%)	258495	0.00	20.00	0.85	1.71	2.92	2.01	5.08	41.94	0.25
Zn (%)	252661	0.00	12.00	0.46	0.91	0.83	1.99	4.28	27.81	0.14

SONUÇLAR

Bu çalışmanın sonuçları aşağıdaki noktalar halinde özetlenebilir:

- Maden yatağı kireçtaşı, dasit kontak ve dokanaklarında gelişmiş skarn zonlarında yerleşmiştir.
- Veriler 5m aralıklarda veya kalınlıklarda kompozit verilere dönüştürülmüştür.
- Veri aşırı sağa çarpık (pozitif) dağılım gösterdiği belirlenmiştir.
- Veriler doğal logaritmaya dönüştürülmüş olup, analizlerde lognormal Kriging uygulanmıştır.
- Yönlü variogram analizinde KD-GB) doğrultusunda zonal ve geometrik anizotropi, düşey yönde jeolojik ardalanma belirlenmiştir.
- Teorik variogramlar, deneysel variogramlara iyi bir uzaysal (spatial) korelasyon sağlamıştır.
- Faklı tenör aralıklarında rezerv hesaplanmıştır. Bu aralıklarda işletme tenör ortalamaları verilmiştir.
- Yeraltının belirli kotlarında, o kot yüzeyine ait cevherin tenör dağılımları sergilenmiştir.
- Pb ve Zn dağılımı 3 boyutlu blok diyagramlarda ayrı ayrı katı modelleri oluşturulmuştur.
- Tahminin ürettiği sonuçlar ile orijinal verilerin sonuçları arasında yüksek ve kuvvetli bir korelasyon olup, orijinal veri ile tahminin kendi ürettiği veri özellikleri hemen hemen aynıdır.

KAYNAKLAR

Akyol, Z., 1977, Balya madeni civarının jeolojisi. Jeoloji Mühendisliği Dergisi,10-27.

Akyol, Z., 1979, Balya kurşun-çinko maden yatağı. Jeoloji Mühendisliği Dergisi, 48-58.

Aygen, T., 1956, Balya bölgesi jeolojisinin incelenmesi. M.T.A. Yayım Seri DNU-11, Ankara.

Clark, I., 1996, Logromal Kriging applied to non-lognormal deposits: Two case studies. 5 th International Geostatistics Congress, Wollongong: Australia.

Clark, I., 1997, Geostatistics applied to skewed data. Conference of the International Section on Mathematical Methods in Geology. The International Association for Mathematical Geology, Prague.

Çağatay, A., 1980, Batı Anadolu kurşun-çinko yataklarının jeoloji-mineraloji etüdü ve kökenleri Hakkında Görüşler. Türkiye Jeoloji Kurumu Bülteni, 23,119-132.

Gselsvik, T., 1962, Investigations of lead-zinc deposits in Northwest Anatolia, Turkey. M.T.A. Dergisi.

Houlding, S.W., 2000. Practical geostatistics: Modelling and spatial Analysis. Springer-Verlag Berlin.

Kaaden, G., 1957, Çanakkale-Biga-Edremit yarımadası bölgesindeki jeolojik etüd saha çalışmaları. M.T.A. Derleme Rapor No. 2661 (yayınlanmamış), Ankara.

Kishne, S.A., Bringmark, E., Bringmark, L., Alriksson, A., 2003, Comparison of ordinary and lognormal Kriging on skewed data of total cadmium in forest soils of Sweden. Environmental Monitoring and Assesment, 84, 243-263.

Kovenko, V., 1940, Balya Kurşun Madenleri, M.T.A. Dergisi, 4, 580-587.

Meer Mohr, H., 1959, Balya mıntıkasındaki kurşun zuhurlarının prospeksiyonu hakkında toplu rapor. M.T.A. derleme rapor no. 2703 (yayınlanmamış), Ankara.

Rivoirard, J., 1999, A Review of lognormal estimators for in situ reserves. Mathematical Geology, 22, 213-221.

Roth, C.,1998, IS lognormal Kriging suitable for local estimation. Mathematical Geology, 30, 999-1009.

Yamamoto, J.K., 2007, On unbiased back transform of lognormal Kriging estimates. Computer Geoscience, 11, 219-234.

Yamamoto, J. K., 2008, Assessing uncertainties for lognormal kriging estimates. In P.R. Shanghai (Ed) Proceedings of the 8th International Symposium on Spatial Accuracy Assessment in Natural Resources and Environmental Sciences, 62-69.

COMPARATIVE ANALYSIS OF FUEL ENERGY CONSUMPTION IN TRUCK-SHOVEL SYSTEM OF A DIAMOND MINE

J. Githiria[1*], T. Tingini[1], K. Gina[1]
[1]*University of the Witwatersrand, School of Mining Engineering, Johannesburg, South Africa*
*(*Corresponding author: joseph.githiria@wits.ac.za)*

ABSTRACT

Haulage-truck fuel consumption presents a significant cost at about 50% of the operation costs in mining companies. There are various mathematical tools such as multi-linear regression (MLR) analysis that have been used to analyse the relationship between equipment fuel consumption and key parameters affecting the haulage operations. MLR is a statistical tool that is used to model a linear relationship between one dependent and two or more independent parameters. It aims to forecast the output of the dependent parameter based on the varying values of the independent parameters. The key parameters involved in this study include payload, operating hours and production output per month. The study aimed to evaluate the factors affecting fuel consumption and showcase the prowess of regression analysis tool in analysing haulage systems in mines. It analyses the data collected from the mine using MLR to highlight the major factors affecting fuel energy consumption. The findings underscore the importance of using such tools to highlight the parameters that will optimise fuel efficiency in haulage operations.

Keywords: Truck-shovel system, fuel energy, production, hauling distance, equipment payload, regression analysis

INTRODUCTION

South Africa's mining sector remains one of the most important contributors to the national economy, both in terms of revenue generation and employment. According to Campbell (2025), in the first three quarters of 2024, the mining sector as a whole contributed approximately 6% to South Africa's total nominal gross domestic product (GDP), amounting to R432.7 billion. Beyond GDP, the sector generates substantial revenue through taxes and royalties, which support public infrastructure and national development initiatives. As of the third quarter of 2024, the mining industry employed 471,882 people, representing 4.5% of South Africa's total workforce, with employee earnings totalling R189.2 billion, or 5.7% of national workforce earnings (Campbell, 2025). These figures highlight the sector's critical importance in the country's economic and social landscape.

Within this broader industry, diamond mining holds a historic and strategic place. South Africa is currently ranked as the fifth-largest diamond producer globally by volume, with production levels ranging between 5.9 and 9.6 million carats in 2023 (Cowling, 2024). Open-pit mining is the predominant method used in large-scale diamond extraction due to its relative cost-effectiveness and efficiency in accessing near-surface ore bodies. The technique involves the progressive excavation of large benches of ore and waste rock, typically using truck-shovel systems, which are capital- and energy-intensive (Jaqsilikovna & Rustenmovich, 2023).

Despite its economic significance, the industry is increasingly challenged by rising fuel energy costs, which substantially impact operational expenditure. Open-pit mines rely on a mixed fleet of diesel-powered equipment, including rigid and articulated haul trucks. Although operational benchmarks for fuel usage are set, actual consumption frequently fluctuates—often exceeding these targets. These inconsistencies underscore the need for a deeper, data-driven understanding of the operational factors influencing fuel energy efficiency in open-pit mining operations.

Open-pit mining operations face persistent challenges in managing fuel consumption, particularly within truck-shovel systems, which account for a large portion of total operational costs and carbon emissions. Although mining technologies and fuel-monitoring tools have improved over the years, many operations still lack a mine-specific, data-driven understanding of which operational factors most significantly influence fuel usage (Soofastaei et al., 2016).

The absence of predictive models that account for multiple variables simultaneously often results in suboptimal energy efficiency in mining operations. As demonstrated by Dindarloo and Siami-Irdemoosa (2016), fuel consumption in truck-shovel systems is influenced by a complex interaction of parameters including payload, production targets, haul road resistance, equipment specifications, and operating conditions. Their research identified that while payload and haul road resistance were major determinants of fuel usage, a comprehensive model incorporating multiple operational variables is essential for accurate prediction and optimisation of energy consumption in mining trucks (Dindarloo & Siami-Irdemoosa, 2016). Therefore, this research study attempts to address the problem faced in an open-pit mining operations by applying multi-linear regression (MLR) analysis to mine-specific data collected over six months, focusing on the key variables. By leveraging on Python programming language for statistical analysis, this study aims to isolate the primary determinants of fuel consumption, enabling the development of targeted strategies to optimise fuel use, reduce operational costs, and promote environmental sustainability in open-pit diamond mines.

Python is a valuable programming language due to its versatility, ease of use, extensive libraries and efficiency in data analysis and visualisation. It enables tasks like data cleaning, manipulation, analysis, visualization, and building predictive models. It can also handle large datasets and perform complex computations (Porcu, 2018; Embarak, 2018). This will enable mining engineers to extract valuable insights from their sample data with ease and aid in decision-making processes. The programming language syntax is also straightforward and clear, making it easy to code and interpret. Python can be used to visualise sample data in form of graphical and numerical visualisations for easy understanding. Data visualisation is the representation of data through use of common graphics, such as charts, plots, infographics, and even animations. These visual displays of information communicate complex data relationships and data-driven insights in a way that is easy to understand. The main goal of data visualisation is to make it easier to identify patterns, trends and outliers in large data sets.

This research study is driven by the need to reduce operation costs and improve production by highlighting the relationship between key mining variables and fuel energy consumption at an open-pit mine operation. This is because fuel is one of the most expensive inputs in open-pit mining operations (Yudoko, 2024). Optimising fuel efficiency can lead to significant cost savings and decrease carbon emissions contributing to sustainable mining operations. In an industry where cost management and environmental responsibility are critical, improving fuel utilisation can enhance overall profitability by maximising revenue while reducing the environmental footprint.

FUEL CONSUMPTION IN OPEN-PIT MINING OPERATIONS

Fuel consumption has become a critical focus area in modern mining operations due to its direct impact on cost, productivity, and environmental sustainability (Rodovalho, et al., 2016). Within open-pit mining, truck-shovel systems serve as the primary means of material transport, yet they also represent one of the most

energy-intensive components of the operation. Rising fuel costs and the growing emphasis on sustainable mining practices have made it essential for mining companies to analyse the operational factors that influence fuel usage. Fuel consumption in mining operations has attracted increasing academic and industrial attention due to its direct implications on cost, productivity, and environmental sustainability. This section reviews existing literature on optimising and predicting fuel usage in mining operations. It analyses the key operational factors influencing fuel efficiency, and application of multi-linear regression analysis in mining contexts.

Fuel consumption is a critical operational concern in open-pit mining, directly influencing both cost efficiency and environmental impact (Yudoko, 2024). These operations depend extensively on diesel-powered equipment fleets such as dump trucks, loaders, shovels, drills, and support vehicles—for the excavation, loading, and transportation of ore and waste materials. Among the various haulage systems used, the truck–shovel method remains one of the most prevalent, where shovels or loaders load materials into haul trucks for transport (Manyele, 2017). According to Wang et al. (2021), fuel consumption for haul trucks alone can account for up to 22% of total operational costs in open-pit mining. Environmental conditions, such as changes in air density and engine performance at varying altitudes, may further influence energy consumption in diesel-powered equipment.

Vera-Burau, et al. (2023) investigated the complexities of mine planning and design, particularly in open-pit mining, by evaluating various constraints and their impacts on economic feasibility. Their approach utilised a uranium deposit for simulation and analysis, focusing on factors such as production rates, ramp designs, and environmental costs. From the study, it mentioned that generally larger trucks which provide greater capacity have higher fuel consumption compared to smaller trucks, revealing a trade-off between equipment size and operational efficiency. The carbon dioxide emissions per tonne increased significantly when larger trucks were utilised, highlighting environmental concerns associated with the equipment choices. The outcomes from this study emphasize the intricate balance required in mine planning between maximising net present value (NPV) and minimising environmental impacts. This study indicates that choices regarding equipment size and production rates should account for long-term sustainability and operational efficiency.

A systematic literature review conducted by Tadubana et al. (2024) examined the prediction of haulage-truck fuel consumption in open-pit mining, focusing on identifying prediction techniques, evaluation metrics, and influential parameters. The review covered studies published from 2010 to 2021 and included 36 relevant research papers. Fifteen distinct predictive techniques were identified and the most frequently used were artificial neural networks (ANN) at 21%, mixed integer linear programming (MILP) at 18%, discrete event models (DEM) at 16% and MLR at 8%. Key parameters influencing fuel consumption included payload and speed. Other contributing factors considered included cycle time, distance, road conditions, and environmental factors.

Analytical techniques to model fuel consumption have been used to model the relationship between the main parameters. Neural network applications use multiple variables including payload magnitude, loading duration, idle time while loaded, loaded travel duration, empty travel duration, and idle time while empty (Dindarloo & Siami-Irdemoosa, 2016). These multi-dimensional approaches enable more accurate prediction of fuel consumption under varying conditions. The development of comprehensive analytical frameworks involves creating objective functions that incorporate multiple operational variables. This approach enables mining operations to establish more accurate fuel consumption budgets and identify optimisation opportunities through systematic analysis of operational data patterns.

Alamdari et al. (2022) applied MLR to open-pit haul truck data and identified payload, haul distance, and operational speed as significant predictors of fuel consumption, highlighting their critical role in optimizing mining fuel efficiency. Similarly, MLR analysis has been used to predict and manage mining pressure in coal mining faces, utilising extensive real-time datasets from hydraulic support monitoring systems (Dong et al., 2023). They demonstrated that a constrained MLR model could accurately predict mining pressure, with over

90% of predictions falling within a 30% error margin compared to actual values (Dong et al., 2023). The strength of MLR lies in its ability to quantify the relative contribution of each variable while controlling for others, making it well-suited for complex operational environments.

Studies have identified several key parameters that affect fuel consumption in open-pit operations. They include payload, speed, operational hours, equipment selection, haul road conditions and distance. A study by Soofastaei et al. (2016) showed that payload variance significantly impacts diesel energy consumption and greenhouse gas emissions in surface mining operations. Overloading increases fuel burn rates due to engine strain, while underloading leads to inefficiencies. Excessive idling and poor cycle times contribute to unnecessary fuel waste, with idling accounting for up to 15% of total fuel use (Sari, 2021). Most open pit mines operate in shifts that are long and unproductive due to operator fatigue and equipment unavailability. Poor shift scheduling with continuous 24/7 operations lead to inefficiencies. Structured 6-hour shifts in the mine with minimised downtime improves energy utilisation. Hence managing and minimising unproductive operational hours is key to fuel efficiency (Rodovalho et al., 2016).

Poorly maintained haul roads increase rolling resistance, leading to higher fuel consumption, hence managing road roughness will optimise haul truck fuel efficiency (Thompson & Visser, 2003). On the other hand, haul distances directly impact fuel usage, with longer routes requiring more energy for material transportation. Rodovalho et al. (2016) illustrated using their model how diesel consumption reduced by 10% after implementing MLR in the fuel usage analysis. The study showed that statistical analysis tools such as MLR can be effective in mining operations when managing operational costs.

Older machinery tends to have lower fuel efficiency due to engine wear and outdated technology (Sari, 2021). Proper maintenance schedules and equipment upgrades are important for optimising fuel consumption. Norgate and Haque (2010) found that larger haul trucks if utilised appropriately to haul huge mass of material are more fuel-efficient per ton-kilometre than smaller ones. Ultra-class trucks that are more than 300 tonnes consumed around 0.12–0.15 L/ton-km, while mid-sized trucks that are range from 100 to 150 tonnes used 0.18–0.22 L/ton-km under similar conditions (Vukovic, 2013). This highlights how fleet composition impacts fuel efficiency and operational costs.

Several studies have identified payload variance as having significant impacts on diesel energy consumption and greenhouse gas emissions in surface mining operations (Soofastaei et al., 2016). Overloading increases fuel burns rates due to engine strain, while underloading leads to operational inefficiencies. The relationship between payload optimization and fuel consumption demonstrates measurable correlations, with determination coefficients reaching 0.93 and prediction errors of 8.78% in predictive modelling applications (Wang et al., 2021).

Operational altitude significantly impacts diesel engine thermal efficiency and fuel consumption patterns. Brake thermal efficiency decreases consistently as altitude increases, with this effect being particularly pronounced at engine speeds of 1030 and 1600 rpm (Wang, et al., 2013). This altitude-dependent performance degradation affects many mining operations located at elevated geographic positions. Temperature variations also influence engine performance characteristics. Normal operating temperatures for large, specialized trucks typically range between 80-90°C (CAT, nd). Though harsh climatic conditions involving reduced air pressure and oxygen concentration create additional performance challenges. These factors must be considered when analysing varying fuel energy consumption.

Several operational approaches have proven effective for minimizing fuel consumption in mining truck operations. Enhanced dispatching strategies, optimized muck pile configuration including shape and size distribution, and improved shovel/loader operator training represent effective preventive measures for reducing truck flow bottlenecks at loading points, thereby improving overall energy efficiency. Idle time management is another critical factor in fuel consumption optimisation. The analysis of operational patterns shows that fuel

consumption during truck queueing periods cannot be ignored in comprehensive efficiency assessments. This finding emphasizes the importance of system-level optimisation that addresses both active hauling and waiting periods.

Modern mining equipment relies predominantly on diesel powertrains due to their superior energy density characteristics. Diesel fuel carries 38 kilowatt hours of energy per gallon, which is 27 times that of lithium-ion batteries (CK Power, nd), making diesel engines particularly suitable for high-energy mining applications requiring substantial power output over extended periods. Recent technological advances in diesel engine design have improved efficiency despite increasingly stringent emission regulations. Tier 4 Final engines offer up to 5% better fuel efficiency compared to Tier 3 engines while maintaining equivalent power and reliability specifications (Cummins Inc., 2014). Field testing programs have demonstrated even greater improvements, with Cummins Tier 4 Final engines showing 10% lower fuel consumption in two-year testing programs involving 70 machines operating under the toughest duty cycles (Cummins Inc., 2014). These improvements illustrate the potential for technological solutions to fuel efficiency challenges.

This study conducted a comparative analysis of fuel consumption using MLR to quantify the relative impact of key operational factors. MLR is a valuable analytical method used in the mining industry to examine how multiple independent variables such as payload, production output, equipment selection, and operational hours, simultaneously affect a dependent variable like fuel consumption. This will allow for more accurate prediction and operational optimisation. Existing research on fuel consumption in open-pit mining often provides generalized findings that overlook the unique operational dynamics in the mining operations. The use of MLR analysis for evaluating fuel efficiency in truck–shovel systems is limited, particularly in studies that focus on mines with varying fleet compositions and operational setups. This study attempts to address the problem by applying MLR to mine-specific data, examining how payload, production output, and operating hours influence fuel consumption. Studies have identified these are the key parameters that affect fuel consumption in open-pit operations and understanding these factors is critical for mining operations. The results aim to inform cost-effective, energy-efficient practices tailored to the open pit diamond mining operation.

Fuel Energy Consumption Analysis using MLR

Given the significant economic and environmental impact of fuel consumption in open-pit mining operations, the research study analyses the comparative influence of key operational variables on fuel energy consumption patterns in a truck-shovel system used in diamond mine. This is due the substantial portion of operational costs attributed to this system. The equipment used in the open-pit diamond operation include haul trucks (CAT 777, CAT 773 and CAT 745), hydraulic excavators (CAT 390, and CAT 340), hydraulic shovels (CAT 6020, and CAT 6015), wheel loader (CAT 992), drills and support machinery. The actual fuel consumed in the mining operations shown in Table 1 is high in several months compared to the budgeted fuel of 836,080.25 litres. The study aimed to determine which factors demonstrated the greatest predictive power for fuel consumption optimisation. It quantified the relative impact of payload, total production outputs, and machine operating hours on fuel consumption patterns over a six-month period as seen in Table 1.

Table 1: Fuel consumption patterns over a six-month period for all the equipment

Month	Fuel Consumption (L)	Payload (Tonnes)	Operating Hours	Efficiency (L/ Tonne)	Fuel per Hour (L/Hr)
January	982,085.6	1,055,758	17,524.4	0.93	56.0
February	854,767.4	959,178.9	13,587.4	0.89	62.9
March	1,012,697.7	1,017,697.7	14,526.9	0.67	55.7
April	808,831.7	925,736.4	15,271.9	0.87	53.0
May	859,851.1	1,055,156	16,150.4	0.82	53.2
June	742,433.7	739,042.2	13,079.3	1.00	56.8
July	742,433.7	739,042.2	13,079.3	1.00	56.8

The results formulated data-driven recommendations for optimising fuel efficiency that balance production requirements with cost reduction and environmental sustainability goals. MLR analysis will serve as the primary analytical tool to establish relationships between the dependent variable (fuel consumption) and the identified operational factors. Descriptive statistics are used to summarize average fuel usage, production outputs, operational hours and equipment performance trends.

Statistics such as R-squared, p-value, standard error, regression coefficients can indicate the relationship between dependent and independent variables as shown in Table 2. R-squared represents the proportion of the variance in fuel consumption that can be explained by the independent variables. A higher R-squared value (closer to 1) indicates a better fit of the model to the data. While p-value tests the overall significance of the regression model and having a low p-value for the F-statistic (e.g., < 0.05) indicates that the model is statistically significant.

Lastly, the coefficients can indicate what effect it will have on the dependent variable when one independent variable increases or decreases. An increase in payload led to an increase in fuel consumption therefore the coefficient for payload is positive and statistically significant. More operating hours would directly translate to more fuel being consumed, thus the coefficient for operating hours is positive and statistically significant.

Table 2:Statistics of the MLR model

Variable	Coefficient	Standard Error	t-statistic	p-value	Significance
Intercept	700.12	50.23	13.92	<0.05	Significant
Payload	50.57	10.12	5.00	<0.05	Significant
Operating Hours	2.35	1.23	1.90	>0.05	Not Significant

The general equation for multiple linear regression (MLR) is $y = \beta_0 + \beta_1 x_1 + \beta_2 x_2 + ... + \beta_i x_i + \varepsilon$, where 'y' is the predicted value of the dependent variable, 'x_1', 'x_2', ... 'x_i' are the independent variables, 'β_0' is the y-intercept, 'β_1', 'β_2', ... 'β_i' are the regression coefficients for each independent variable, and 'ε' is the model residual (Alamdari et al., 2022). The intercept of the model, β_0 (y-intercept), is the value of 'y' when all independent variables are zero. Regression coefficients represent the change in 'y' for a one-unit change in the corresponding independent variable, holding all other independent variables constant.

The MLR equation of this truck-shovel system is defined as fuel consumption = 700.12 + 50.57(payload) + 2.35(operating hours). The coefficients of the equation represent:

- y-intercept: In this model, it represents the expected value of fuel consumption amounting to 700.12 litres when both payload and operating hours are zero.

- Payload coefficient: The coefficient indicates how much fuel consumption is expected to change for each additional tonne of payload. The coefficient is 50.57 thus it means that for each additional tonne, fuel consumption increases by 50.57 litres.

- Operating hours coefficient: Similarly, this coefficient shows how much fuel consumption is expected to change for each additional hour of operation. In this operation, fuel consumption increases by 2.35 litres for each hour.

R-squared indicates how well the independent variables explain the variability of the dependent variable (fuel consumption). A value close to 1 suggests a good fit, while a value closer to 0 indicates a poor fit. R-squared of 0.85 indicates that 85% of the variance in fuel consumption is explained by payload and operating hours. Standard errors provide an estimate of the variability of the coefficient estimates whereby smaller standard errors relative to the coefficient values suggest more precise estimates. This model generated a standard error of 50.23 with a moderate model fit with an adjusted R-squared of 0.8.

For each coefficient, the p-value tests the null hypothesis that the coefficient is equal to zero (indicating no effect). A p-value less than 0.05 typically suggests that the predictor is statistically significant. On the other hand, a p-value greater than 0.05 indicates that the model failed to reject the null hypothesis, suggesting that the predictor may not have a significant effect. With a p-value of 0.005, payload is statistically significant, suggesting that changes in payload do have a significant effect on fuel consumption. While operating hours has a p-value of 0.098, suggesting that operating hours may not be statistically significant at the 0.05 level, indicating that its effect on fuel consumption is not as strong or clear.

CONCLUSION

The MLR analysis showed that total payload and operating hours are all significant predictors of total fuel consumption. The coefficients would quantify the impact of each factor, allowing for an understanding of how changes in these operational parameters affect fuel efficiency. This information can be valuable for optimizing operations and managing fuel costs. The study used MLR to analyse fuel consumption in an open-pit diamond mine using monthly fuel logs, machine operating hours, payload information, and monthly production outputs. The comprehensive analysis conclusively identified operating hours as the most influential variable affecting fuel consumption through the evaluation criteria.

The MLR model had a R-squared of 0.85, indicating an 85.0% fuel consumption variation with a strong relationship between variables. The intercept suggests that with zero payload and zero operating hours, the expected fuel consumption is 700.12 litres. The coefficient for payload is 50.57, meaning for every additional tonne of payload, fuel consumption increases by approximately 50.57 litres. The coefficient for operating hours is 2.35, which suggests that for each additional operating hour, fuel consumption increases by approximately 2.35 litres. However, with a p-value of 0.098, this variable is not statistically significant at the 0.05 level.

This analysis can help mine management understand how effectively their operations are using fuel relative to the payload carried and the hours operated. Adjust operational strategies based on these insights for efficiency improvements. The approach used in this study aligns with the objective to determine the comparative influence of key operational variables on fuel energy consumption. The findings provided data-driven insights into cost reduction opportunities, operational efficiency, and environmental impact in the open-pit mining operation.

REFERENCES

Alamdari, S., Basiri, M. H., Mousavi, A. & Soofastaei, A., 2022. Application of Machine Learning Techniques to Predict Haul Truck Fuel Consumption in Open-Pit Mines. *Journal Of Mining and Environment*, 13(1), pp. 69-85.

Campbell, R., 2025. Mining still major contributor to South African economy. *Mining Weekly*. [Online] Available at: https://www.miningweekly.com/article/mining-still-major-contributor-to-south-african-economy-2025-02-03#:~:text=The%20South%20African%20mining%20industry%20contributed%206%,money%20terms%2C%20this%20amounted%20to%20R432.%207%2Dbillion. [Accessed 16 April 2025].

CAT, nd. [Online] Available at: https://www.cat.com/en_ZA/products/new/equipment/off-highway-trucks/mining-trucks/18092621.html

CK Power, nd. Battery vs. diesel: Why we need both as we move into a greener future. [Online] Available at: https://ckpower.com/battery-vs-diesel-why-we-need-both-as-we-move-into-a-greener-future/

Cowling, N., 2024. Diamond production in South Africa 2004-2023. *Statista*. [Online] Available at: https://www.statista.com/statistics/964873/south-africa-diamond-production-volume/ [Accessed 16 April 2025].

Cummins Inc., 2014. Cummins Tier-4-Final Field Test Showed 10% Lower Fuel Consumption. [Online] Available at: https://www.forconstructionpros.com/equipment/fleet-maintenance/diesel-engines/press-release/11323000/cummins-inc-cummins-tier4final-field-test-showed-10-lower-fuel-consumption

Dindarloo, S. R., Siami-Irdemoosa, E., 2016. Determinants of fuel consumption in mining trucks, *Energy*, Volume 112, Pages 232-240, ISSN 0360-5442, https://doi.org/10.1016/j.energy.2016.06.085.

Dong, J., Xie, Z., Jiang, H. & Gao, K., 2023. Multiple regression method for working face mining pressure prediction based on hydraulic support monitoring dataset. *Frontiers in Earth Science*, 11(1114033).

Embarak, O., 2018. Introduction to Data Science with Python. In: Data Analysis and Visualization Using Python. Apress, Berkeley, CA. https://doi.org/10.1007/978-1-4842-4109-7_1

Jaqsilikovna, J. G. & Rustenmovich, A. B., 2023. Stages Of Open Pit Mining. Mining Methods and Their Processes. *International Scientific Journal Science and Innovation*, 2(1).

Manyele, S. V., 2017. Investigation of Excavator Performance Factors in an Open-Pit Mine Using Loading Cycle Time. *Engineering*, 9(7), pp. 599-624.

Norgate, T., Haque, N., 2010. Energy and greenhouse gas impacts of mining and mineral processing operations, Journal of Cleaner Production, Volume 18, Issue 3, Pages 266-274, ISSN 0959-6526, https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2009.09.020.

Porcu, V., 2018. Python for data mining quick syntax reference. Apress Berkeley, CA. https://doi.org/10.1007/978-1-4842-4113-4

Rodovalho, E. d. C., Lima, H. M. & Tomi, G., 2016. New approach for reduction of diesel consumption by comparing different mining haulage configurations. *Journal Of Environmental Managament, Volume*, 172, pp. 177-185.

Sari, L. P., 2021. Fuel consumption efficiency regarding the road quality in the coal mine: a case study. *Journal of Industrial Systems and Management*, 5(1), pp. 25-34.

Soofastaei, A., Aminossadati, S. M., Kizil, M. S. & Knights, P., 2016. Payload variance plays a critical role in fuel consumption of mining haul trucks. *Mining3*. [Online] Available at: https://www.mining3.com/wp-content/uploads/2016/11/Payload-variance-mining3-1.pdf [Accessed 29 March 2025].

Tadubana, G., Sigweni, B., & Ayoung, D. A., 2024. Systematic review on prediction of haulage truck fuel consumption in open-pit mines. International Journal of Mining, Reclamation and Environment, 38(10), 833–850. https://doi.org/10.1080/17480930.2024.2357509

Thompson, R. J. & Visser, A. T., 2003. Mine haul road maintenance management systems. *Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy*, 103(05), pp. 303-312.

Vera-Burau, A., Álvarez-Ramírez, D., Sanmiquel, L., Bascompta, M., 2023. A comparison of the fuel consumption and truck models in different production scenarios, *Applied Sciences,* 13, 5769. https://doi.org/10.3390/app13095769

Vukovic, V., 2013. Reducing Haul Truck Fuel Consumption in Open Pit Mines by Strategic Changes to the Haulage Cycle, Kingston, Ontario, Canada: Queen's University.

Wang, Q., Zhang, R., Lv, S. & Wang, Y., 2021. Open-pit mine truck fuel consumption pattern and application based on multi-dimensional features and XGBoost, *Sustainable Energy Technologies and Assessments*, Volume 43, 100977, ISSN 2213-1388, https://doi.org/10.1016/j.seta.2020.100977.

Wang, X., Ge, Y., Yu, L., and Feng, X., 2013. Effects of altitude on the thermal efficiency of a heavy-duty diesel engine, Energy, 59, pp. 543-548.

Yudoko, G., 2024. Fuel Efficiency Improvement Initiatives for Reducing Mining Operation Costs Using Root Cause Analysis and SWOT Method A Case Study Pt. Falcon, 2nd BLOCK, East Kutai, East Kalimantan, Indonesia. *International Journal of Current Science Research and Review*, 7(1), pp. 296-306.

DOĞALTAŞ İŞLETMELERİNDE BAŞABAŞ NOKTASI ANALİZ TEKNİĞİ: REKABETÇİ MALİYETLİ ÜRETİM KAPASİTESİNİN BELİRLENMESİ

BREAK-EVEN POINT ANALYSIS TECHNIQUE IN NATURAL STONE QUARRIES: DETERMINATION OF PRODUCTION CAPACITY WITH COST EFFECTIVE

T. Mallı *, A. H. Deliormanlı

Dokuz Eylül Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü
*(*Sorumlu yazar: tahir.malli@deu.edu.tr)*

ÖZ

Türkiye doğaltaş ihracatı 2024 yılında 6.078.347 ton karşılığında yaklaşık 1.94 milyar $ FOB değeri ile ülke ihracatının % 0.74' ünü oluşturmaktadır. Doğal taş sektöründe mermer-traverten ham veya blok ürün grubu ihracat değerleri; 2023 yılında 665 milyon $ düzeyinden 2024 yılında 616 milyon $ değerine gerilerken bu ürün grubunda üretim miktar bakımından 2023 yılında 3.436.179 ton düzeyinden 2024 yılında 3.168.165 ton düzeyine inmiştir. Doğal taş sektörü mermer-traverten ham veya blok ürün grubunda miktar ve değer olarak yaklaşık % 7 oranında görülen bu düşüşlere karşın işletmelerin sürdürülebilir, rekabetçi, efektif maliyetli çözümler geliştirmesi kaçınılmazdır. Doğaltaş sektöründe küresel rekabet koşulları gözönünde bulundurulduğunda; işletmelerde kapasite artışı, verimliklerin yükseltilmesi ve birim üretim maliyetlerinin düşürülmesi gerekmektedir. Özellikle düşük kapasitede blok üretimleri gerçekleştiren işletmelerin artan maliyetlere bağlı olarak düşük blok verimliliklerinde ekonomik çalışabilmesi olası görünmemektedir. Doğaltaş işletmelerinde başabaş noktası kapasite analizi ile gelir/gider ve karlılık düzeylerinin iyileştirilmesi mümkün görünmekte ve böylelikle maliyet kontrolü ve iyileştirmeler; işletme ekonomileri ile sürdürülebilirliğin güçlendirilmesi ve nihayetinde ülke mermer rezervlerinin rasyonel ve ekonomik değerlendirilmesi de olasıdır.

Anahtar Kelimeler: Doğaltaş, mermer ocağı, işletme kapasitesi, blok verimi, rekabetçi maliyetli üretim.

ABSTRACT

Türkiye's natural stone exports is amounted to 6.078.347 tons in 2024 and constituting 0.74% of the country's total export with a FOB value of approximately $1.94 billion. In the natural stone sector, export values of the marble-travertine raw or block product group decreased from $665 million in 2023 to $616 million in 2024, while the quantity of this product group 3.436.179 tons in 2023 to 3.168.165 tons in 2024. Despite these decreases in the marble-travertine raw or block product group of natural stone sector, which are seen as approximately 7% in quantity and value, it is inevitable for enterprises to develop sustainable competitive and cost-effective solutions. Considering the global competition conditions in the natural stone sector; capacity increase and efficiency increase in marble enterprises and production costs should be reduced. It does not possible, especially for quarries producing blocks at low capacity, to operate economically at low block efficiencies due to increasing costs. It appears possible to improve income/expense and profitability levels in natural stone quarries through break-even capacity analysis. This allows for cost control and improvements, it is feasible to strengthening enterprise economies and sustainability, and ultimately to evaluate the country's marble reserves rationally and economically.

Keywords: Natural stone, marble quarry, operating capacity, block efficiency, cost-effective production.

GİRİŞ

Dünya'nın en zengin mermer yataklarının bulunduğu Alp-Himalaya kuşağında yer alan Türkiye, 5.1 milyar m^3 (13.9 milyar ton) muhtemel mermer rezervine sahip olup bu değer 15 milyar m^3 olduğu tahmin edilen dünya rezerv toplamının % 33'üne karşılık gelmektedir. Sektör yaklaşık 1500 doğal taş ocağı, fabrika ölçeğinde faaliyet gösteren 2000 kadar tesis ile 300.000 istihdam ile önemli bir faaliyet alanıdır (Doğal Taşlar Sektör Raporu, 2021). Türkiye zengin rezervleri ve gelişen mermer işleme sanayisi ile dünyanın en önemli doğaltaş üreticileri arasında yerini almıştır. Özellikle son dönemde büyük şirketlerin yaptığı yatırımlar sayesinde modern mermer ocağı üretim yöntemleri ve gelişen en son teknikler sayesinde mermer üretimi ve işlemesinde büyük artış kaydedilmiştir (Özçelik, 2023). Dünya doğaltaş ihracatı içinde % 11 düzeyinde pay alan Türkiye doğaltaş sektörü toplam ihracat içinde yaklaşık % 0.75 düzeyindedir.

Türkiye doğaltaş sektörü ihracatı 2024 yılında 1.939.360.648 $ değeriyle ülke ihracatını % 0.74 düzeyinde desteklemiştir. Doğaltaş ihracatı 2022 yılında 2.096.357 $ değerinde ve miktarsal olarak 7.176.765 ton düzeyinde, 2023 yılında yaklaşık % 7.6 oranında düşerek 1.936.698.152 $ düzeyinde gerçekleşmiş ve miktarsal olarak da % 12.1 oranında azalarak 6.307.373 ton düzeyinde gerçekleşmişti. Türkiye doğal taş sektöründe mermer-traverten ham veya blok ürün grubu ihracat değerleri son beş yılda düşerek 665.615.396 $ düzeyine gerilemiştir. 2018 yılında ihracat değeri 945.174.218 $ düzeyinde ve miktar olarak 5.043.319 ton seviyesinden 2023 yılında 665.615.396 $ değerine ve 3.436.179 tona gerilemiştir. 2024 yılında da bir önceki yıla göre % 7.44 oranında düşerek 616.065.056 $ değerine ve miktar bakımından % 7.79 oranında düşerek 3.168.165 t düzeyine gerilemiştir (IMIB,2024).

Doğaltaş sektöründe ihracat değeri ve miktarında önemli oranda düşüş ve küresel rekabetteki risklere karşın işletmelerin teknik ve ekonomik açıdan yönelik önlem ve çözüm stratejileri geliştirmesi kaçınılmazdır. Dünya mermer sektöründe kazanılan ticaret hacmi, rekabet gücü ve elde edilen büyümenin sürdürülebilirliği, üretimin arttırılması ve ekonomik ölçekli işletmelere dayalıdır. Bu yönüyle, optimum üretim kapasitelerinde planlanan işletmelerde ekonomik çözümler ile önemli iyileştirme ve gelişmeler sağlanabilir. Böylelikle, mermer işletmelerinin rantabl çalışması sağlanarak, ülke mermer rezervlerinden daha yüksek rasyonel ve ekonomik fayda sağlanabilmesi olasıdır (Mallı,2017).

İşletmelerin rekabet gücünü belirleyen önemli faktörlerden olan başabaş noktası kapasite değeridir. Başabaş noktası analizi, bir işletmenin karı arttırma hedefinin gerçekleştirilmesinde satışı arttırma veya sabit ve değişken giderlerin minimizasyonu temel alan bir stratejidir. İşletme geliri ile toplam maliyetin eşit olduğu bu kapasitede kar ve zarar sıfırdır. Özellikle farklı üretim düzeyleri için gider belirlemede ve giderlerdeki değişimlerin işletmenin başabaş noktası kapasitesi ile karlılığa etkilerinin belirlenmesinde, ayrıca işletmenin belirli bir kapasite noktasında giderlerinin karşılanıp karlı üretim için satış fiyatının belirlenmesinde bu analizden yararlanılmaktadır (Kahraman ve Köse, 2014). İşletmelerin karlılık ve rekabet düzeyinin geliştirilmesinde satış değerinin yükseltilmesi önceliklidir ancak gerçekleşmesi zor olduğundan ötürü gider kontrolü ve üretim kapasitesinin artırılması işletmeler için daha kolay ve olasıdır. Bu nedenle, doğaltaş işletmelerinde başabaş kapasite değerinin üstünde çalışılmasına yönelik hedef ve planlama yapılması gerekmektedir.

Mermer işletmelerinin maliyet kontrolü ve karlılık analizinde ideal kapasitenin belirlenmesi işletmelerin gelir-gider, maliyet ekonomisi ve sürdürülebilirliği açısından oldukça önemlidir. Bu yönüyle mermer işletmelerinde teknik ve ekonomik faktörlerin optimum değerlerde çalıştırılması özellikle blok verimine de bağlı olarak üretim kapasitelerin arttırılması durumunda oluşması öngörülen birim üretim maliyetleri ve gelir/gider oranlarındaki değişim ve başabaş noktası kapasitesinin belirlenmesi model çalışmada hedeflenmektedir. ocaklarında gerçekleşecek maliyet kontrolü ve iyileştirmeler ile işletme ekonomilerinin gelişmesi, sürdürülebilirliklerinin güçlendirilmesi ve nihayetinde ülke mermer rezervlerinin rasyonel ve ekonomik değerlendirilmesi olasıdır.

TÜRKİYE MERMER SEKTÖRÜNE BAKIŞ

Türkiye mermer-traverten ham veya blok ürün grubu ihracat değerleri son yıllarda düşüş trendinde olup 2024 yılında da devam ettiği görülmektedir. 2018 yılında ihracat değeri 945.174.218 $ düzeyinde ve miktar olarak 5.043.319 ton seviyesinden 2023 yılında 665.615.396 $ değerine ve 3.436.179 tona ve 2024 yılında 616.065.056 $ değeri ile 3.168.166 tona gerilediği görülmektir. Türkiye mermer-traverten ham veya blok ürün grubu ihracat değerleri düşüş trendine devam ederek; en yüksek ihracat miktarına ulaştığı 2018 yılına göre miktar bazında % 34.81 ve % 37.18 oranında değer kaybettiği görülmektedir. (Çizelge 1).

Çizelge 1. Türkiye mermer-traverten ham veya blok ihracat miktar ve değerleri (IMIB, 2024)

Yıl	Miktar (ton)	İhracat Değeri ($)
2024	3.168.166	616.065.056
2023	3.436.179	665.615.396
2022	3.561.194	642.929.128
2020	3.470.482	663.287.368
2018	5.043.319	945.174.218

Mermer sektöründe ihracat değeri ve miktarında önemli oranda düşüş olduğu ve bu trendin devam etmesi durumuna karşın sektör bilimsel bir bakış açısıyla yeni çözüm ve stratejiler geliştirmelidir. Madencilik sektörünün önemli bir alt kolu olan mermer madenciliği Türkiye'de önemli bir yere sahiptir. Mermer sektöründe 2000'den fazla maden işletmesi ve 600'ün üzerinde mermer çeşitliliği bulunmaktadır (Kekeç vd., 2018). Ülkemiz doğal taş sektöründe 2024 yılı verilerine göre II(b) grubu işletme ruhsatına sahip 3145 işletme faaliyet göstermektedir (MAPEG,2024).

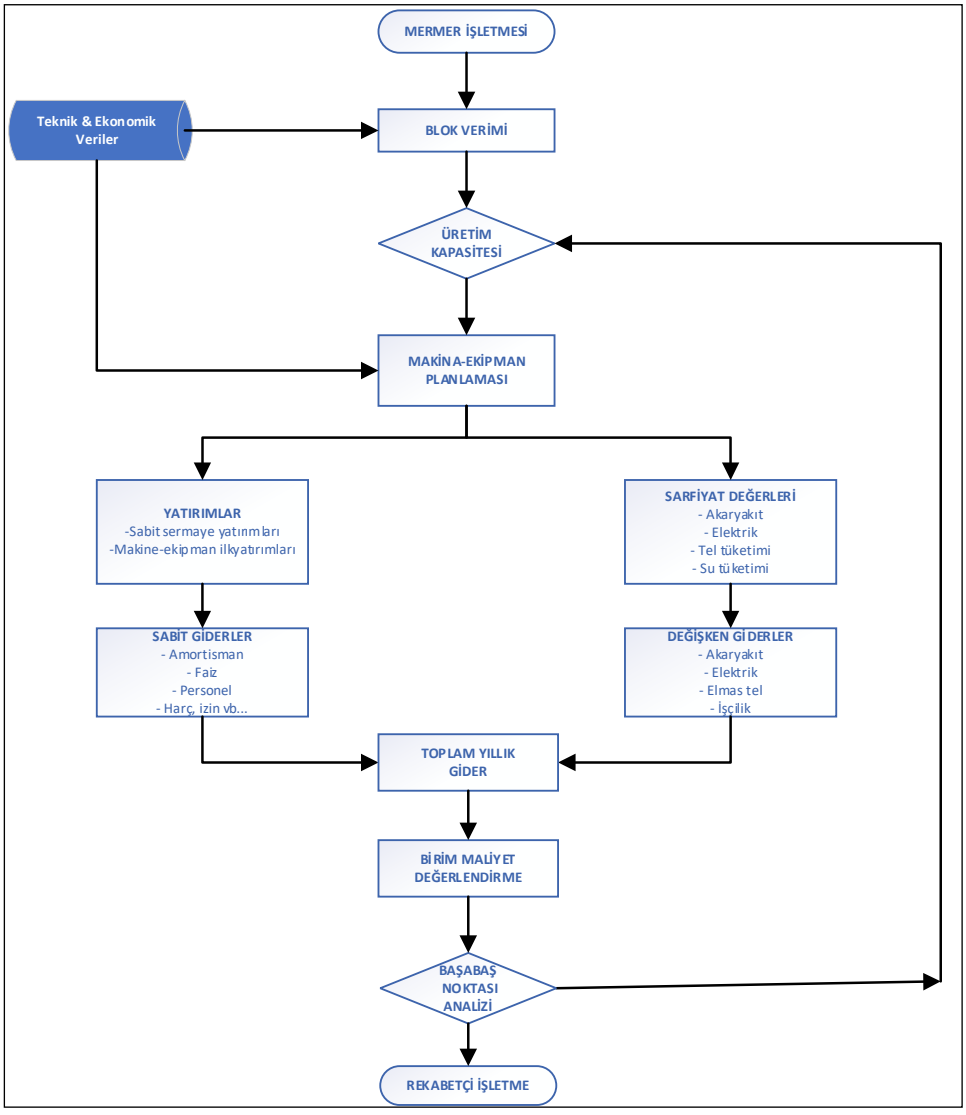
Ülkemizde mermer ocaklarında blok üretim verimlerinin oldukça düşük olduğu jeolojik parametrelerinin yanısıra üretim faaliyetlerindeki bazı uygulamalardan da kaynaklandığı belirtilmektedir (Şengün ve Bilgin, 2022). Mermer ocak işletmeciliğinde yatağın işletilebilirliği ve ekonomik blok boyutu belirlenirken jeolojik yapı, doğal koşullar, alt yapı, yasal durum ve sermaye gibi parametreler dikkate alınmaktadır (Onargan vd., 2005). Bu yüzden fizibilite etütleriyle mermer işletmesinin hukuki-yasal kriterleri, jeolojik kriterleri ve ekonomik kriterleri incelenerek en uygun ocak yeri belirlenmektedir (Altınçiçek,2001). Mermer işletme maliyetine etki eden faktörler; çalışılan bölge koşulları ile ilgili, üretilecek ürünle ilgili, üretim yöntemiyle ve işçilikle ilgili ve piyasa ile ilgili faktörlerdir (Ersoy ve Aşıkoğlu, 2006). Mermer ocaklarında elde edilecek blokların uygun standartlarda olması gerekmektedir ve ocaklardan ürün olarak ortalama 1,5 m x 1,4 m x 2,8 m boyutlarında ticari bloklar üretilmektedir (Onargan vd., 2005). Bu ticari bloklar, işleme sonrasında elde edilen levha ve/veya fayans kalitesini ve boyutlarını etkilemektedir. Bu nedenle, mermer ocaklarından olabildiğince homojen ve çatlaksız blok üretiminin sağlanması toplam kalite ve işletme verimliliği için temel hedeftir. Bu nedenle, blok mermer endüstrisinde, süreksizlik durumunun, özellikle eklem takımının yönelimi ve süreksizlik yoğunluğu ile kesim boyutları arasındaki oranının araştırılması yüksek önceliğe sahiptir (Deliormanlı vd., 2014). Blok mermer üretiminin karlılığı öncelikle süreksizlik sisteminin üç boyutlu paterninden büyük ölçüde etkilenen üretilebilir mermer blok boyutuna bağlıdır. Doğaltaş ocakçılığı sırasında optimum blok boyutuna ulaşmak zorunlu hale gelmektedir; eklem ve kırık-çatlak miktarının, aralıklarını ve yönelimlerini de kapsayacak şekilde anlaşılmasını gerektirmektedir (Mosch vd., 2011).

Dünya doğaltaş ticaretinin yaklaşık % 10'unu gerçekleştiren Türkiye doğaltaş sektöründe; mermer ve traverten üretimi gerçekleştiren işletmeler, blok verimi ve yapısal arıza gibi teknik kısıtlarla birlikte enerji ve işçilik maliyetleri gibi ekonomik kısıtların etkisindedir. Ayrıca küresel piyasa koşulları, zorluklar ve satış fiyatları da işletmelerin rekabet gücünü etkilemektedir. İşletmelerin sürdürülebilirliği; üretim maliyetlerindeki minimizasyona ve ekonomik rekabetçi üretimlerin gerçekleştirilmesine bağlıdır. Özellikle işletmelerde ekonomik üretimi etkileyen ana faktörler; işletmenin blok verimi, üretim kapasitesi, makine-ekipman seçimi ve ilk-

yatırımları, enerji sarfiyat ve tüketim değerleri gibi temel parametreler; sabit ve değişken giderleri etkilemekte olduğundan işletme ekonomisi ile karlılığı da belirlemektedir (Mallı,2017).

MODEL: İŞLETME BAŞABAŞ KAPASİTESİ

Doğaltaş işletmelerinde ekonomik üretimi etkileyen faktörler genellikle; ocak blok verimi, üretim kapasitesi, makine-ekipman seçimi ve ilkyatırımları, sarfiyat ve tüketim değerleri gibi temel parametreler; sabit ve değişken giderleri etkilemekte olduğundan işletme ekonomisi ile karlılığı da belirlemektedir İşletmelerinde üretim kapasitesi, sabit yatırımlar ile üretime dayalı operasyonel giderlerin üretim miktarına dönüşümünü yansıtan ve birim üretim maliyetlerini belirleyen faktörlerdendir. Yatırımlardan kaynaklı sabit giderler ve üretim esnasında kapasiteye bağlı olarak oluşan sarfiyat ve tüketimlere bağlı akaryakıt, elektrik, elmas tel, işçilik gibi değişken giderler toplam giderleri ve dolayısıyla birim üretim değerini etkilemektedir. Bu çalışmada, model bir mermer işletmesinde ekonomik üretimin sağlanmasına yönelik başabaş noktası kapasite analizi ile değişen üretim kapasiteleri için blok üretim maliyetleri hesaplanıp belirlenmektedir. İşletmelerin karlılık ve rekabet düzeyinin geliştirilmesi için maliyet kontrolü ve üretim kapasitesinin iyileştirilmesi işletmeler için daha gerçekçi ve olasıdır. Model çalışmada mermer işletmelerinde üretim kapasitelerin arttırılması durumunda oluşması öngörülen birim üretim maliyetleri ile değişimin belirlenmesini hedeflemektedir. Model çalışmada; bir mermer işletmesinde oluşması öngörülen temel giderlerin kapasiteye bağlı ilişkisi incelenmeye çalışılmakta ve akım şeması Şekil 1'de verilmektedir.



Şekil 1. Mermer ocaklarında başabaş noktası analizi akım şeması

Çalışmada veriler bir mermer ocağında yapılan ölçümlerden yararlanılarak elde edilmiş ve modele uygulanarak sonuçlar üretilmiştir. Mermer ocağı blok verimi; % 10 düzeyinde ve basamak yükseklikleri 7 m'dir. Ana blok kesiminde yükseklik; 7 m, en; 2 m ve uzunluk; 15 m olmak üzere kesilen blok hacmi 210 m^3'dür. Ana blok kesim işleminde elmas tel kesme makinesi ile 10 m^2/saat yüzey kesimi işlemi yapılırken ebatlama-sayalama makinasının kesim hızı 4 m^2/h'dir. Bu verilere göre işletmenin blok üretim kapasitesi 8.08 m^3/saat olmak üzere günlük bazda 193.84 m^3/gün ve yıllık bazda 38760 m^3/yıl blok mermer üretimi gerçekleşirken satılabilir ticari blok üretimi ise 3876 m^3 olarak gerçekleşmektedir. Blok satış fiyatı; 194.45 $/ton olarak alınmıştır.

ANALİZ & DEĞERLENDİRME

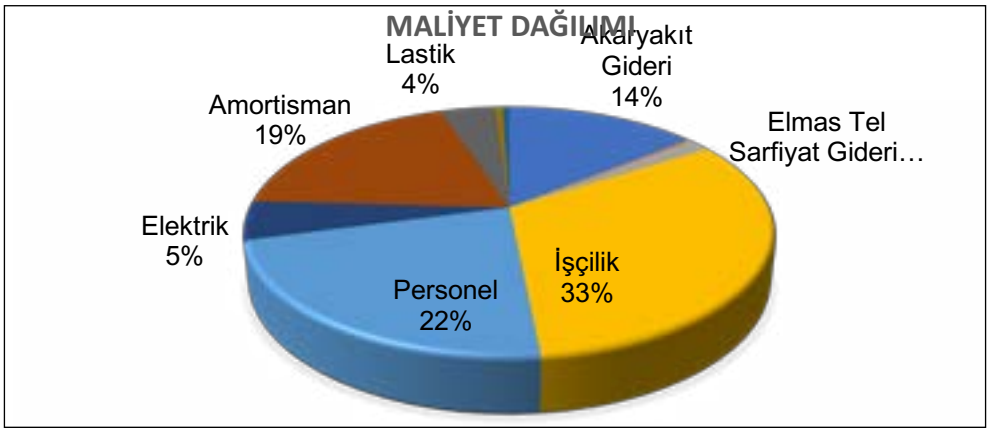
Model sonuçlarına göre mermer işletme giderleri incelendiğinde; üretim kapasitesine bağlı olarak sabit maliyetlerin özellikle yatırımlara dayalı amortisman, faiz, devlet hakkı, ruhsat, orman bedeli ve diğer lisans işlemlerinin ve toplam giderleri domine edip baskılamakta olduğu ve genel toplam gider incelendiğinde; sabit maliyetlerin toplam maliyetler içindeki payının yaklaşık % 40 düzeyini aştığı görülmektedir. İşletmede üretime yönelik operasyonel giderlerin % 56 düzeyini aştığı görülmektedir. Mermer işletme için öngörülen yıllık bazda ve birim m^3 bazında maliyet değerleri Çizelge 2'de verilmekte ve rezervin yenilenemeyen ulusal bir kaynak ve hammadde değeri hesaplamalarda dikkate alınmamıştır.

Çizelge 2. Mermer işletmesi maliyet ve dağılım değerleri

GİDERLER	Yıllık ($)	Birim maliyet ($/$m^3$)	Dağılım (%)
Akaryakıt	138.720	35.8	13.89
Elektrik	49.459	12.8	4.95
Elmas tel	15.402	4.0	1.54
Lastik	40.000	10.3	4.00
İşçilik	320.000	82.5	32.05
Teknik + personel	220.000	56.7	22.03
Amortisman bedeli	187.605	48,4	18.79
Devlet hakkı + ruhsat bedeli	24.393	2,7	2.44
Diğer	2.785	0,74	0.31
Toplam	998.365	257.51	100.00

Mermer işletmesinde blok verimi % 10 için öngörülen birim üretim maliyeti 257.51 $/$m^3$ ve ton başı birim üretim maliyeti 93.6 $/ton düzeyindedir. Blok üretim maliyetlerinin temel bileşenleri;

- İşgücü maliyetlerinin % 32,
- Mühendis ve teknik personel maliyetleri % 22,
- makine-ekipman yatırımlarından kaynaklı amortismanların yaklaşık % 19,
- Akaryakıt tüketimine bağlı olarak akaryakıt giderinin yaklaşık % 14 düzeyinde olduğu görülmektedir. Mermer işletmesi için öngörülen maliyet dağılımı Şekil 2'de verilmektedir.



Şekil 2. Mermer işletme için öngörülen maliyet dağılımı

Doğaltaş işletmelerinde sağlanacak üretim kapasitesindeki artışlarla sabit maliyetlerin, toplam üretim maliyetleri üzerindeki etkisi azaltılarak birim blok üretim maliyetleri düşürülebilir. Maliyetler kapasite ile doğru orantılı olarak artarken, birim maliyet değeri ise yıllık toplam maliyetin kapasite artışı ile düşme eğilimindedir. Mermer ocaklarında değişen blok verimleri için farklı üretim kapasitelerinde oluşması öngörülen gelir ve giderlerin eşit olduğu (gelir/gider oranı = 1) işletme kapasitesi başabaş noktası kapasitesidir. Bu kapasitenin aşılması durumunda (gelir/gider oranı 1'den daha yüksek) gelirin giderlerden yüksek olduğu ve işletme karlılığın olduğu kapasiteyi ifade etmektedir. Çalışmada bu oranın 1 olduğu kapasiteler belirlenmektedir.

Mermer işletmeleri için maliyetleri etkileyen önemli bir faktör de blok verimleridir. İşletmelerin giderlerini etkileyen bu parametrenin rantabiliteye etkisi oldukça önemlidir. Örneğin 10000 m^3/yıl üretim kapasitesi için % 5 blok veriminde gelirlerin giderlere oranı 1.5 düzeyinde iken % 10 blok veriminde gelirlerin giderlere oranı yaklaşık 2.8 düzeyinde oluşması öngörülmektedir.

Blok verimi % 5 olan bir mermer ocağı için başabaş noktası analizi Çizelge 3'de verilmektedir.

Çizelge 3. Blok verimi % 5 için başabaş noktası analizi

ÜRETİM (m^3/yıl)	Gelir ($)	Gider ($)	Gelir/Gider Oranı
0	0.00	417.838	0
1000	534.000	713.490	0.75
1250	667.500	787.462	0.84
1753,80	936.530	936.530	1.0
2500	1.335.000	1.157.319	1.15
3750	2.002.500	1.527.176	1.31
5000	2.670.000	1.897.034	1.40
10000	5.340.000	3.376.463	1.58

Blok verimi % 5 için başabaş noktası kapasitesi 1753,80 m^3/yıl düzeyindedir ve bu kapasitede işletme geliri ile gider eşit olup oranı da bire eşittir. Ancak bu kapasitenin üstünde bir faaliyetin rasyonel ve karlı olması olasıdır.

Blok verimi % 10 olan bir mermer ocağı için Başabaş noktası analizi Çizelge 4'de verilmektedir.

Çizelge 4. Blok verimi % 10 için Başabaş noktası analizi

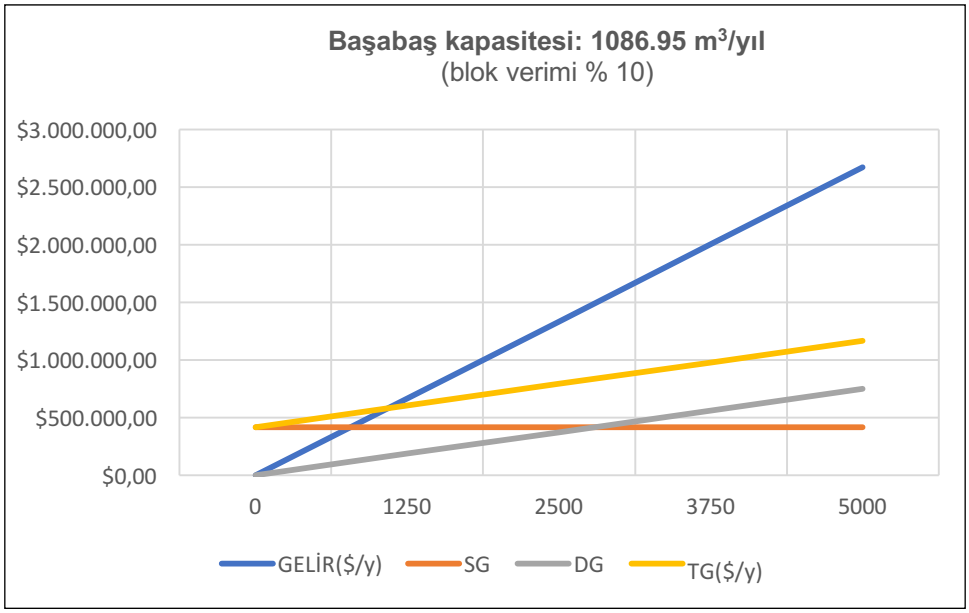
ÜRETİM (m^3/yıl)	Gelir ($)	Gider ($)	Gelir/Gider Oranı
0	$0.00	417,838.85	0
1000	534,000.00	567,404.17	0.94
1086,95	580,428.40	580,428.40	1.00
1250	667,500.00	604,853.97	1.10
2500	1,335,000.00	792,102.93	1.68
3750	2,002,500.00	979,351.90	2.04
5000	2,670,000.00	1,166,600.87	2.28
10000	5,340,000.00	1,915,596.73	2.78

Blok verimi % 10 için başabaş noktası kapasitesi 1086,95 m^3/yıl düzeyine düşmektedir ve ancak bu kapasitenin üstünde bir faaliyetin rasyonel ve ekonomik olması olasıdır.

- Yapılan analiz sonuçlarına göre; mermer ocaklarında blok verimlerinin düşmesi başabaş kapasitesini yükselmesine etki etmektedir. Örneğin blok verimi % 10 için başabaş noktası kapasitesi 1086,95 m^3/yıl iken blok verimi % 5 için 1753,80 m^3/yıl düzeyine yükselmektedir.

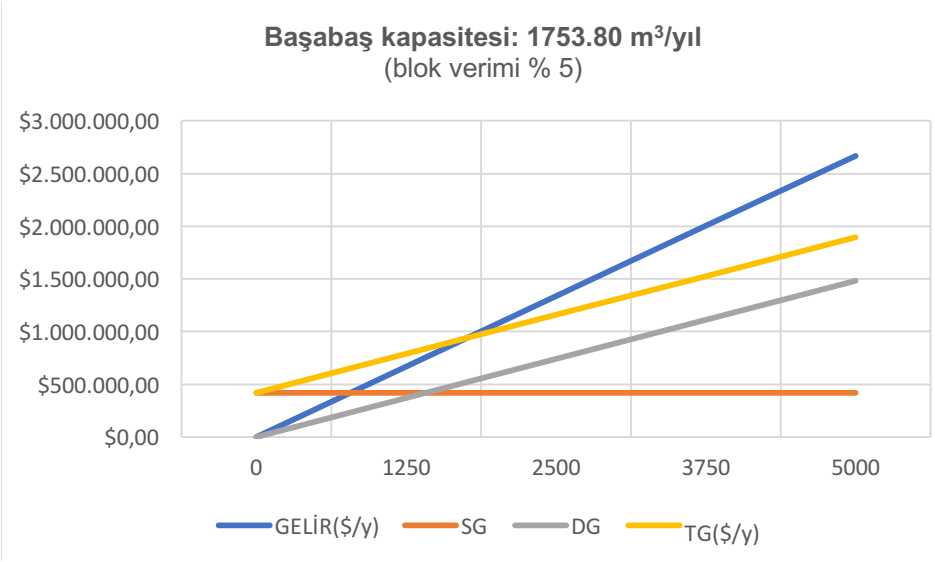
- Mermer işletmeciliğinde düşük blok verimlerinde düşük kapasitelerde çalışılması; ekonomik açıdan rantabilitesi oldukça düşük ve rasyonel görünmemektedir.

Blok verimi % 10 olan bir mermer ocağı için kapasiteye bağlı gelir-gider analizi grafiği Şekil 3' de verilmektedir.



Şekil 3. Blok verimi % 10 için başabaş kapasitesi ve gider-gelir analizi

Blok verimi % 5 olan bir mermer ocağı için Başabaş noktası analizi Şekil 4.de verilmektedir.



Şekil 4. Blok verimi % 5 için başabaş kapasitesi ve gider-gelir analizi

Yapılan analizlerde; mermer işletmelerinde üretim kapasitesi ve blok veriminin yüksek olduğu opsiyonlarda en yüksek gelir/gider oranı değerine ulaşılması öngörülmektedir. Ancak rezervin ulusal bir kaynak olarak hammadde değeri de düşünüldüğünde; giderek artan maliyetlere bağlı olarak düşük kapasiteli işletmelerin düşük blok verimliliklerinde rantabl çalışması ve ekonomik üretimler ile karlılığın gerçekleşmesi olası görünmemektedir.

SONUÇ ve ÖNERİLER

Doğaltaş sektöründe küresel rekabet koşulları gözönünde bulundurulduğunda; işletmelerde kapasite artışı, verimliklerin yükseltilmesi ve blok üretim maliyetlerinin düşürülmesi gerekmektedir. Tektonik yapı ve süreksizliklerin yoğun etkisinde çalışan mermer işletmeleri için blok verimliliğinin yükseltilmesi ve üretim kapasitesinin artışı işletme karlılık ve rantabilitelerini arttırdığı görülmektedir. İşletme üretim kapasitesi arttırılmadan düşük blok verimliliğinde çalışmaya devam edilmesi durumlarında zamanla artan işletme maliyetleri ve sürdürülebilirlik mümkün görünmemektedir. Özellikle düşük kapasiteli blok üretimleri gerçekleştiren işletmelerin düşük blok verimliliklerinde ekonomik çalışabilmesi olası görünmemektedir. Bu nedenle, işletmeler rekabetçi maliyetli ekonomik çalışabilmesi ancak üretim kapasitesinin ve blok veriminin yükseltilmesi durumlarında olasıdır. Mermer ocaklarının ideal üretim kapasitelerinde planlanıp çalıştırılması, teknik ve ekonomik çözüm modelleri ile önemli ölçüde iyileştirme ve gelişmeler sağlanabilir. Böylelikle, doğaltaş işletmelerinin daha rantabl çalışması sağlanarak, ülke rezervlerinden daha yüksek rasyo-ekonomik faydalar sağlanabilmesi de olasıdır.

KAYNAKLAR

Altınçiçek A. (2006). Mermer Ocağı Açımınnda temek alınacak bölgesel ve yersel kriterler. MERSEM 2001, Türkiye 3. Mermer Sempozyumu, 3-5 Mayıs 2001, s 235-247.

Deliormanli H, A., Maerz, N. H. and Otoo, J. (2014): Using terrestrial 3D laser scanning and optical methods to determine orientations of discontinuities at a granite quarry. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 66, 41–48. https://doi.org/10.1016/j.ijrmms. 2013.12.007.

Doğal Taşlar Sektör Raporu, (2021). Türkiye cumhuriyeti Ticaret Bakanlığı, İhracat Genel Müdürlüğü, Maden, Metal ve Orman Ürünleri Dairesi. S:2, 2021. https://ticaret.gov.tr/data/SektörRaporu2021.

Ersoy M., Aşıkoğlu R., (2006). Mermer Ocaklarında Blok Üretim Maliyetine Etki Eden Faktörler ve Blok birim maliyetinin hesaplanması . MERSEM 2006, Türkiye 5. Mermer ve Doğal Taş Sempozyumu, 2-3 Mart 2006, s 95-101.

İMİB (2024). 2023 Yılı Maden Sektörü Görünümü Raporu, İMİB, İstanbul Maden İhracatçıları Birliği. https://imib.org.tr/veri-merkezi/ihracat-istatistikleri/

Kahraman B., Köse H., (2014). Maden İşletme Ekonomisi, 4. Baskı, DEÜ Mühendislik Fakültesi yayınları No:223, ss.49, İzmir, 2014.

Kekec, B., Bilim, N., Ghiloufi, D., (2018). A Review on the Evolution of the Turkey Mining Sector. Acad. Perspect. Procedia 2018, 1, 1146–1156. [CrossRef]

Mallı T. (2017). Mermer Ocağı İşletme Planlamasında Üretim Kapasitesinin Birim Maliyete Etkisinin Araştırılması, MERSEM, Türkiye 9. Uluslararası Mermer ve Doğaltaş Kongresi, pp 37-44. Antalya, 2017.

MAPEG (2024). Maden ve Petrol İşleri Genel Müdürlüğü, Maden İstatistikleri, maden Üretim Değerleri. https://www.mapeg.gov.tr/Sayfa/Madenistatistik

Mosch, S.; Nikolayew, D.; Ewiak, O.; Siegesmund, S., (2011). Optimized extraction of dimension stone blocks. Environ. Earth Sci. 2011, 63, 1911–1924.

Onargan, T., Köse, H., Deliormanlı, A.H, (2005). Mermer, TMMOB Maden Mühendisleri Odası Yayınları No: 95, s.117, İzmir. ISBN 975-395- 847-1.

Özçelik M., (2023). Environmental effect of marble quarry operation in Burdur Lake Basin (Burdur Turkey) Journal of Degraded and Mining Lands Management. Volume 10, Number 3 (April 2023):4517-4525, doi:10.15243.

Şengün N., Bilgin İ., (2022). Mermer Ocak İşletmeciliğinde Yastıklama Uygulamasının Üretim Verimine Etkisinin Araştırılması, Süleyman Demirel Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü Dergisi, Cilt:26, Sayı:1, s:132-140, 2022.

YERALTI ALTIN MADENİNDE KOMBİNE ATEŞLEME SİSTEMİ KULLANIMI İLE ELDE EDİLEN SONUÇLARIN DEĞERLENDİRİLMESİ

EVALUATION OF THE RESULTS OBTAINED FROM THE USE OF A COMBINED INITIATION SYSTEM IN AN UNDERGROUND GOLD MINE

K. Toprakçı Özdal, F. Akgün*

*(*Sorumlu Yazar: fatihakgun@nitromak.com)*
Nitromak DNX Kimya San. A.Ş., Ankara

ÖZ

Son yıllarda patlayıcı madde ve patlatma teknolojilerinde önemli gelişmeler yaşanmış, özellikle ateşleme sistemlerinde kayda değer ilerlemeler görülmüştür. Elektronik ateşleme sistemleri, madenlerin operasyonel ihtiyaçlarına etkili çözümler sunarak yerüstü ve yeraltı madenciliğinde hızla yaygınlaşmaktadır. Bu sistemler, sundukları yüksek güvenlik ve teknolojik avantajlarla, plansız infilak risklerini ortadan kaldırmakta ve operasyonel süreçlerde önemli maddi kazançlar sağlamaktadır. Bahsi geçen avantajlar, madencilik sektöründe giderek daha fazla tercih edilmesine yol açmaktadır. Bu çalışmada, ilerleme aynasında elektriksiz kapsüllerin yanı sıra Blastweb merkezi elektronik ateşleme sistemi vasıtası ile elektronik kapsüllerin çevre deliklerinde, uygulanabilirliği ele alınmış, bu uygulamanın kesit dışı kazı ve titreşim başta olmak üzere çevresel etkilerde meydana getirdiği azalma ortaya konmuştur. Ayrıca sistemlerin güvenlik ve üretim süreci verimliliğine katkıları değerlendirilerek etkinlikleri gösterilmiştir. Hali hazırda kullanımı en yaygın sistem olan elektriksiz ateşleme sistemleri ile elektronik ateşlemenin bir arada kullanılmasının, madencilik sektöründeki genel verimliliği ve güvenliği artırma potansiyeline sahip olduğunu göstermektedir.

Anahtar Kelimeler: Elektronik ateşleme sistemi, kesit dışı kazı, çevre delikleri, patlatma teknolojileri, titreşim

ABSTRACT

In recent years, significant advancements have been made in explosives and blasting technologies, particularly in ignition systems. Electronic ignition systems are rapidly becoming widespread in both surface and underground mining, offering effective solutions to meet the operational needs of mines. These systems eliminate the risks of unintended detonations by providing high safety and technological advantages, meanwhile delivering substantial operational cost savings. The safety, efficiency, and cost benefits of electronic ignition systems have led to their increasing adoption in the mining sector. This study is an evaluation of the applicability of electronic detonators in the perimeter holes alongside non-electric detonators by means of Blastweb centralized electronic initiation system in the development blasting round. The reduction in the overbreak and environmental impacts, predominantly vibration, caused by this application is demonstrated. Additionally, the contribution of the systems to safety and production process efficiency is evaluated, showing their effectiveness. The combination of the currently most widely used non-electric initiation system with electronic initiation illustrates the potential to enhance overall efficiency and safety in the mining sector.

Keywords: Electronic initiation system, overbreak, perimeter holes, blasting technology, vibration

GİRİŞ

Son yıllarda patlayıcı madde ve patlatma teknolojilerinde önemli gelişmeler yaşanmış, özellikle ateşleme sistemlerinde kayda değer ilerlemeler görülmüştür. Elektronik ateşleme sistemleri, madenlerin operasyonel ihtiyaçlarına etkili çözümler sunarak yerüstü ve yeraltı madenciliğinde hızla yaygınlaşmaktadır. Bu sistemler, sundukları yüksek güvenlik ve teknolojik avantajlarla, plansız infilak risklerini ortadan kaldırmakta ve operasyonel süreçlerde önemli maddi kazançlar sağlamaktadır. Elektronik ateşleme sistemlerinin sağladığı güvenlik, verimlilik ve maliyet avantajları, madencilik sektöründe giderek daha fazla tercih edilmesine yol açmaktadır. Bahsi geçen elektronik ateşleme sistemi bildirinin devamında detaylı şekilde anlatılacaktır.

Yeraltı madenciliğinde, maden ömrünün ilerlemesiyle stabilite problemleri, düşük tenör, operasyonel verimsizlikler yaşanmaktadır. Bu husus madenleri, kullanılan yöntem ve çözümlerini gözden geçirmeye zorlamaktadır. İşletmeler yeni teknolojileri araştırıp, yeni çözümlerin saha özelliklerine ve hedeflediği standartlara uyumlu olup/olmadığını değerlendirip iyileştirme projeleri başlatmaktadırlar.

Bu çalışma, elektronik ateşleme sistemi ile elektriksiz kapsüllerin bir arada kullanıldığı bir işletmede yapılan faaliyet ve sonuçlarını özetlemektedir. Yurtdışında faaliyet gösteren bir yeraltı altın madeni işletmesinde, yüksek tenörlü cevher yapısı nedeniyle üretimde maksimum kazı miktarına ulaşmak temel hedeflerden biri olarak belirlenmiştir. Ancak bu hedef doğrultusunda şimdiye dek uygulanan patlatma yöntemlerinin, sahaya özgü jeolojik ve jeoteknik koşullarla yeterli uyum göstermediği gözlemlenmiştir. Özellikle kat arası patlatmalarda oluşan titreşimlerin çevre birimlerde stabilite sorunlarına yol açtığı; bunun da hem güvenlik risklerini artırdığı hem de üretim sürekliliğini olumsuz etkilediği tespit edilmiştir.

Sahadaki litolojik yapı ve üretim hedefleri dikkate alındığında, kat arası patlatmalarda titreşim kaynaklı stabilite problemleri öngörülmektedir. Elektriksiz ateşleme sisteminin sınırlı kontrol kabiliyeti, planlanan ve gerçekleşen kesitler arasında önemli sapmalara neden olmuş; bu durum artan tahkimat maliyetleri ve ilave güvenlik riskleriyle sonuçlanmıştır. Bu bağlamda geliştirilen proje, patlatma titreşimlerinin azaltılması ve hedeflenen kesit geometrisinin sağlanması olmak üzere iki ana hedefe odaklanmaktadır.

Yapılan değerlendirmeler neticesinde, mevcut uygulamanın revize edilmesine ihtiyaç duyulmuş ve bu çalışma kapsamında söz konusu proje tüm teknik detaylarıyla sunulmuştur.

GELENEKSEL ATEŞLEME SİSTEMLERİ

Yeraltı metal madenciliğinde, ateşleme sürecini iki aşamaya ayırmak mümkündür – ayna/kat arası delik grubu ateşlemesi ve ilk ateşleme.

Yeraltı metal madenciliğinde birçok işletmede delik grubu ateşlemesinde delik içi elektriksiz kapsül ve infilak iletim aracı olarak infilaklı fitil kullanılmaktadır. İnfilaklı fitil, düşük maliyetli olup aynı zamanda yıllar boyu kullanımın verdiği güven ve kullanıcı alışkanlığı sebepleriyle öne çıkarken, elektriksiz (Nonel) kapsüller ise sabit gecikmeler ile kullanım kolaylığı sunmaktadır. Ancak bu kombinasyon zorlu ve değişkenliği yüksek olan formasyonlarda çözüm olmaktan uzaktır.

Sabit Nonel Gecikmelerinin Şok Dalgası Yayılma Hızı Üzerindeki Etkisi

Patlayıcı maddelerin infilak anında yarattığı şok dalgasının yayılma hızı, kayaç formasyonlarına göre farklılık göstermektedir. Atım grubunda yer alan deliklerin infilak zamanlaması (Nonel gecikmeleri), şok dalgasının ilerleme hızı ile ne kadar uyumlu olursa, patlatma uygulaması sonuçları o kadar başarılı olacaktır. Elektriksiz kapsül gecikmelerinin etki ettiği kriterler arasında, parça-boyut dağılımı ve sağlanan üretim ilerlemesi sayılabilir. Elektriksiz kapsüllerin sabit olan ve seri halde artan gecikmeleri, belirli durumlar için gerekli esnekliği sağlayamamaktadır (Aksoy, 2020).

Gecikme Sapmalarının Patlatma Verimine Etkileri

Elektriksiz kapsüller nominal gecikmeden sapabilmekte olup, bu sapma üreticiden üreticiye farklılık göstermektedir ve sektör ortalaması +-%10 olarak kabul edilmektedir (Aksoy, 2019). İnfilak zamanlamasının net olarak tespit edilememesi, hedeflenen parça-boyutunda malzeme alınamamasına sebep olabilmektedir. Ayrıca fazla kazı ve kirlenme oranında artış meydana gelebilmektedir. Buna ek olarak; çevre deliklerinin infilak zamanlamasının sapması, planlanan kesitin dışında kalan kayaçta çatlakların oluşumuna sebep olup, tahkimatlandırma maliyetlerinin artmasına ve ara katlı kazı esnasında delme-patlatma uygulamalarının zorlaşmasına yol açmaktadır (Holmberg vd., 2001).

Özetlemek gerekirse; sektörde kullanılan elektriksiz kapsül ve infilaklı fitil kombinasyonu, kullanıcı alışkanlığı ve kullanım kolaylığı noktalarında belirli avantajlara sahip olmakla birlikte, yeraltı üretim operasyonlarının gereksinimlerine karşı zayıf kalmaktadır.

İlk Ateşleme

Patlatma uygulamalarında ele alınması gereken bir diğer konu da ilk ateşlemedir. Ateşleyici ilk ateşlemeyi, işletme tarafından belirlenen emniyetli lokasyondan gerçekleştirmektedir. İlk ateşleme elemanı, infilakı atım grubuna iletmekte ve grup ateşlemesini başlatmaktadır. Ateşleme; vardiya sonu atımlarda ocak tahliyesi tamamlandıktan sonra, vardiya içi atımlarda ise atım bölgesi tahliye edildikten sonra yapılmaktadır. İlk ateşleme için genellikle aşağıda sıralanan iki yöntemden biri uygulanmaktadır:

Yeraltında Emniyetli Lokasyondan İlk Ateşleme

Bu yöntemde ilk ateşleme; uzun metrajlı elektriksiz veya gereken uzunlukta zil teli bağlanan elektrikli kapsül vasıtası ile emniyetli lokasyondan yapılmaktadır. Çoklu grup atımlarında patlatma en alt kottaki aynadan başlayarak yukarı yönde ilerler. Dolayısıyla ateşleyici aşağı katlardan yukarıya doğru ilerleyerek atım gruplarını her kotta bulunan emniyetli lokasyona geçerek sıra ile tek tek ateşlemektedir. Bu yöntem ciddi zaman almasıyla birlikte, her ne kadar ateşleyici emniyetli lokasyona geçmiş olsa da, patlatma esnasında yer altında ve aynı kotta bulunması patlatma uygulamasının verdiği titreşim ile oluşabilecek göçük ihtimalinde emniyet zaafiyeti ve kaza riski oluşturmaktadır.

Sabit Kablo Sistemi İle Yüzeyden İlk Ateşleme

Ocak içerisine sabit bir ateşleme kablo sistemi döşenir. İlk ateşleme, bu kablo sistemine bağlanan elektrikli kapsül vasıtası ile yüzeyden yapılmaktadır. Bu yöntemde, patlatma esnasında yeraltında herhangi bir personel bulunmadığı için ilk metoda göre tartışmasız daha güvenli olmakla birlikte, elektrostatik deşarj ve elektromanyetik etkileşim olması durumunda plansız ateşleme riski taşımaktadır.

Görüldüğü üzere iki yöntem de tek başına uygulandığında emniyet, pratiklik ve operasyonel verimlilik sunamamaktadır.

DYNO NOBEL ELEKTRONİK KAPSÜLLER VE ATEŞLEME SİSTEMİ

Teknolojik olarak Elektronik Ateşleme Sistemleri (EIS) bugün itibari ile mevcut olan en gelişmiş ve emniyetli ateşleme sistemleridir. Bu çalışma kapsamında değerlendirilen Dyno Nobel firmasına ait sistemin bazı ana özellikleri ve bileşenleri bu bölümde anlatılmıştır.

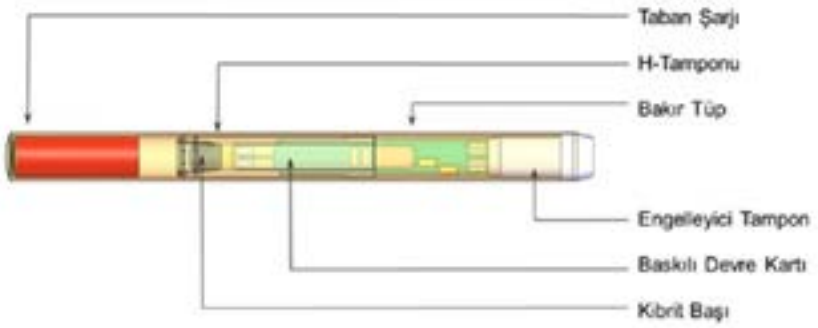
Özel Başlık Mimarisi

Özel başlık mimarisi iç yapısında bulunan elementler şöyledir;

- Bakır Kovan

- Yüksek Voltaj Koruması
- Aşırı Akım Koruması
- Statik – Elektrostatik Boşalım (ESD) koruması
- Elektromanyetik Darbe (EMP) koruması
- Şifreli sinyal ile ateşlenme

Özel başlık mimarisi Şekil 1'de gösterilmiştir.



Şekil 1. Dyno Nobel **e**lektronik kapsül **i**ç yapısı

DriftShot Starter (Başlatıcı) ve DigiShot Plus 4G (Delik İçi) Elektronik Kapsüller

Elektronik kapsüller bazı özellikleri ile elektriksiz kapsüllerden (Nonel) daha üstün olup bu özellikler aşağıdaki şekilde sıralanabilir;

- Yalnızca özel anahtar ile verilen ateşleme komutuna duyarlı olan sistem, özel başlık mimarisi sayesinde kontrolsüz ateşlenmeyi engeller.
- Esnektir. 0 ile 20000ms arasında, 1ms aralıkla gecikme atanabilir.
- Keskindir. İnfilak zamanlaması atanan gecikmeden sapmaz.

BlastWeb – Merkezi Elektronik Ateşleme Sistemi

Elektronik kapsüllerin ateşlenmesi için kullanılan Blastweb merkezi ateşleme sisteminin sahip olduğu temel özellikler ve sahada sağladığı avantajlar aşağıda listelenmiştir.

- Madenin iletişim ağına (fiberoptik, RF, WI-FI) entegre edilen, Şekil 2'de gösterilen Patlatma Kontrol Üniteler ağını kapsar.



Şekil **2.** Dyno Nobel Patlatma kontrol ünitesi

- Yerüstünden/yeraltından istenen lokasyondan ateşlemeye olanak sağlar.
- Çift yönlü iletişim ile 7 gün 24 saat iletişim kanallarının ve kapsüllerin kontrolüne olanak sağlar.
- Tekli/çoklu ateşleme olanağı sunar.
- Şekil 3'de gösterilen özel anahtar ile verilen ateşleme komutuna duyarlı olan sistem sayesinde kontrolsüz ateşlenmeyi engeller.
- Detaylı raporlama özelliği mevcuttur.

PROJE HEDEFLERİ VE UYGULAMA

Çalışmanın gerçekleştirildiği, yurtdışında bulunan yeraltı altın madeninin cevher yataklamasında; sülfürlü cevher içerisinde 5 g/t gibi yüksek bir altın içeriği bulunduğu bilinmektedir. Buna ek olarak cevher gövdesi kalınlığının 50 metreye kadar çıkabildiği, firmanın yaptığı sondaj çalışmalarından elde edilen veriler ışığında hazırlanan blok modelde tespit edilmiştir. Firma ismi ve bilgileri firma yönetimi tarafından alınan karar neticesinde paylaşılamamaktadır. Cevher kalınlığının ve tenörün yüksek olması sebebiyle firma elde edebilecekleri maksimum verimlilikte çalışmayı hedeflemektedir. Bu hedef doğrultusunda da minimum kirlenmeyle, stabilitenin korunduğu maksimum noktaya kadar kazı yapılması gerekmektedir. Proje kapsamında aşağıda yer alan iki ana hedefe odaklanılmıştır.

- Kat arası patlatmalarda titreşimi azaltmak
- Patlatmalarda planlanan kesitin elde edilmesi

Değerlendirmeler neticesinde; işletmenin hedeflerine uygun olan sistemin, hali hazırda işletmede kullanılmakta olan elektriksiz ateşleme sistemine ek olarak, paternde ihtiyaç duyulduğu tespit edilen deliklerde elektronik kapsül kullanımına imkân sağlayan BlastWeb merkezi elektronik ateşleme sistemi olduğuna karar verilmiş ve aşağıda yazılı olan adımlar izlenmiştir.

Elektronik Ateşleme Sisteminin Devreye Alınması

Elektronik ateşleme sisteminin devreye alımı sürecinde yapılması gereken uygulamalar sırasıyla aşağıdaki gibidir;

- Kullanıcı eğitimlerinin verilmesi.
- Demo kapsüller ile madenin farklı lokasyonlarında ateşleme simülasyonları.
- Gerçek kapsüller ile test patlatmaları.

İlk Ateşlemesi için Driftshot Starter Kullanımı

Elektronik ateşleme sisteminin devreye alımı tamamlandıktan sonra kullanıcıların yeni sistemde tecrübe edinebilmeleri için ilk etapta yalnızca Driftshot starter (başlatıcı) kapsüller kullanılmış yani sadece ilk ateşleme elektronik kapsüller ile yapılmıştır. Bunun sebebi başlatıcı kapsüllere gecikme atamasına gerek olmaması, bu sebeple de uygulamaya alışkın olmayan bir kullanıcı için kullanımının delik içi kapsüllerden daha kolay olmasıdır.

Bu uygulama yalnızca ilerleme aynasında gerçekleştirilen patlatmalarda yapılmıştır.

Digishot Plus 4G Delik İçi Kapsüllerin Kullanımı

Uygulamanın son adımı olarak, aşırı kazı ve tavan stabilitesini azaltacak çatlakların oluşumunu minimize etmek için çevre deliklerinde Digishot Plus 4G delik içi kapsüller kullanılmıştır. Devam eden süreçte, titreşim problemini minimize etmek adına delik içi kapsüller baş yukarı ve baş aşağı deliklerde de kullanılmaya başlanmıştır.

ETKİLER VE UYGULAMA SONUÇLARI

Yapılan çalışma neticesinde elde edilen sonuçlar aşağıdaki gibi sıralanabilir.

Titreşimde Azalma

Elektronik kapsüllerde; gerçek gecikmenin nominal değerinden sapmaması sayesinde, her bir gecikme serisinde patlayan patlayıcı madde miktarında azalma meydana gelir.

Projenin uygulandığı işletmede; kat arası baş yukarı (up hole) ve kat arası baş aşağı (down hole) patlatmalarında, elektronik kapsüllerin sağladığı bu avantaj kullanılarak titreşimin azalması sağlanmış ve uzun vadede stabilitenin korunması hedeflenmiştir. (Yapılan uygulama Şekil 4'te gösterilmektedir.)

Yalnızca elektronik kapsül kullanılarak yapılan patlatmalardan alınan ölçümlerdeki titreşim değeri 0,9 mm/saniye olarak ölçülmüştür. Mevcut patlatma sistemiyle (Elektriksiz Kapsül) yapılan patlatmalardan alınan ölçümlerde ise titreşim değerinin 1,9 mm/saniye olduğu görülmüştür. Yani elektronik kapsül kullanımı sayesinde %53 oranında bir azalma sağlanmıştır.

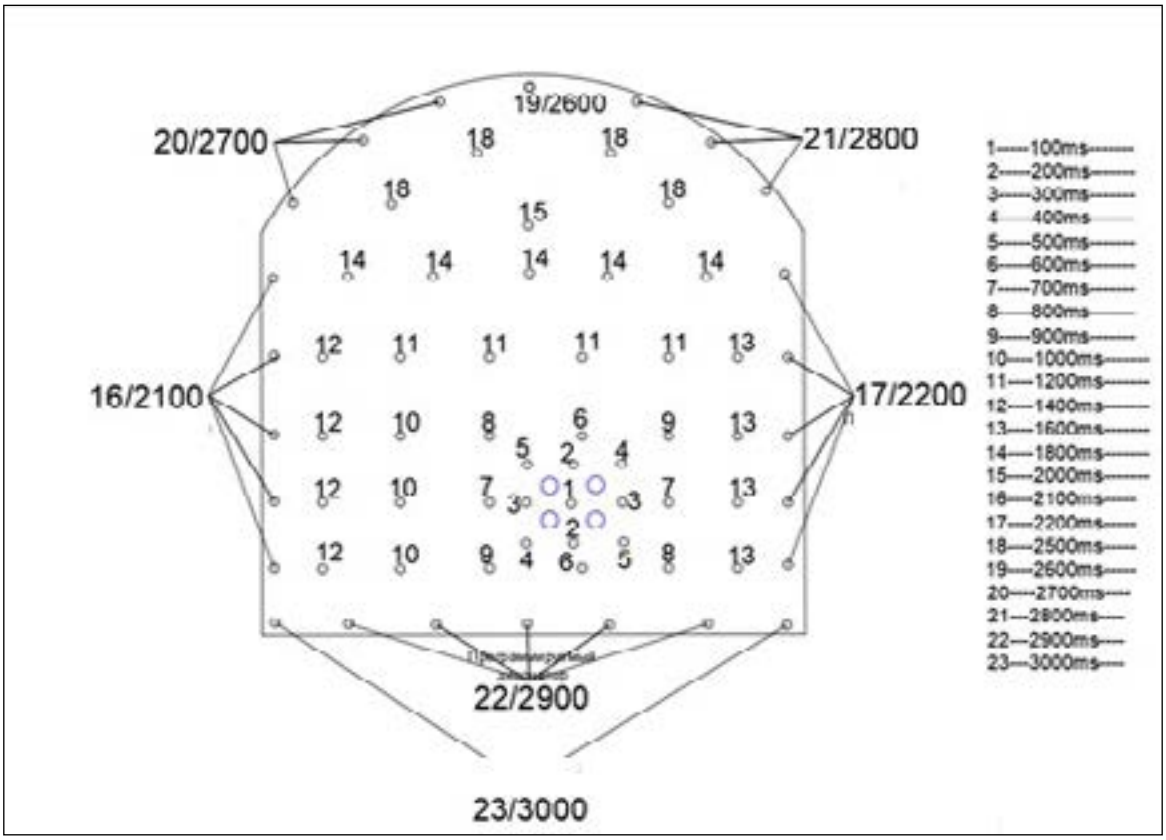


Şekil 4. Kat arası up-hole (baş yukarı) ve down hole (baş aşağı) elektronik kapsül uygulaması

Planlanan Kesitin Elde Edilmesi

Projenin uygulandığı işletmede; mevcut durumda patlatmadan elde edilmek istenen parça boyutu ve ilerleme mesafesi için, delik grubu ateşlemesinde delik içi 23 seri gecikmeli elektriksiz kapsül ve infilak iletim aracı olarak infilaklı fitil kullanılmaktaydı.

Çürütme bölgesi delikleri standart orta çekme metodu dizaynına sahip olup, tarama delikleri elektriksiz kapsüllerin standart gecikme süresini takip etmekte idi. Çevre delikleri ise; taban, tavan ve yan yüzeyler olarak 3 bölgeye ayrılmış, her bir grup kendi içerisinde aynı gecikme periyodunda patlatılmakta idi.



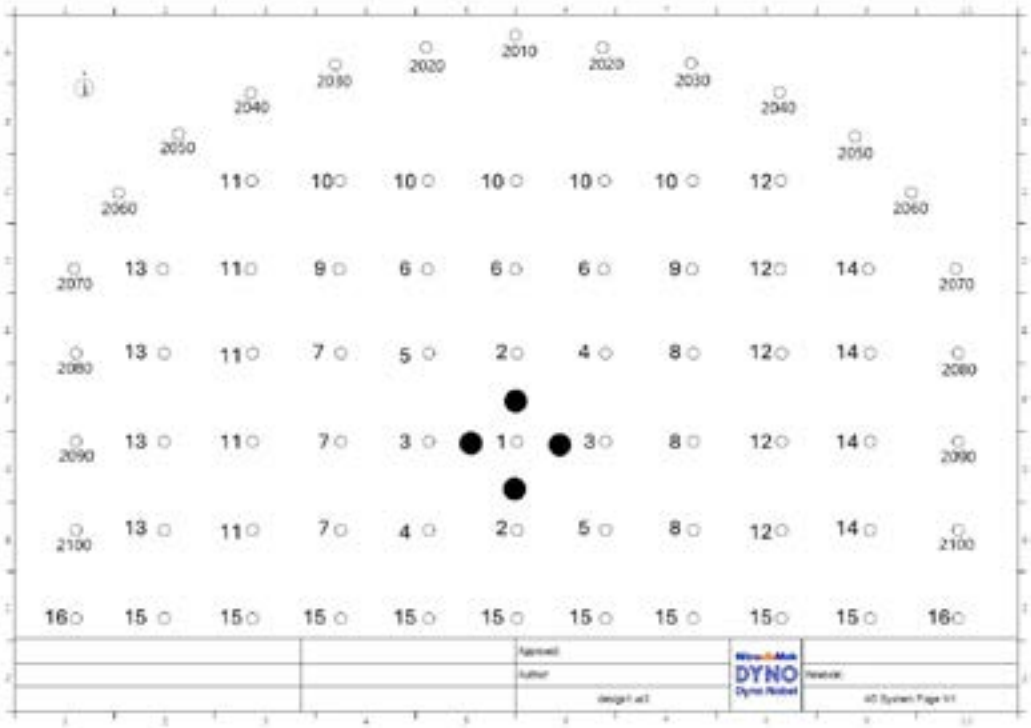
Şekil 5. İlerleme aynası mevcut dizaynı

İşletmenin talebiyle, mevcutta kullanılan gecikme dizaynı (Şekil 5'te gösterilmektedir), çevre deliklerde elektronik kapsül kullanılarak uygulanmıştır. Yapılan uygulama sonucunda Şekil 6'da da görüldüğü üzere planlanan kesit elde edilememiştir. Bunun temel sebebi, mevcut uygulamadaki elektriksiz kapsül gecikmelerinin kayaç yapısına aslında tam olarak uygun olmaması olarak yorumlanmıştır.



Şekil 6. Mevcut gecikme dizaynı ile yapılan uygulama

Uygulamanın firma tarafından beklenen sonucu vermemesi neticesinde, tarafımızca önerilen yeni gecikme dizaynı (Şekil 7'de gösterilmektedir.) ilerleme aynasında denenmiştir. Bu deneme esnasında, yalnızca gecikme dizaynında değişikliğe gidilmemiş, ayrıca kombine ateşleme sistemi (elektriksiz ve elektronik kapsül) kullanılmıştır. Çevre deliklerinde nonel kapsül kullanılarak önerdiğimiz dizaynın uygulanmama sebebi ise nonel kapsüllerin daha önce açıkladığımız geniş sapma aralığıdır. Bu sapma aralığı çevre deliklerinin istenen gecikme süresinde patlamasına engel olabilecek olup bu da titreşim ve kesit sorunlarının devam etmesine sebebiyet verecektir.



Şekil 7. Uygulanan yeni dizayn



Şekil 8. Kombine ateşleme sistemi uygulanarak yapılan patlatma sonrası elde edilen kesit

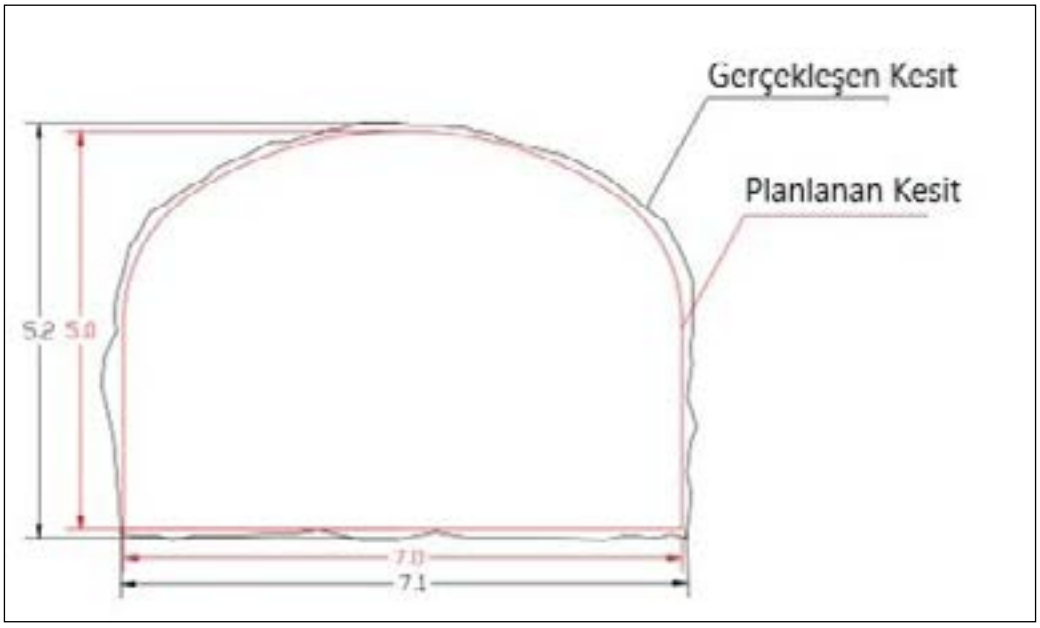
Şekil 8'de görüldüğü üzere aynı katta farklı bir aynada delinen deliklerde yapılan bu deneme patlatması sonucu istenen kesit elde edilmiştir. Çevre deliklerinde şekil 7'deki gecikme aralığı uygulanmış ve patlayıcı miktarı ve cinsinde herhangi bir değişiklik yapılmamıştır. Patlatma sonrası şekil 8'de de görüldüğü gibi istenilen kesit elde edilmiş ve aşırı kazıdaki değişim gözlemlenmiştir.

SONUÇLAR

İşletmenin taleplerini karşılamak üzere, elektronik kapsül kullanımı önerilmiş ve kat arası patlamalarda tüm deliklerde elektronik kapsül kullanılması, ilerleme aynalarında ise kombine ateşleme sistemi uygulaması, işletmenin mevcut koşulları içerisinde en uygun çözüm olarak görülmüş ve uygulanmıştır.

Kat arası patlatmalarda elektronik kapsül kullanımı sayesinde titreşimin %53 oranında azaldığı ölçümler sonucunda tespit edilmiş ve bu sayede işletmenin titreşim kaynaklı stabilite riski minimize edilmiştir.

İlerleme aynalarında ise kombine ateşleme sistemi uygulanarak elektronik kapsüllerin sağladığı gecikme esnekliği ve keskinlik sayesinde, yalnızca çevre deliklerinde kullanımı sonucu aşırı kazının %50 düştüğü firma tarafından yapılan ölçümler neticesinde tespit edilmiştir.



Şekil 9. Planlanan-Gerçekleşen Kesit

Elde edilen bulgular göstermektedir ki; kombine ateşleme sisteminin sağladığı esneklik ile yalnızca ihtiyaç olan patlatma deliklerinde elektronik kapsül kullanımı sayesinde maliyeti minimum düzeyde arttırarak maksimum çıktı elde edilebilmektedir. Buna ek olarak aşırı kazıdaki düşüşün, tahkimatlandırma maliyetini pozitif yönde etkileyeceği de göz önüne alınırsa, bu uygulama işletmeye ek bir maliyet yükü getirmiyor dahi olabilir.

İlerleme aynasında bu uygulama ile patlatma sonrası yapılan tarama faaliyetlerinde, ilerleme aynalarında en az 30 dakika kadar azalma olduğu, hatta bazılarında hiç gerek kalmadığı firma yetkilileri tarafından tespit edilmiştir. Bunun işletmeye sağladığı fayda yaklaşık olarak hesaplanacak olursa:

Üç vardiya çalışan ve her vardiyada iki patlatma yapan bu işletmede, vardiya başına 60 dakika kazanç, günlük olarak 180 dakikaya (3 saat) denk gelmektedir. Bu kazanç yılda en az 900 saat - yaklaşık 37 iş günü olarak hesaplanabilir.

Bu süre işletmenin tercihine bağlı olarak;

- Madenin planlı duruşları için (Makine ekipman bakımı, yol düzenleme çalışmaları, alt yapı bakımları vb.)
- Üretim artışı için değerlendirilebilir.

KAYNAKLAR

Aksoy, G.G. (2019). Patlatma Dersi Ders Notları, Hacettepe Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü, Ankara

Aksoy, G.G., Aksoy, O., (2020). Patlatma Kaynaklı Titreşimlerin Tahmininde Sismik Kalite Faktörü Kullanımı, MT Bilimsel Yer Altı Kaynakları Dergisi, 18, 133-146.

Holmberg, R., Lee, J., Persson PA., (2001). Rock Blasting and Explosives Engineering. New York, CRC Press.

DEVELOPMENT AND IMPLEMENTATION OF AN INNOVATIVE OPEN CUT MINING METHOD

YENİ BİR AÇIK OCAK MADENCİLİK YÖNTEMİ GELİŞTİRİLMESİ VE GERÇEKLEŞTİRİLMESİ

M. Doktan[1,] *, Y. S. İnci[2]

[1] *Mining & Dozer Engineering Australia Pty Ltd, Brisbane, AUSTRALIA*
*(*Sorumlu Yazar: m.doktan@gmail.com)*
[2]*Mining Engineer, Türkiye*

ÖZ

Bu makale, yaratıcı bir ocak tasarımı sayesinde mevcut bir açık ocak madeninin ömrünün nasıl uzatıldığını inceleyen bir vaka çalışmasını ele almaktadır. Sözkonusu işletme, ocak derinliği, yüksek örtü-kazı oranı, dik damar meyilleri, şev ve ocak tabanı duraylılığı, dar bir çalışma alanı gibi çesitli zorluklar içersindeydi. Orijinal maden planı, ana taşımanın şevlerde kurulan taşıma yollarında gerçekleştiği geleneksel bir Excavator+Kamyon madencilik sistemiydi. Ancak, ocak tabanının altındaki düşük mukavemetli kayma düzlemlerinin neden olduğu duraysızlıklar, şevden kaya düşmeleri ve ocağın en derin 50 metresindeki şev basamak genişliği nedeniyle sürekli oluşan çökmeler tamamen yeni bir madencilik yaklaşımını gerektirdi. Ocağın en derin kısımda küçük bir dragline kullanılarak sistem Dragline+Kamyon sistemine dönüştürüldü. Oluşturulan bu yeni tasarım, endişelerin çoğunu giderdi, madenciliği mümkün olmayan kısmın güvenli bir şekilde üretiminin yapılmasını sağladı, taşıma maliyetlerini ve işletme maliyetini azalttı. Bu makale, teknik zorlukları, yeni tasarımın detaylarını, 3DDig'de modellemeleri, simülasyonları ve elde edilen sonuçların detaylarini vermektedir. Proje, Avustralya federal hükümeti tarafından Araştırma ve Geliştirme Vergi teşviği kapsamında desteklenmistir.

Anahtar Kelimeler: Yenilikçi Madencilik Yöntemi, Örtü-kazı oranı, 3DDig, Araştırma ve Geliştirme

ABSTRACT

This paper examines a case study where an existing open cut mine's life was extended through a creative pit design. The mine was blessed by various mining challenges such as mining depth, high strip ratio, steeply dipping coal seam, various geotechnical issues and narrow mining geometry. The original mine plan was a conventional excavator-truck terrace mining system with the main haulage taking place on the haul roads established on the low wall. However, the persistent low wall failures driven by low strength shear planes under the pit floor, highwall failures, sporadic rock falls and narrow mining width in the deepest 50m of the pit have necessitated a totally new approach to mining. The new design employing a small dragline in the deepest part addressed most of the concerns, allowing non-mineable part of the deposit to be mined safely, reducing haulage and mining costs. This paper details the technical challenges, details of new design, modelling, simulations in 3DDig and results achieved. The project was accepted for Research and Development Tax incentive by the Australian federal government.

Key Words: Innovative Mining Method, Strip ratio, 3DDig, Research and Development

INTRODUCTION AND GEOLOGY

The mine site where the project was carried out, has closed now but was one of the highest quality coking and PCI coal producer in Australia, located in the Bowen basin in Central QLD Australia (Figure1) and shipping its products to customers in the Asia Pacific region. The mine's annual production was 5.5Million tons with approximately 60Million cubic meter of waste removal annually.

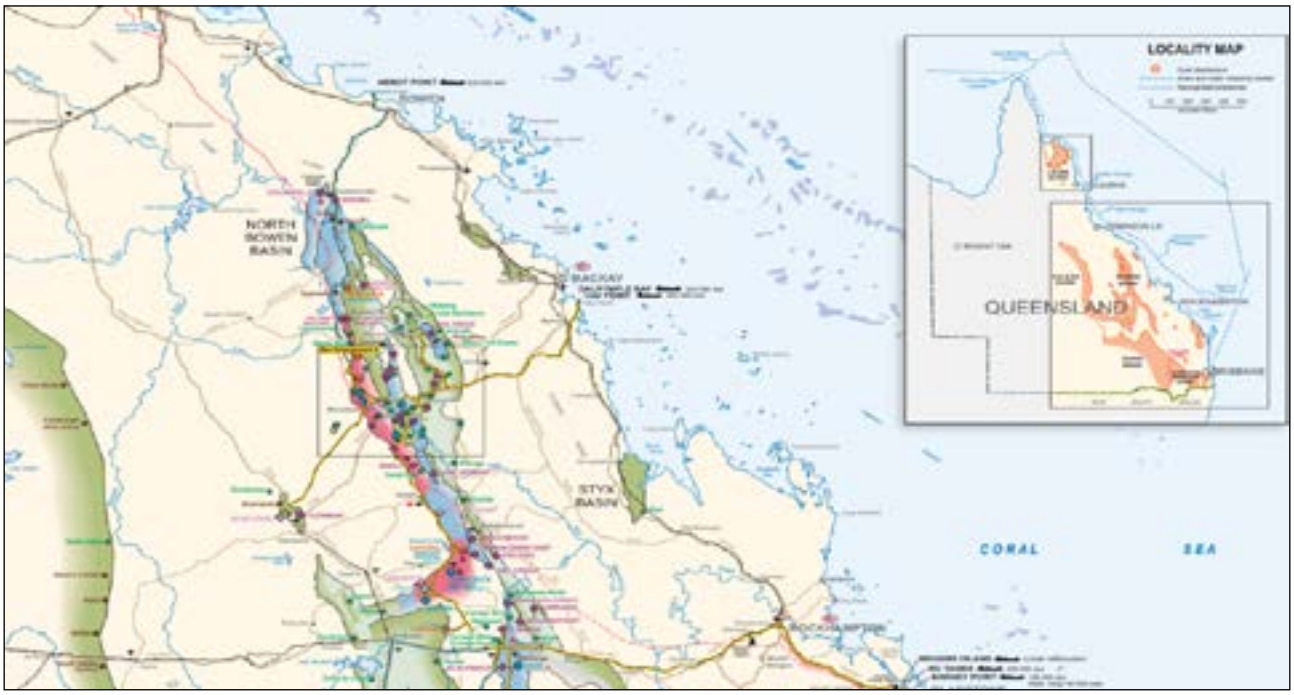


Figure 1 Location of the project

The mine had been in care and maintenance mode for a few years prior to its re-opening with the rising coal prices. The main pit features a long strike length (~4.5km) and a narrow width (~700m). The deepest part along the highwall was over 250m from surface with a steeply East – West dipping seam (>20°). The pit was traversed by several faults (Figure 2) and old spoil failures over the pit floor.

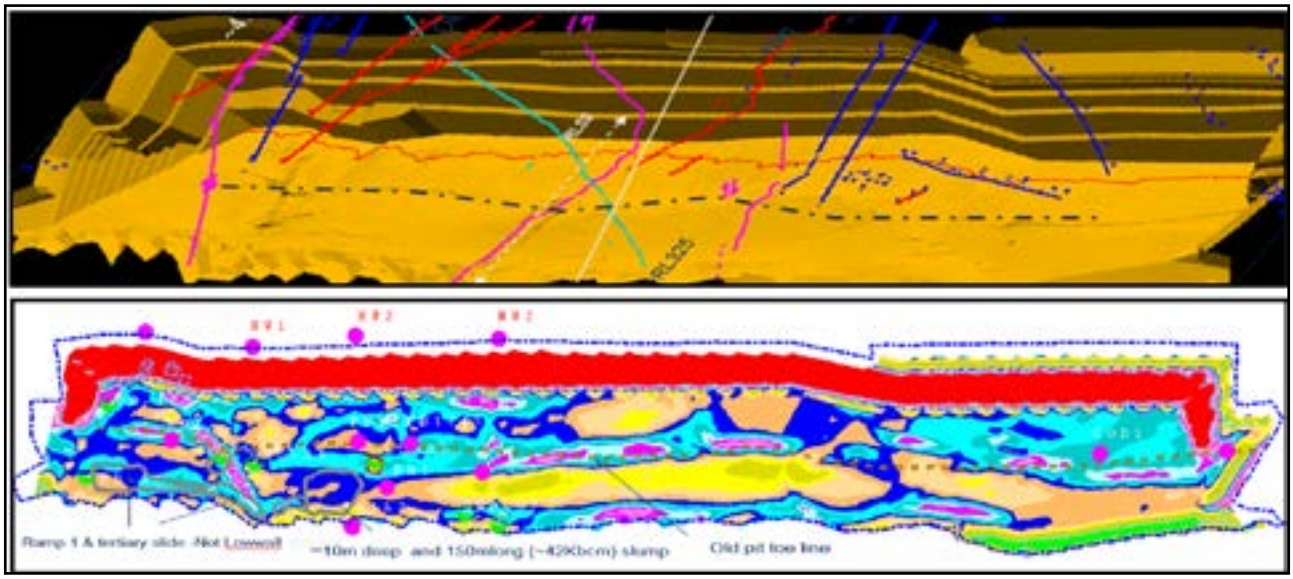


Figure 2 Design pit shell, existing fault system, pit floor dip contours/heat map

The main coal seam is Permian-age and approximately 11m thick and often underlain by localised shear planes. These tend to create floor and low wall stability issues. Especially when in-pit dumps are established over the untreated floor. Fresh overburden is predominantly lithic sandstone and siltstone, sandstone-siltstone laminates, silty mudstone and minor carbonaceous mudstone of Late Permian and Early Triassic age, typically dipping between 10 and 25 degrees to the northeast conforming with the coal seam (Figure 2). Extensive faulting, including normal, thrust and strike-slip faults have been identified, as well as widespread intra-formational shearing of the coal floor. Geotechnical studies completed prior to excavation of the pit had predicted not only low wall instability along the floor shears and but also the potential for large scale mobilisation of rock wedges in the highwall at the intersection of two normal faults in the northern end of the pit.

ORIGINAL MINE PLAN

The shallow areas of the mine along the sub crops had been mined earlier. With the improvement in coal prices the owner decided to mine the deeper and high strip ratio areas of the pit. The original mine plan was a terrace mining progressing from North to South along the strike with in-pit dumps established over the mined-out areas of the pit and with three major haul roads connected to the terraces (Figure 3). Connectivity between terraces was via a set of switchbacks.

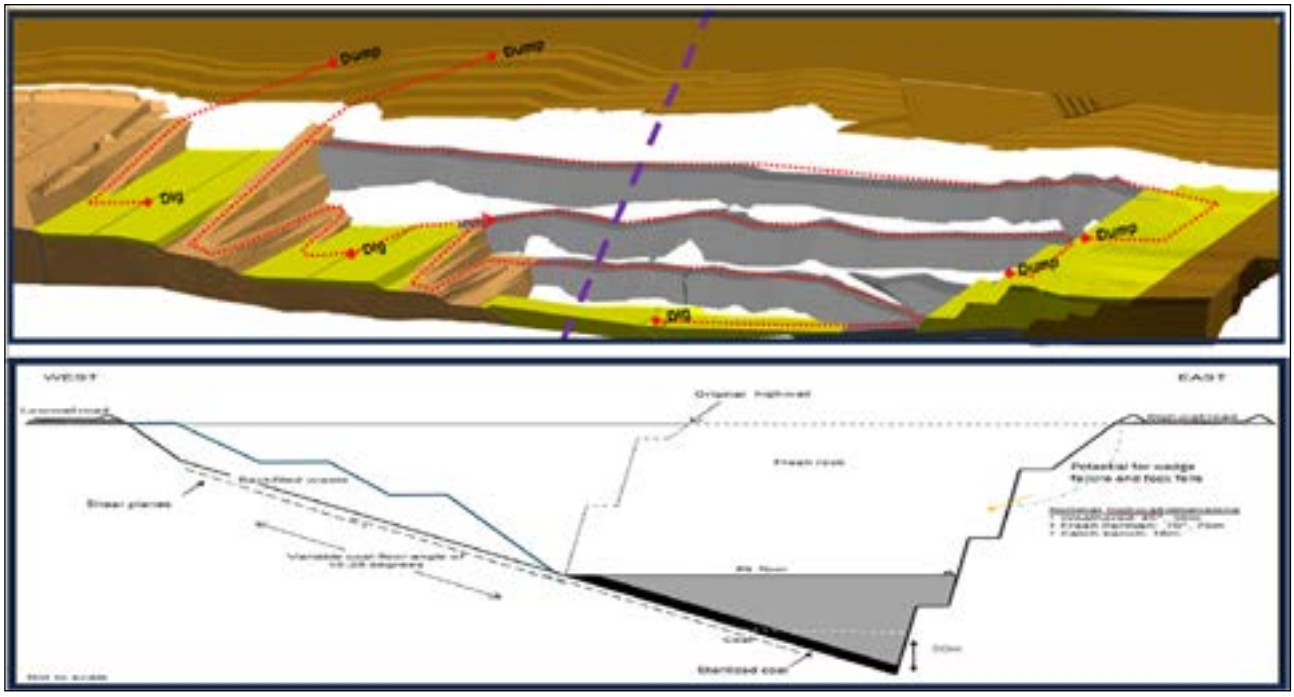


Figure 3 Planned terrace mining & cross section

The major mining fleet is consisted of 6 hydraulic excavators (4XR9800 and 2XR996) and enough rear dump trucks to develop the pit in a north to south direction (Figure 4). A terraced configuration has been adopted to progressively backfill the pit to final landform after de-coaling. Mining benches are drilled and blasted ahead of diggers according to the short-term schedule.

The mine design included a 70m wide haul road along the final wall to allow transport of coal and waste and a 20 wide safety berm on the lower level. This meant a wedge of coal is sterilized under the haul road and not feasible to mine. It was estimated that some 5Million tonne coal under only 4Million cubic meter of waste with a very low strip ratio (~1:1) would be sterilized at the lower 50m of the pit simply due to narrowness of available operating room and perceived geotechnical risks. Mining engineers are then tasked to develop an innovative way of safely extracting this coal and extending mine life, adding significant value to the operation.

Also with the existing mine plan, only one excavator fleet could be operated at the bottom of the pit creating a bottle neck, slowing the speed of mining resulting in significantly decreased revenue. The remaining fleets would have to shut down in the lower 50m.

The slope of the pit floor restricted in-pit dumping until the midpoint of the pit is reached due to length of access ramps required and hence driving haulage costs higher. It was highly unlikely that the planned dig rates would be achieved in this zone as the potential for further low wall/high wall failures, gas and water emission issues would be significantly increased.



Figure 4 Digger R9800

GEOTCEHNICAL SETTING AND CHALLANGES

Due to anticipated highwall stability issues, a slope stability radar was deployed in the early stages of pit development to provide high resolution measurement of displacements and safety critical monitoring as required. Figure 5 below shows an example of wall deformation progressing with time and captured by the highwall radar (4 hours intervals and total of 16 hours) after a heavy rain (185mm) leading to a highwall failure. The red colours are showing fast-moving clusters of pixels (each pixel covering an area of 5mX5m) leading to an alarm activation. Supplementary monitoring tools including survey prisms and vibrating wire piezometers were also installed to monitor three-dimensional slope displacements and groundwater levels respectively.

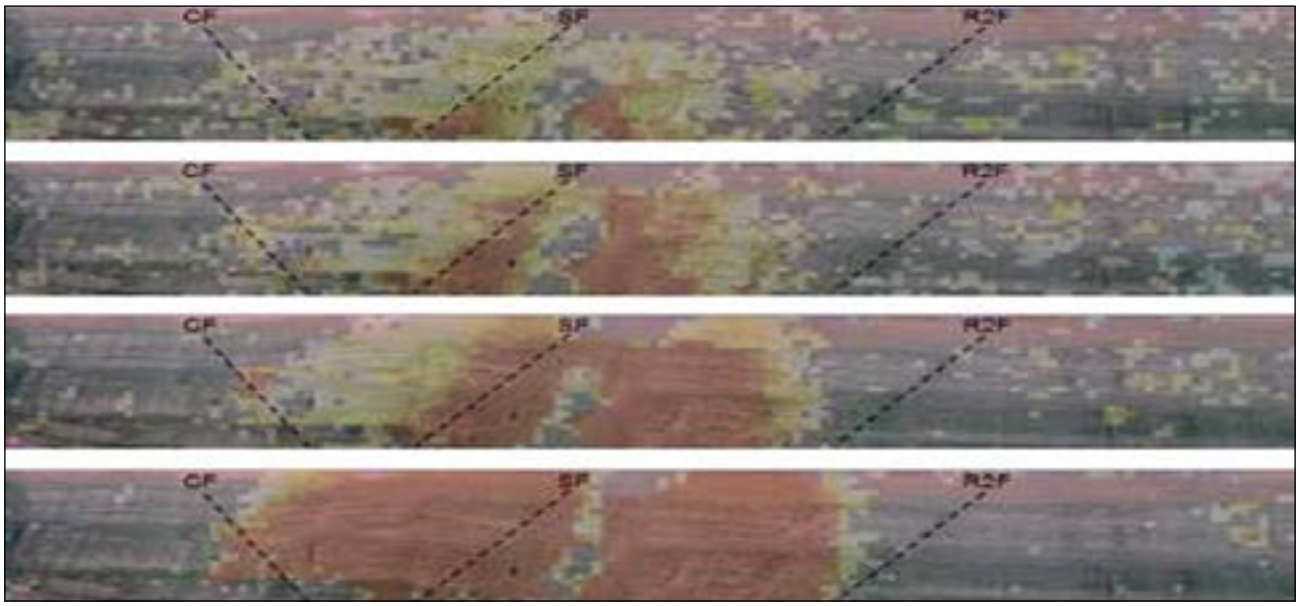


Figure 5 An example of time lapse of radar deformation plots (Photos taken at 4-hour intervals)

Comprehensive set of geotechnical analyses were carried out to understand the potential geotechnical risks. This included: Limit equilibrium models, Phase-2 Finite Element Modelling and Rockfall simulations. The analyses resulted in adopting a highwall buttress (retaining wall) method to ensure slope stability for safe coal recovery. The key features of the new design were:

- The identification and delineation of High-Risk areas and a Residual Rockfall Risk Zone
- A 5m rockfall catch trench at the immediate toe of the failed rill material
- A 25m fresh rock buttress in addition to the existing 16m final catch berm width
- A soft wall excavated at 50° in ground that had been blasted prior to the highwall instability
- A 5m wide berm and 2m high catch bund at the immediate toe of the soft wall
- A final batter at the original pit shell design angle of 70°

Throughout the highwall events already discussed, long-term gradual creep of the coal floor on the low wall side of the pit had been ongoing. While the pit was relatively shallow with a wide working floor, the risk was considered low to moderate. However, as the working floor approached final pit depth, coal floor displacements became greater in magnitude and accelerated more rapidly, eventually leading to several floor heave events soon after de-coaling. The slope stability radar in monitoring and providing advance warning of the highwall instability was successful. After an initial period of data gathering, geotechnical analysis enabled the onset of floor heave to be predicted based on accelerations observed in the coal floor A total of four floor heave events were predicted and the pit evacuated without incident during the excavation of the highwall buttress.

Geotechnical and mining challenges in the pit included not only low wall instability but also highwall stability. Various wedge failures and rock falls were occurring quite often. In summary, the challenges in the pit included:

- Low wall floor instability
- Highwall failures, rock falls
- Gas & fires in the pit bottom
- Pit water
- Narrow mining geometry
- Limited & expensive access to pit bottom

INNOVATION

Facing the challenges, mine planning engineers considered non-entry mining using a dragline utilizing dig depth and reach capability below the tab level. Large draglines are widely used in QLD strip mines and various techniques have been developed over the years to suit local mining conditions (Vemana, 2012; Erdem et al., 2003; Mirabediny, 2016; Liu, 2016.). However, none were used in terrace mining, particularly for digging coal and loading it into trucks. Various simulation and optimization studies conducted by the 1st author of this paper using 3DDig clearly indicated the potential of a small diesel dragline as the most appropriate technology to remove overburden and coal from the lower 50m of the pit. The size of the machine needed to be such that it could fit into the narrow pit void with the required dig depth capacity to dig and load the coal into trucks on dragline level.

The 3DDig is an industry standard modelling and simulation package for draglines and dozers. Unlike conventional systems that use predefined geometry, 3DDig simulates excavation and dumping bucket by bucket, mirroring actual processes.

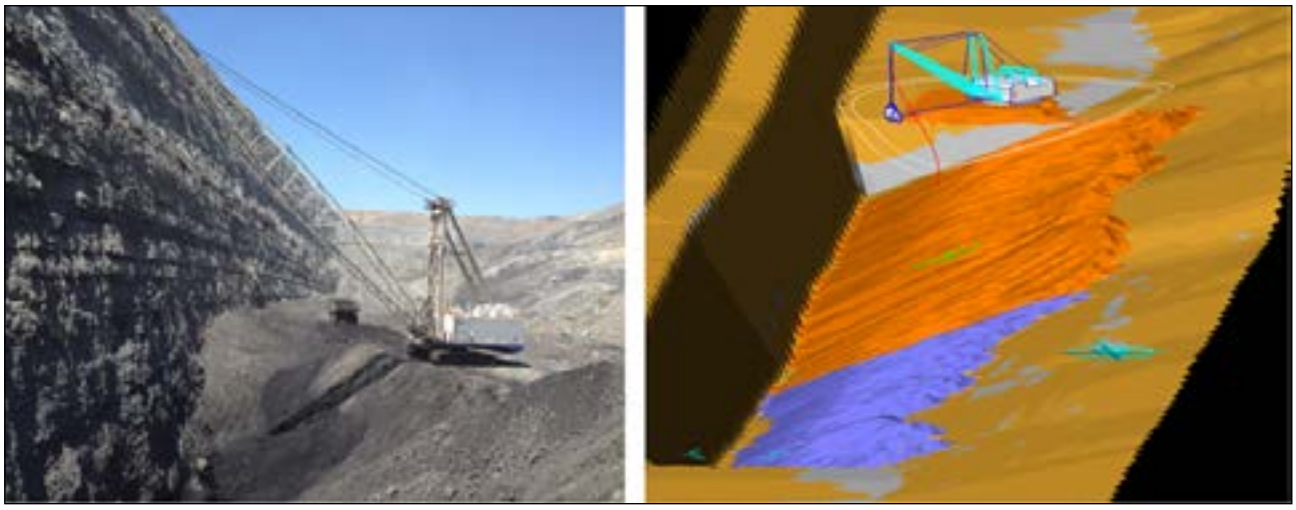


Figure 6 Dragline under handing coal and loading into trucks (Reality versus 3DDig Model)

The following benefits of a small dragline in the last lower 50m of the pit have been identified:

- The small dragline would excavate and spoil 20 metre blocks at a time enabling the in-pit dumping to advance progressively as opposed to conventional ramp systems used to access the lower 50m of the pit which typically require that the in-pit dump trails the advancing face by up to 1km and only allow staged advance. The elimination of the haul ramping system in the lower 50m of the pit would also eliminate all the associated rehandle, operational complexity and delay in coal release.

- Acceleration of progress in the lower 50m of the pit would also enable reduction of the most expensive out of pit dumping and would reduce distance from the dig face to in-pit dumps.

- The mining schedules indicated that the bottleneck was removed from the lower part of the pit and placed in the higher benches where excess digger capacity could be used as required to manage it so that it would not negatively impact the rest of the project.

- This method enabled the efficient use of the remaining 5 excavator fleets operating continually while minimising advance stripping and haul distance when they progressively would park up for good, leaving only the dragline to complete the pit.

- By dealing with the lower 50m of the pit in a more remote fashion, the exposure of personnel to hazards (geotechnical, gas, fire, dust and water) would be greatly reduced.

- Use of the dragline in the most northern 1km of the pit would also provide a spoil buttress for the building of the in-pit low wall roads (which would potentially be problematic without a buttress). Similarly, the stability in the southern end of the pit would be enhanced by use of the dragline to excavate the lowest 50m of waste and coal.

- The small dragline would offer a viable solution to recovering additional coal in the variable width high wall buttress due to ability to step in and out with the buttress width defined. This was not possible with a truck ramp due to the dip of the coal.

Comprehensive set of dragline simulations with short and long boom have been carried out along the entire pit floor to accurately estimate rehandle and dig rate. These are then input to SPRY to generate updated production and dump schedules. Due to variation in the pit floor dips and low wall geometry, estimated rehandles varied from 10 to 19%. The simulations and models were then presented to the management in support of the decision to purchase the small dragline (Doktan, 2019).

Further simulations have been completed for the short-term planners for day-to-day operations and dig sequence, volumes, animations were supplied to the operations.

IMPLEMENTATION

Having completed detailed studies, a small used dragline(M305) was purchased from another mining company, the dragline was dismantled, transported to site and re-installed again. A select number of digger operators were trained to use the dragline according to the plan, especially loading into trucks. Loading into dump trucks was essential consideration as no truck was to enter to the bottom of the pit (Figure 7).



Figure 8 Digging out failure zone

The design was such that the dragline was always sitting and operating on the bridge and hence no serious stability issues were anticipated. But fault crossings would require further stability analysis to ensure the dragline's operating weight was not exceeding the bearing capacity of the pad.

CONCLUSIONS

The application of the small dragline at a conventional terrace mine was an innovative solution while significant Tax Incentives from the Australian Federal Government being granted for the innovative nature of the project and innovative use of the small dragline in such complex mining scenario. In conclusion the small dragline:

1. Reduced exposure of mine personnel to risk in the lower 50m of the pit (remote dozer assisting dragline mining waste and coal).

2. Removed the operational bottleneck from the lower part of the pit (where little can be done to increase throughput due to physical working room constraints and potential exposure to geotechnical failures, pit water, and gas are at their peak).

3. Reduced the time that the lower part of the pit is left open and hence reduced geotechnical risk by allowing in pit dumping to progress ahead of the conventional mining method.

4. Significantly reduced the level of geotechnical risk associated with the planned in-pit low wall roads in the northern 1km of the pit, mitigating against potential operational disruption and additional cost.

5. Eliminated 2.1Million cubic meter of operational rehandle required for ramping logic/ access at the bottom of the pit.

6. Reduced 16Million cubic meter of the longest haul out of pit dump volume.

7. Reduced one-way equivalent flat haul distance (in pit and out of pit) by 600m for 14.5Million cubic meter of waste.

8. Allowed to permanently revert to 5 excavator fleets, releasing 1 x 996 excavator and a truck fleet, providing an opportunity for this fleet to earn additional revenue and profit during years.

9. Greatly reduced the spike in truck demand mid-life where the base case required that up to 6 fleets operate with average one-way equivalent flat haul distances of 5.1-5.3km compared to 4.3km. This is due to the impact of the geotechnical buttress at the northern end of the pit.

10. Saved approximately $35Million after the costs.

11. With the innovative mining method envisaged, planned, developed and implemented, the mine was able to safely extract an additional 3.5Million tons of coal which would have otherwise been sterilized.

This project illustrates how mine planning engineers, when provided with sufficient time and confidence, could develop solutions in challenging or almost impossible mining circumstances.

REFERENCES

Doktan, M. (2019). 3DDig dragline and geotechnical models and studies. (Unpublished).

Earth Technology Software and Mathemantical Modelling. https://earthtechnology.net/

Erdem, B., & Paşamehmetoğlu, A.G. (2003). Dragline cycle time analysis - Case study, International Mining Congress and Exhibition of Turkey-IMCET, ISBN 975-395 605

Liu, H. (2016). Development of dragline excavation model for operation. Australian Robotics and Automation Association.

Mirabediny, H. A. (2016). Dragline simulation model for strip mining. PhD. Thesis. Uni of Wollongong, Australia.

Vemana, B. (2012). Performance appraisal of dragline mining in India. BSc. Thesis. Dept of Mining Eng, National Institue of Technology, Rourkela.

YERALTI KÖMÜR OCAKLARINDA KULLANILMAK ÜZERE GELİŞTİRİLEN YENİ NESİL YÜZEY KAPLAYICI MALZEMENİN PERFORMANS DEĞERLENDİRMESİ VE UYGUNLUK TESTLERİ

PERFORMANCE EVALUATION AND COMPLIANCE TESTS OF A NEW GENERATION SURFACE COATING MATERIAL DEVELOPED FOR USE IN UNDERGROUND COAL MINES

C. Tuz[1], M. Bilen[2*], E. C. İğdir[1], Ö. Yılmaz[3], S. Yılmaz[2], H. Duru[2], İ. Toroğlu[2], T. Çağlayan[1]

[1] F Weber Mining and Tunneling, Bergama İzmir
[2]Bülent Ecevit Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü, Zonguldak
[3] Bülent Ecevit Üniversitesi ZMYO, Madencilik ve Maden Çıkarma Bölümü, Zonguldak
**Sorumlu Yazar: mehmetubilen@yandex.com*

ÖZET

Bu çalışma, yeraltı kömür ocaklarında tavan ve yan duvar stabilitesini sağlamak amacıyla geliştirilen yeni nesil ince sprey yüzey kaplayıcı (TSL) teknolojileri ve özel olarak geliştirilen "Marispray" ürününün performansını incelemektedir. Püskürtme beton ve çelik hasır gibi geleneksel tahkimat sistemlerinin dezavantajlarını gidermek üzere tasarlanan "Marispray", hızlı priz alma, yüksek yapışma gücü ve kontrollü ekzotermik tepkisi özellikleri olan bir yüzey kaplayıcıdır. Yeraltı ve laboratuvar uygulamalarında, 15 mm kalınlıktaki uygulamada sıcaklık 103°C'ye ulaşmış ve kısa sürede düşüş göstermiştir. Farklı kalınlıklarda (6–64 mm) maksimum sıcaklıklar 84–122 °C arasında belirlenmiştir. Sonuçlar, çalışmada kullanılan yüzey kaplayıcının yüksek yapışma kapasitesi ve esnekliği ile etkili bir yüzey kaplama malzemesi olduğunu göstermektedir. Ancak, gaz sızdırmazlık, yanmazlık, kimyasal direnç ve uzun vadeli dayanım için ek testler ve saha denemeleri önerilmektedir.

Anahtar Kelimeler: İnce Sprey Yüzey Kaplayıcı (TSL), Marispray, Yeraltı Kömür Ocakları, Yüzey Stabilitesi, Ekzotermik Reaksiyon, Yapışma Mukavemeti

ABSTRACT

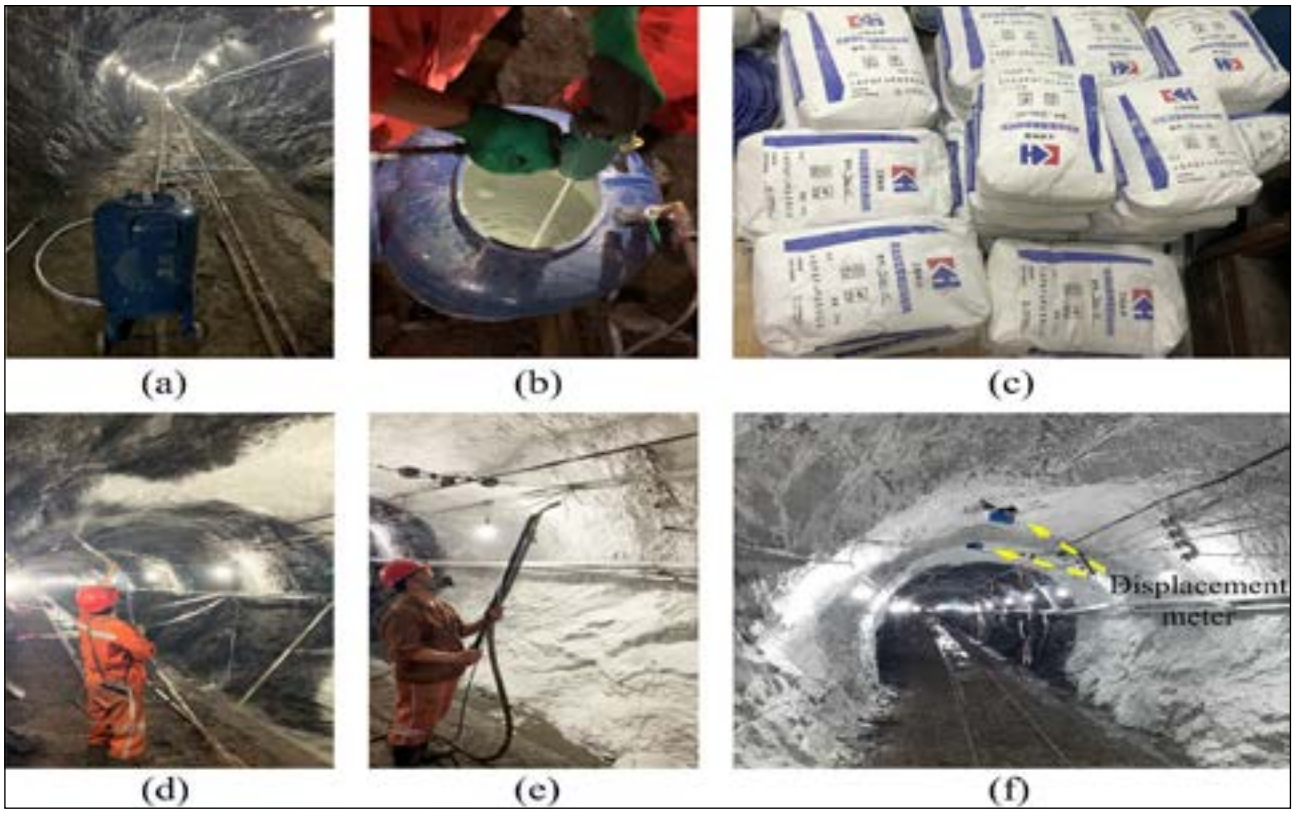
This study investigates the performance of new-generation thin spray-on liner (TSL) technologies developed to ensure roof and sidewall stability in underground coal mines, with a particular focus on the specially designed "Marispray" product. Designed to overcome the disadvantages of traditional support systems (such as shotcrete and wire mesh), " Marispray" stands out with its rapid curing, high adhesion strength, and controlled exothermic reaction. In underground and laboratory applications, a 15 mm thick layer reached 103 °C within 6 minutes and decreased shortly thereafter. For different thicknesses (6–64 mm), maximum temperatures were recorded between 84 °C and 122 °C. The results indicate that spray-on liner used in the study demonstrates high adhesion capacity, flexibility, and effective surface stabilization performance. However, additional tests and field trials are recommended for gas impermeability, fire resistance, chemical durability, and long-term performance.

Keywords: Thin Spray-On Liner (TSL), Marispray, Underground Coal Mines, Surface Stability, Exothermic Reaction, Adhesion Strength

GİRİŞ

Sistematik tahkimat çalışmaları (kayaların desteklenmesi), gerek yeraltı gerekse açık ocak madencilik çalışmalarında kazı duraylılığını sağlamak için kritik bir öneme sahiptir (Hudson & Harrison, 2000). Kablolu veya kaplosuz kaya saplamaları kaya kütlesinin bütünlüğünü artırırken, çelik hasır, püskürtme beton ve ince sprey yüzey kaplama (TSL) gibi yöntemler kaya parçalanmasını önlemektedir (Windsor, 1997). Kaya saplamaları ve püskürtme beton aktif tahkimat sağlarken, çelik hasır pasif tahkimat işlevi görür (Li, 2016). Delme-patlatma yöntemi yaygın bir kaya kazı yöntemi olmakla birlikte, çevre kaya kütlesinde çatlama ve kırılmalara yol açabildiğinden bu tip çalışmalarda daha güvenli tahakimat sistemlerine ihtiyaç duyulmaktadır (Yi ve Li, 2002). Bu noktada TSL, düşük basınç dayanımına rağmen yüksek çekme dayanımı, esneklik ve sünekliğiyle öne çıkmakta, reaktif türleri yüksek mukavemet sağlarken reaktif olmayan türleri daha düşük maliyet sunmaktadır (Qiao, 2015).

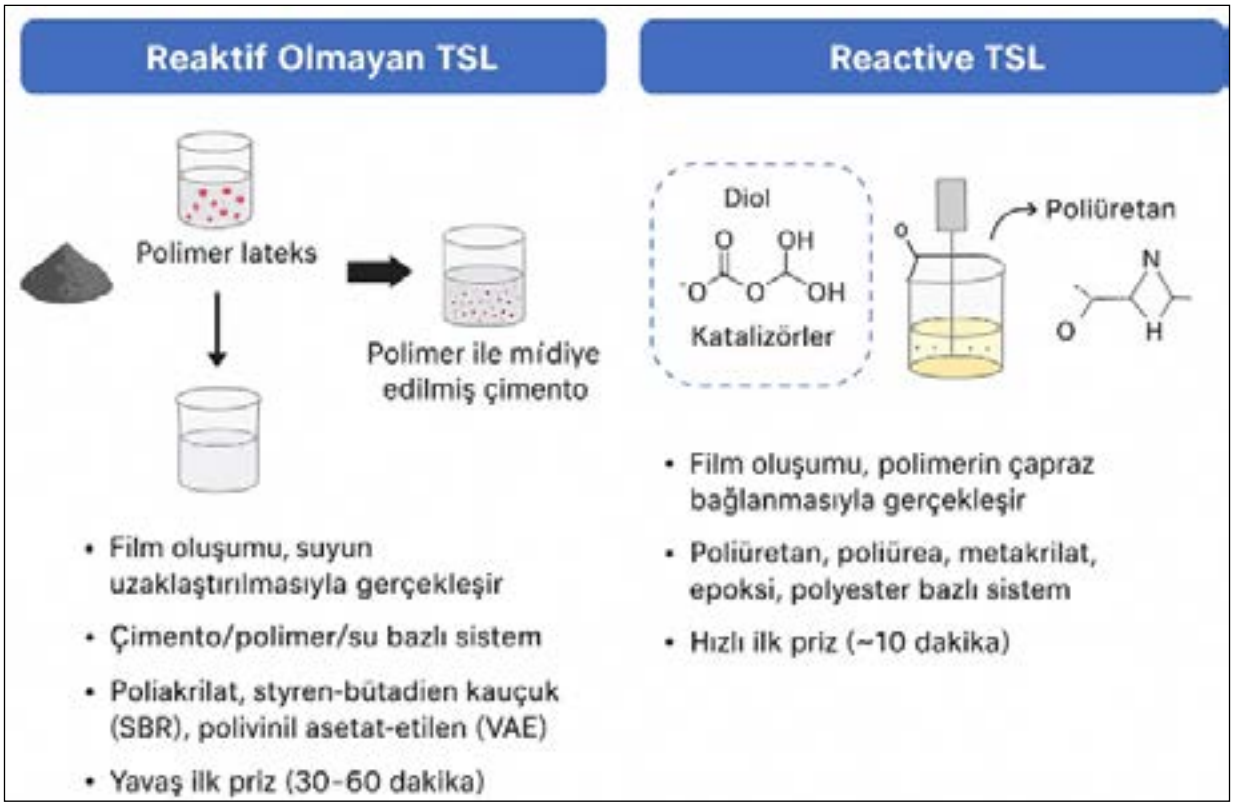
Araştırmalar, TSL'nin çelik hasırdan daha iyi yüzey kontrolü sağladığını ve tavan desteklerinde çelik hasırın yerini alabileceğini göstermektedir (Shan vd., 2014, 2019, 2020a, 2020b). TSL-ankraj tahkimatı, ankraj ve püskürtme beton tahkimatına göre daha düşük deformasyon ve daha yüksek dayanım sağlamaktadır (Nemcik vd., 2009). Ayrıca, TSL'nin yük taşıma kapasitesinin çelik hasır ile eşdeğer olduğu, yüksek yapışma ve çekme dayanımı sayesinde kısa sürede güçlü bağlar oluşturduğu belirlenmiştir (Ozturk ve Tannant, 2010; Ozturk, 2012b; Guner ve Ozturk, 2018, 2019; Baidoe, 2004; Moreau, 2006; Komurlu, 2018; Ozturk ve Guner, 2019). Yilmaz (2007, 2010, 2014), TSL'nin ince yapısına rağmen püskürtme betonla benzer çekme dayanımı gösterebildiğini rapor etmiştir. Bununla birlikte, üretici verileri ile laboratuvar bulgularının her zaman örtüşmediği ve saha uygulamalarının sınırlı olduğu vurgulanmaktadır (Kanda & Stacey, 2019). Patlatma titreşimleri altında TSL'nin performansını inceleyen çalışmalar sınırlı olup çoğunlukla laboratuvar ve sayısal modellemeye dayanmaktadır (Archibald & Dirige, 2006; Dirige & Archibald, 2009; Moreau, 2006; Boeg-Jensen & Swan, 2014; Komurlu, 2018). TSL'nin uygulama süreci Şekil 1'de adım adım sunulmuş, Şekil 1 a–f'de hazırlık, karışım, püskürtme ve son uygulama aşamaları gösterilmiştir (Zhang vd., 2024).



Şekil 1. İnce sprey yüzey kaplama uygulama süreci: a) Püskürtme öncesi galeri ve makine, b) Şerbetin ikinci kez karıştırılması, c) Kullanılan malzeme, d) Püskürtme işlemi, e) İkinci kat püskürtme, f) Püskürtme sonrası galeri (Zhang vd., 2024).

İnce Sprey Yüzey Kaplayıcı Malzemesi

İnce sprey yüzey kaplama (TSL) malzemeleri, 1980'lerden itibaren madencilikte kaya duraylılığı sağlamak amacıyla geliştirilmiş olup; yüksek mukavemet, hızlı priz alma, düşük maliyet ve güvenli kullanım gibi özelliklere sahip olmalıdır (Patvin vd., 2004). Bileşimlerine göre reaktif ve reaktif olmayan olarak sınıflandırılır; reaktif kaplamalar ekzotermik reaksiyonlarla dakikalar içinde sertleşirken, reaktif olmayanlar hidratasyonla 30–60 dakikada dayanım kazanır (Tannant, 2001; Jjuuko & Kalumba, 2016; Kolapo vd., 2021) (Şekil 2). Malzeme seçimi, mekanik performansı doğrudan etkiler ve poliüretan, çimento veya akrilat bazlı sistemler yaygın olarak kullanılmaktadır (Öztürk, 2012; Yılmaz, 2010). Bu ürünler, farklı zemin koşullarına uygunluk ve hızla gelişen madencilik gereksinimlerini karşılamak amacıyla sürekli olarak geliştirilmektedir (Chang vd., 2017; Chen vd., 2020; Zhou vd., 2019).



Şekil 2. Reaktif olmayan ve reaktif ince sprey yüzey kaplamaların şematik gösterimleri (Kim vd. 2025)

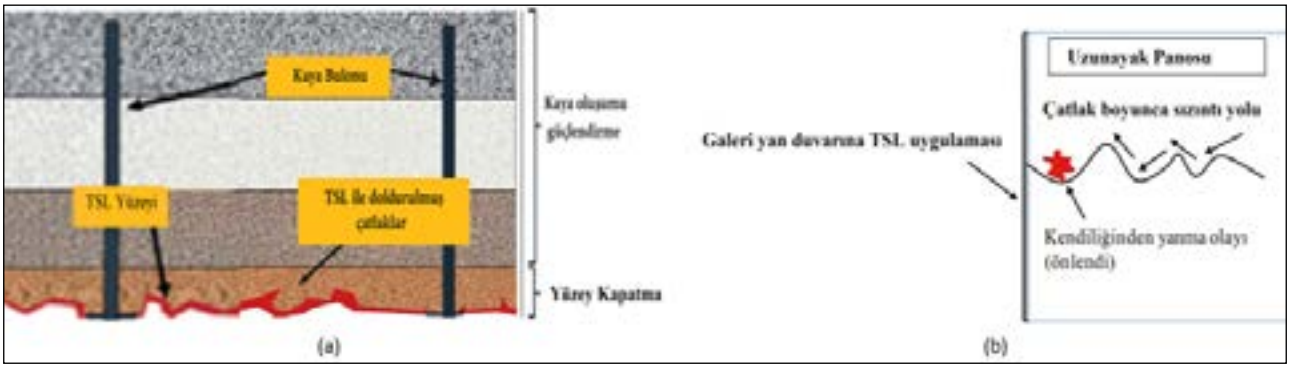
İnce Sprey Yüzey Kaplayıcıların Madencilikte Kullanımı ve Avantajları

İnce sprey yüzey kaplamalar (TSL'ler), tünel ve madencilik uygulamalarında güvenliği artırmak için yaygın olarak kullanılmakta, çatlakların genişlemesini önleyerek yapısal dayanımı güçlendirmektedir (Chen vd., 2020a; Bernard ve Thomas, 2020). Zayıf zeminlerde su sızıntısı ve segment kaymalarına karşı polimerik kaplamalar etkili olup, bir tünelde TSL uygulaması Şekil 3'te gösterilmektedir (Yu vd., 2018; Kömürlü ve Kesimal, 2017). Son yıllarda TSL ve püskürtme beton, kaya ayrışmasını önleme ve deformasyonları azaltma amacıyla yaygınlaşmış, ayrıca uçucu kül katkılı TSL'ler ekonomik ve sürdürülebilir alternatifler sunmuştur (Bernard ve Thomas, 2020; Chen vd., 2019; Ahn, 2011). Madencilikte de TSL kullanımı hızla artmış; Fraser Madeninde tavanların %80'i desteklenmiş (Pritchard vd., 2001), Donghuantuo Kömür Madeninde gaz sızıntısı %28'den %0,5'e düşürülmüştür (Li vd., 2016; Min vd., 2020). Türkiye'de poliüre TSL, zayıf alanlarda çelik tahkimat ile desteklenmiş, Güney Afrika'da ise farklı derinliklerde başarıyla uygulanmıştır (Kömürlü ve Kesimal, 2017; Kanda ve Stacey, 2019). Püskürtme betona göre daha hızlı uygulanabilen TSL, kaya düşmelerini önleyerek uzun ömürlü destek sağlar (Qiao, 2015; Archibald vd., 2003). Polimer ve poliüre bazlı türleri yüksek mukavemet sunarken, düşük geçirgenlikleri sayesinde gaz sızıntılarını engelleyerek kendiliğinden yanmayı da

önlemektedir; bu uygulamalara ilişkin örnekler Şekil 4'te verilmiştir (Chen vd., 2020a; Li vd., 2016; Morkel ve Saydam, 2008). Ayrıca şaft kazıları ve delik onarımlarında kullanılmakta, su sızıntısını ve küçük parça düşmelerini önlemektedir (Tshabalala ve Ferreira, 2008; Van Heerden, 2007). Kendiliğinden yanma ve kaya patlamalarına karşı etkili olup, TSL uygulamasını gösteren görsel (Van Heerden 2007) Şekil 5'te gösterilmektedir (Archibald ve Dirige, 2006; Louchnikova vd., 2017). Son olarak, TSL'ler topuk desteği ve çimentolu geri dolguda kayma ve deformasyonları azaltarak ankraj ve çelik hasır sistemlerine alternatif oluşturmaktadır (Qiao, 2015; Tannant, 2001; Ferreira ve Piroddi, 2012).



Şekil 3. Bir tünelde su sızıntısını önlemek için polimerik TSL püskürtülmesi (Kömürlü ve Kesimal 2017).



Şekil 4. Maden yollarında TSL uygulamasını gösteren görüntü (Chen vd. 2020a)
(a), fraktür (kırık) sırtına TSL uygulaması ile oksidasyon sürecini engellenmesine ait gösterim (Li vd. 2016) (b).



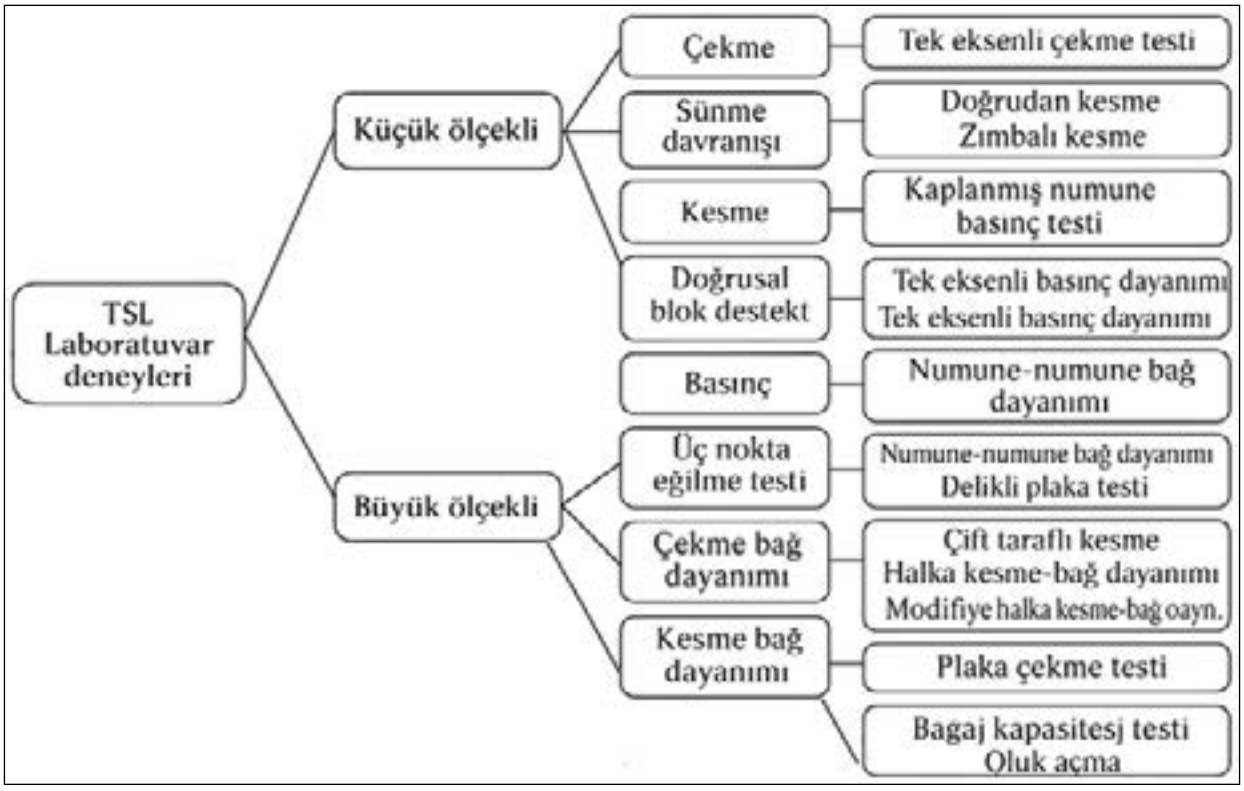
Şekil 5. TSL uygulamasını gösteren görsel (Van Heerden 2007).

İnce Sprey Yüzey Kaplayıcıların Kullanım Kısıtlamaları ve Dezavantajları

İnce sprey yüzey kaplayıcılar (TSL), kaya yüzeyi desteği sağlamak için birçok avantaj sunsa da, kullanımına yönelik bazı kısıtlar ve dezavantajlar bulunmaktadır. Ortam koşulları, TSL'nin dayanımını ve yapışma gücünü etkileyebilmektedir. Yüksek sıcaklıklar, TSL'nin dayanımını düşürebilir ve donma koşulları da performansı olumsuz etkileyebilmektedir (Ahn 2011; Lacerda ve Rispin 2002). TSL'nin hızlı kürlenmesi avantajlı olsa da, doğru teknik bilgi gerektirir ve karışımın hatalı hazırlanması, kürlemeyi zorlaştırabilmektedir (Laurence 2001). Ayrıca, TSL kullanarak, büyük çatlakları doldurmakta zorluk yaşanabilmektedir (Archibald 2001; Pappas ve diğ. 2003). Sağlık ve güvenlik açısından ise, TSL bileşenleri zehirli kimyasallar içerdiğinden, solunum yolu hastalıklarına ve cilt tahrişlerine neden olabilmektedir (Laurence 2001; Finn 2001). Bu kimyasallar, formaldehit gibi gazlar yayarak, solunum yolu rahatsızlıkları, göz ve cilt tahrişleri gibi sağlık sorunlarına neden olabilmektedir. Ayrıca TSL gibi polimer malzemerin yeraltı kömür madenlerinde kullanımına yönelik çeşitli öneriler Bilen ve Tuz (2023) tarafından ele alınmıştır. Bunlar yanında TSL bileşenlerine doğrudan maruz kalmak, alerjik reaksiyonlara yol açabilmektedir (Archibald 2001).

İnce Sprey Yüzey Kaplayıcıların Test Yöntemleri

TSL yeraltı denemeleri ilk olarak 1990'da Kanada'da yapılmış, ardından Güney Afrika'da yüzey desteği olarak yaygınlaşmıştır. Ancak mekanik özelliklerini belirleyecek standart test prosedürlerinin eksikliği, kullanımda zorluklara yol açmış ve standart yönergelerin gerekliliği vurgulanmıştır (Yılmaz vd., 2003). TSL performansı kaya kütlesinin jeolojik özelliklerine bağlı olup çekme, yapışma ve kesme dayanımı testleriyle değerlendirilmiştir (Yılmaz, 2011; Chen vd., 2020a; Li, 2016). Büyük ölçekli testlerin maliyetli olması nedeniyle küçük ölçekli laboratuvar testleri daha güvenilir bulunmuş, Potvin vd. (2004) testleri ölçeğe göre sınıflandırmış ve bu testler Şekil 6'da özetlenmiştir (Kim vd., 2025). Uluslararası standartlar henüz bulunmamakla birlikte mevcut yöntemler genellikle diğer malzemelerden uyarlanmış olup, ilgili standartlar Çizelge 1'de sunulmuştur (Li, 2016; Kim vd., 2025).



Şekil 6. Literatürdeki laboratuvar TSL deneylerinin şematik gösterimi (Kim vd. 2025).

Çizelge 1. TSL test yöntemlerine yönelik güncellenmiş ilgili standartlar (Li 2016,Kim vd. 2025).

Test Türü	Standart	Açıklama
Çekme dayanımı ve uzama	ASTM D638–22	Plastiklerin çekme özellikleri
	ASTM D1708–18	Mikro-çekme numuneleri kullanılarak plastiklerin çekme özellikleri
Yırtılma dayanımı	ASTM D1004–21	Plastik film ve levhaların Graves yırtılma dayanımı
	ASTM D1922–23	Sarkma yöntemiyle plastik film ve ince levhaların ilerleyen yırtılma dayanımı
	ASTM D5884/ D5884M–04	İçten takviyeli geomembranların yırtılma dayanımının belirlenmesi
	ISO 34-1: 2022	Kauçuk, vulkanize veya termoplastik malzemeler – Yırtılma dayanımının belirlenmesi – Bölüm 1:
	ISO 34-2: 2022	Kauçuk, vulkanize veya termoplastik malzemeler – Yırtılma dayanımının belirlenmesi – Bölüm 2: Küçük (Delft) test numuneleri
Basınç dayanımı	ASTM D7012	Farklı stres ve sıcaklık koşulları altında sağlam kaya numunelerinin basınç dayanımı ve elastik modülü
Kesme dayanımı	ASTM D732–17	Zımbalama yöntemiyle plastiklerin kesme dayanımı
Bağ dayanımı	ASTM D4541–22	Taşınabilir adezyon test cihazları kullanılarak kaplamaların çekme dayanımı
Toksisite	ASTM E1619–11	Farelerde kronik oral toksisite çalışması
Yanıcılık	ASTM E162–22	Radyan ısı enerjisi kaynağı kullanılarak malzemelerin yüzey yanıcılığı
	ASTM E84–23	Yapı malzemelerinin yüzey yanıcılık özellikleri
	CAN/ULC S102	Yapı malzemeleri ve bileşenlerinin yüzey yanıcılık özellikleri
Su emme	ASTM C827/B27M–23	Çimentolu karışımlardan yapılmış silindirik numunelerin erken yaşlardaki değişimi
	ASTM D570–22	Plastiklerin su emme özellikleri
Aşınma dayanımı	ASTM D4060–19	Taber aşındırıcı kullanılarak organik kaplamaların aşınma dayanımı

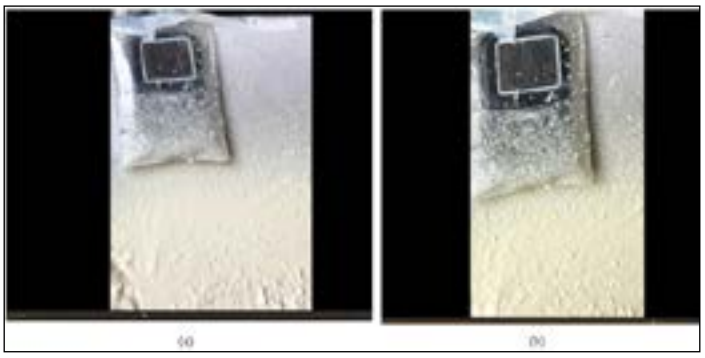
Polimer ürünlerinin kömür ile etkileşime girmesi, reaksiyon sıcaklığının yüksek olması durumunda ortam sıcaklığının artmasına neden olmaktadır. Ortam sıcaklığındaki bu artış, kömürün kendiliğinden yanabilirlik sürecini hızlandırarak yanma eğilimini artırmaktadır (Tuz, 2023; Tuz et al., 2022; Yılmaz, 2016). Bu nedenle, kimyasal enjeksiyon ürünlerinin ekzotermik reaksiyon sıcaklığı kritik bir parametre olarak değerlendirilmektedir. Bu sıcaklık değerine ilişkin çeşitli düzenlemeler mevcuttur. Polimerik kimyasallar için izin verilen maksimum ekzotermik sıcaklık, NSW Madencilik Tasarım Kılavuzu 3608 (MDG 3608) Ek D'de 150°C olarak belirtilmiştir (NSW Resources Regulator, 2012). Ancak bu sınır değerin gerekçesi aynı kılavuzda açıklanmamaktadır. Diğer NSW Madencilik Tasarım Kılavuzlarında ise bu değerin gerekçesine yönelik açıklamalar sunulmaktadır. Örneğin, MDG 1032 kılavuzunda "kömür tozunun tutuşmasını önlemek amacıyla tüm dış yüzeylerin sıcaklığının 150°C'nin altında tutulması gerektiği" belirtilmektedir (NSW Resources Regulator, 2009). Benzer biçimde, MDG 43 kılavuzunda da maden atmosferiyle temas eden herhangi bir dış kömür yüzeyinin hiçbir çalışma koşulunda 150°C'yi aşmaması gerektiği vurgulanmaktadır (NSW Resources Regulator, 2015).

Yeni Nesil Yüzey Kaplayıcı (MARISPRAY) Yeraltı Uygunluk Çalışmaları

Bu çalışmada MARISPRAY ticari isimli ürünün yeraltı kömür ocaklarındaki kullanımı incelenmiş, uygulama sırasında yüzeye termoçift yerleştirilerek sıcaklık değişimleri kaydedilmiştir (Şekil 7). Tahta panele yaklaşık 15 mm kalınlıkta yapılan uygulamada sıcaklık 6. dakikada 103°C'ye ulaşmış, 15. dakikada ise 78°C'ye düşmüştür; bu sırada ortam sıcaklığı 32°C'dir (Şekil 8–9). Ekzotermik sıcaklık tayini için ürün bileşenleri eşit oranda karıştırılmış ve termoçift ile ölçülerek 116°C'ye kadar çıktığı gözlenmiştir (Şekil 10). Farklı kalınlıklarda yapılan uygulamalarda ise maksimum sıcaklıklar 64 mm için 122°C, 47 mm için 120°C, 31 mm için 116°C, 17 mm için 113°C ve 6 mm için 84°C olarak belirlenmiştir (Şekil 11–13).



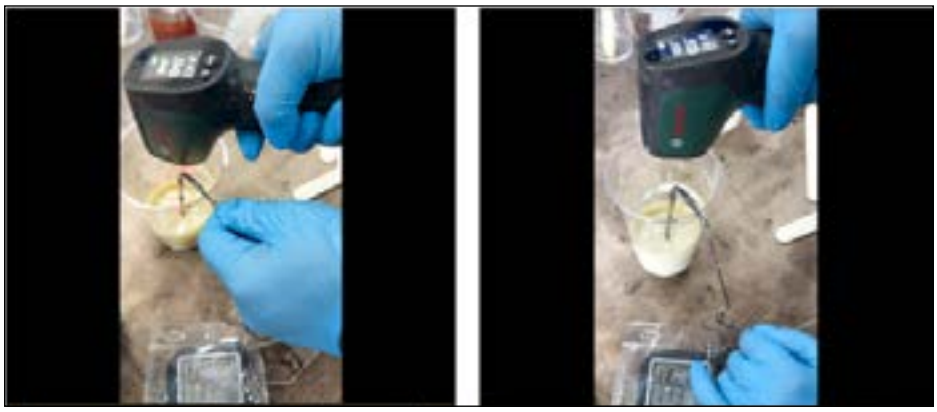
Şekil 7. MARISPRAY uygulaması sırasında termoçift ile sıcaklık izleme.



Şekil 8. Marispray uygulaması sırasında elde edilen maksimum sıcaklık değeri
(a) (103 C), ve uygulamanın 15'inci dakikasında gözlemlenen sıcaklık değeri (b) (78 C).



Şekil 9. Marispray uygulaması sonrası panelin farklı bölgelerinde elde edilen kaplama kalınlıkları
(a) 14.22 mm, (b) 15.55 mm, (c) 15.96 mm.



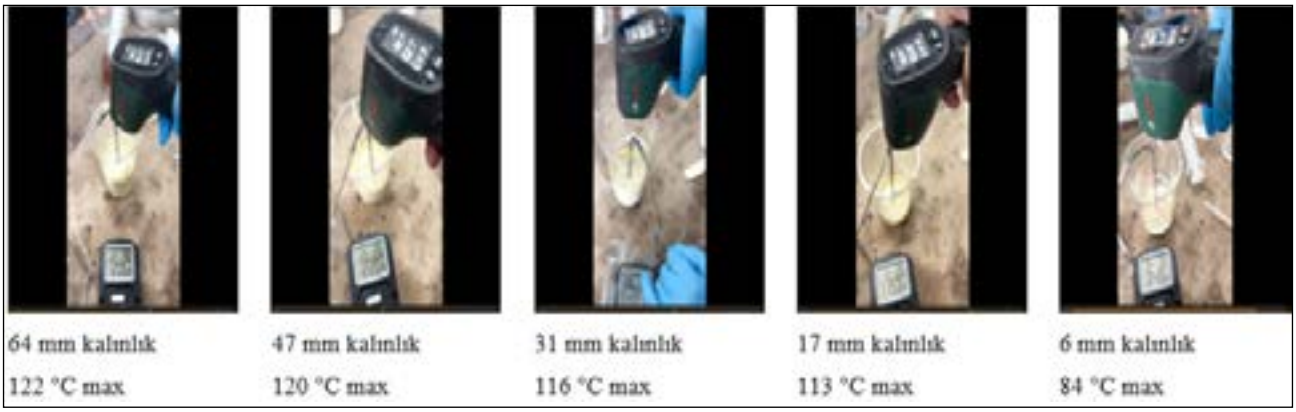
Şekil 10. Yüzey kaplayıcının bileşenlerinin karışımı sonucu ekzotermik sıcaklık değerlerinin ölçümüne ait görseller, (a) 110 C, t=2.51 sn, (b) 116 C, t=4.59 sn.



Şekil 11.Farklı kalınlıklarda Marispray oluşumu sırasında ekzotermik sıcaklık ölçümlerine ait görsel.



Şekil 12. Farklı kalınlıklarda plastik kaplarda oluşturulan Marispray yüzey kaplamasına ait görseller.



Şekil 13. Farklı kalınlıklarda elde edilen Marispray kaplamasına ait ekzotermik sıcaklık ölçüm sonuçları.

SONUÇLAR VE TARTIŞMA

Bu çalışmada, geliştirilmiş olan MARISPRAY ürününün, yeraltı kömür ocaklarında kullanım potansiyeline sahip yenilikçi bir yüzey kaplama malzemesi olarak kullanımı değerlendirilmiştir. Deneysel bulgular, malzemenin hızlı kürlenme, yüksek yapışma ve farklı kalınlıklarda kontrollü ekzotermik tepkiler sergileyerek yüzey stabilitesine katkı sağladığını göstermektedir. Uygulamalarda 103–122°C aralığında ölçülen maksimum sıcaklık değerleri, reaktif yapısını ortaya koyarken, 15 mm kalınlıkta uygulanan kaplamanın 6 dakikada bu sıcaklığa ulaşıp kısa sürede 78°C'ye düşmesi kontrollü davranışını kanıtlamıştır. Farklı kalınlıklarda gözlemlenen değişen ısıl tepkiler, MARISPRAY'in hem ince hem kalın uygulamalar için uygun olduğunu standartlara göre ortaya koymaktadır. Bununla birlikte ürünün yeraltı koşullarında güvenle kullanılabilmesi için gaz sızdırmazlık, yanmazlık, yapışma ve kesme dayanımı, kimyasal direnç, mikro-çatlak kontrolü ve iş güvenliği açısından ilave testlere ihtiyaç vardır. Ayrıca geniş ölçekli saha uygulamaları ile performansının doğrulanması gerekmektedir. Sonuç olarak MARISPRAY, yüksek yapışma kabiliyeti ve hızlı priz alma özellikleriyle umut vadeden bir kaplama malzemesi olsa da, yaygın ve güvenli kullanım için ileri testler ve belgelendirme şarttır.

KAYNAKLAR

Ahn T. (2011). Thermal and mechanical studies of thin spray-on liner (TSL) for concrete tunnel linings. PhD Thesis, University of Western Ontario, Canada.

Archibald J. F., Baidoe J. P., Katsabanis P. T. (2003). Rockburst damage mitigation benefits deriving from use of spray-on rock linings. In: Proceedings of the 3rd International Seminar on Surface Support Liners, Quebec City, Canada, pp. 169–178.

Archibald J. F., De Souza E. (1998). The effectiveness of spray-on mineguard TM linings for post-yield failure stabilization in soft and hard rock mine environments. In: 7th International Conference on Mine Planning and Equipment Selection, Calgary, pp. 191–197.

Archibald L. P. (1999). Thin spray-on linings for rock failure stabilisation. In: 37th U.S. Symposium on Rock Mechanics (USRMS), Vail, Colorado.

Archibald, J. F., & Dirige, P. A. (2006). Development of thin, spray-on liner and composite superliner area supports for damage mitigation in blast- and rockburst-induced rock failure events. WIT Transactions on The Built Environment, 87.

Bernard E., Thomas A. (2020). Fibre reinforced sprayed concrete for ground support. Tunnelling and Underground Space Technology, 99:1–14.

Boeg-Jensen P. K., Swan G. (2014). The operational and laboratory aspects of a thin spray-on liner. In: Deep Mining 2014: Proceedings of the Seventh International Conference on Deep and High Stress Mining. Australian Centre for Geomechanics, Perth, pp. 241–251.

Carstens R., Oosthuizen A. (2004). Application of a thin sprayed-on liner (TSL) in VCR gullies behind advancing stope panels at Savuka gold mine. SANIRE 2004 – The Miner's Guide through the Earth's Crust, South African National Institute of Rock Engineering.

Chen F., Lin L., Li D. (2019). Analytic solutions for twin tunneling at great depth considering liner installation and mutual interaction between geomaterial and liners. Applied Mathematical Modelling, 73:412–441.

Chen L., Jiang X., Liu Z., Cui X., Liu G., Zhou Z., & Dong Q. (2020a). Synthesis and Properties of a Polymer-Modified Material for Thin Spray-On Liners in Mine Roadways. Advances in Materials Science and Engineering, 2020(1), 9789051.

Du Plessis M., Malan D. F. (2021). Investigating the use of polymer-modified cementitious thin spray-on liners as stope face support. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 142, 104728.

Ferreira P. H., & Piroddi A. (2012). The application of GRP and thin spray liner support products in a typical block cave mining method to enhance safety and productivity. Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 112(2), 141–150.

Goel R., Singh B., Zhao J. (2012). Tunnels, underground metro and road. In: Underground Infrastructures, Butterworth-Heinemann, pp. 125–172.

Ham B. (2005). A review of spontaneous combustion incidents. In: Proceedings of the 6th Australasian Coal Operators' Conference, pp. 237–242.

Heerden V. D. (2007). Rock support in Southern African hard rock mines. In: Proceedings of The Fourth Southern African Conference on Base Metals, Swakopmund, Namibia, pp. 77–91.

Hepworth N., Lobato J. (2002). Tekflex resin spray field trials—Neves Corvo Mine, Portugal. In: 2nd International Seminar on Surface Support Liners: Thin Spray Liners, Shotcrete, Mesh.

Kanda M. J., Stacey T. R. (2019). Review of the practical effectiveness of thin spray-on liners based on information from suppliers and observations from the mining industry. In: MGR 2019: Proceedings of the First International Conference on Mining Geomechanical Risk, pp. 443–458. Australian Centre for Geomechanics.

Kömürlü E., Kesimal A. Usability of Thin Spray-on Liners (TSL) for Akarsen Underground Mine in Murgul. Murgul Akarşen Yeraltı İşletmesi için Püskürtülen İnce Kaplama (PİK) Kullanılabilirliği.

Louchnikova V. N., Eremenko V. A., Sandy C. M. P., Kosyreva D. M. A. (2017). Support design for mines exposed to rockburst hazard. Journal of Mining Science, 53(3):504–512.

Min F., Chen K., Li X., Pang S. (2020). Research on thin spray-on technology and equipment of coal mine. In: IOP Conference Series: Materials Science and Engineering, Vol. 892, No. 1, p. 012095. IOP Publishing.

Northcroft I. (2006). Innovative materials and methods for ground support, consolidation and water sealing for the mining industry. Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 106:835–844.

Pappas D. M., Barton T. M., Weiss E. S. (2003). The long-term performance of surface support liners for ground control in an underground mine. In: Third International Seminar on Surface Support Liners: Thin Spray-On Liners, Shotcrete, and Mesh, Quebec City, Canada.

Pleshko M., Voinov I., Revyakin A. (2017). Assessment of the impact of railway tunnel lining defects with a long working lifespan on its carrying capacity. MATEC Web Conf., 106:05004.

Pritchard C., Swan G., Hill R., Amick M. (2001). TekFlex as a spray-on screen replacement in an underground hard rock mine. Mining Engineering, SME (in press).

Qiao Q. (2015). Experimental and numerical analysis of thin spray-on liner materials for use in underground mines. Doctoral dissertation, University of Wollongong.

Saydam S., Docrat Y. (2007). Evaluating the adhesion strength of different sealants on Kimberlite. In: ISRM Congress, ISRM-11CONGRESS-2007-131.

Son M., Cording E. J. (2007). Ground–liner interaction in rock tunneling. Tunnelling and Underground Space Technology, 22(1), 1–9.

Tannant D. D. (2001). Thin spray-on liners for underground rock support. In: Proceedings of the 17th International Mining Congress and Exhibition of Turkey-IMCET, pp. 57–73.

Tarr K., Annor A., Fynn D. (2006). Laboratory testing procedures for evaluating thin, spray-on membrane liners. CANMET Mining and Mineral Sciences Laboratories, Natural Resources Canada, Sudbury, Ontario, pp. B231-B244.

Tibbs M. P., Tyler O. K., Van Duin S., Baafi E. (2013). Autonomous thin spray-on liner application in irregular tunnel and mine roadway surfaces. In: 30th International Symposium on Automation and Robotics in Construction, Mining & Petroleum Industries, Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum, Canada, pp. 1456–1463.

Tshabalala I. T., Ferreira P. H. (2008). Future and potential in-stope rock support system in conventional narrow vein stoping operations. In: Narrow Vein and Reef 2008, The Southern African Institute of Mining and Metallurgy, Sandton, RSA.

Yilmaz H. (2007). Shear-bond strength testing of thin spray-on liners. Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 107:519–530.

Yilmaz H. (2010). Tensile strength testing of thin spray-on liner products (TSLs) and shotcrete. Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 110(10), 559-569.

Yilmaz H. (2011). Development of testing methods for comparative assessment of thin spray-on liner (TSL) shear and tensile properties. University of the Witwatersrand.

Yu H., Zhang Z., Chen J., Bobet A., Zhao M., Yuan Y. (2018). Analytical solution for longitudinal seismic response of tunnel liners with sharp stiffness transition. Tunnelling and Underground Space Technology, 77, 103–114.

Zhang Z., Shi X., Qiu X., Ouyang J., Wang W. (2024). In situ tests comparing the support effects of thin spray-on liner and shotcrete on a roadway subjected to blasting. Rock Mechanics and Rock Engineering, 57(3), 1669-1693.

NSW Resources Regulator (2009). *MDG 1032: Design of Explosion Protected Electrical Systems for Use in Underground Coal Mines*. New South Wales Government, Sydney.

NSW Resources Regulator (2012). *MDG 3608: Polymer Based Chemical Products for Strata Reinforcement*. New South Wales Government, Sydney.

NSW Resources Regulator (2015). *MDG 43: Strata Control in Underground Coal Mines*. New South Wales Government, Sydney.

Tuz, C. (2023). *Yeraltı Kömür Madenciliğinde Kimyasal Enjeksiyon Uygulamalarının Termal Etkileri*. Yüksek Lisans Tezi, Zonguldak Bülent Ecevit Üniversitesi, Zonguldak.

Tuz, C., Bilen, M., Kaymakçı, E., Toroğlu, İ., Yılmaz, Ö., Yılmaz, S. (2022). Kimyasal dolgu malzemelerinin karakteristikleri ve kömürün kendiliğinden yanması üzerine etkisinin incelenmesi. O. Altun vd. (Eds.). Türkiye 27. Uluslararası Madencilik Kongresi ve Sergisi (pp. 501-514). Antalya, Türkiye

Yılmaz, A. İ. (2016). Ocak Yangınlarında Kendiliğinden Yanmanın İş Sağlığı ve Güvenliği Yönünden Değerlendirilmesi, C.B.Ü. Soma MYO Tek. Bil. Der. (Sayı:21 pp. 38-47)

THE CONSIDERATION OF SCRAPER WINCH STOPE CLEANING IN MINE DESIGN

S.M. Rupprecht[1*]

[1]*University of Johannesburg, Department of Mining Engineering and Survey*
*(*Corresponding Author:stevenr@uj.ac.za)*

ABSTRACT

Although scraper winches' use has diminished worldwide, they remain a significant component of many gold and platinum mines in South Africa. In addition to South Africa, scraper winch cleaning remains relevant to many small-scale mines where mechanisation is limited, e.g., narrow vein deposits. Understanding scraper winches' productivity and capability remains important as they are often the constraint in the mining cycle.

Mine engineers must understand the impact of stope cleaning on determining the mine design criteria, particularly the blasting cycle. Understanding the effects of the panel length, cleaning methodology, and stope face and strike gully lengths will help determine whether a safe daily conformant blast can be achieved. Noting that unrealistic production targets will result in crews taking shortcuts or working more than the allowed shift period. This paper will review the impact of cleaning various panel lengths under three .;; m mproposed cleaning rates in conjunction with various strike gully lengths. From these working examples, the impact stope cleaning has on mine planning will be evident.

Keywords: scraper winches, stope cleaning, narrow vein mining, and stope cleaning rates

INTRODUCTION

In the stope mining cycle, the sequential activities of drilling, blasting, cleaning and support are critical operations. The need to complete these activities within the discrete time available of a one, two or more shift cycle, taken together with the current cleaning and drilling machine performance, dictates the length of panel that can be mined, the rate of face advance and ultimately the labour productivity. These in turn have a direct bearing on the stope working costs.

It is clear that rock handling is the slowest of the component activities that makes up the stoping operations and, as such, represents an area in which mining engineers need to understand the limitations of the stope cleaning system. improvements would produce worthwhile benefits in terms of face advance and labour productivity.

The stope cleaning cycle commences at the stope panel. Mine planners often select face advances based on strategic plans that are influenced by the economic criteria of the project rather than on sound logistical issues. The cleaning problem is further exacerbated, as it is often perceived that face cleaning is the major constraint to the cleaning cycle. Mine planners often make the mistake of planning panel lengths based on the ability of the cleaning crew to clean the face within a defined period or blasting cycle. However, the cleaning cycle is not limited to the cleaning of the face, but includes the entire process; strike gully cleaning, dip gully

cleaning, sweepings and vampings, as well as the capacity of the stope orepasses. It should be noted that the cleaning cycle influences areas such as personnel and material transportation, support, tonnage and grade profiles. The ability to remove the ore from the stope is a critical element in the mining cycle and must be duly considered by mine planners. Thus, the flow of the ore must be reviewed from the face and back areas to the stope orepass and must be based on the removal of all the blasted material during the stope cleaning cycle.

The work presented aims to provide the mining engineer guidance on the constraints and cleaning ability of the narrow stope cleaning cycle. The paper provides guidelines for face, strike, and dip gully cleaning, as well as to supply cleaning rates for the various areas of the stope cleaning cycle. The scope of the paper is limited to conventional narrow vein stoping layouts as often applied in the South African gold and platinum mines (Figure 1) and doesn't consider specialised situations, for example, layouts utilising mechanized mining, longhole drilling etc. Stope cleaning concludes once the ore is tipped into the stope orepass, as orepass storage is considered a function of the horizontal transportation system. It is intended that the document be used by mining engineers, production supervisors and mine planners as an aide memoir during the planning and design process (Figure 2).

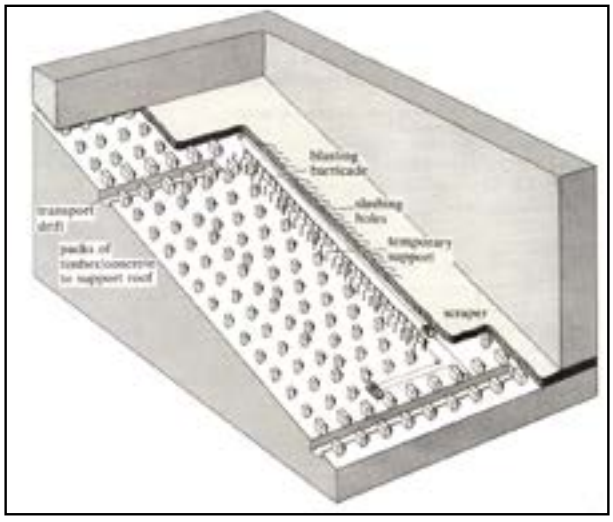


Figure 1. Typical narrow vein mining layout utilized in South African gold and platinum mines

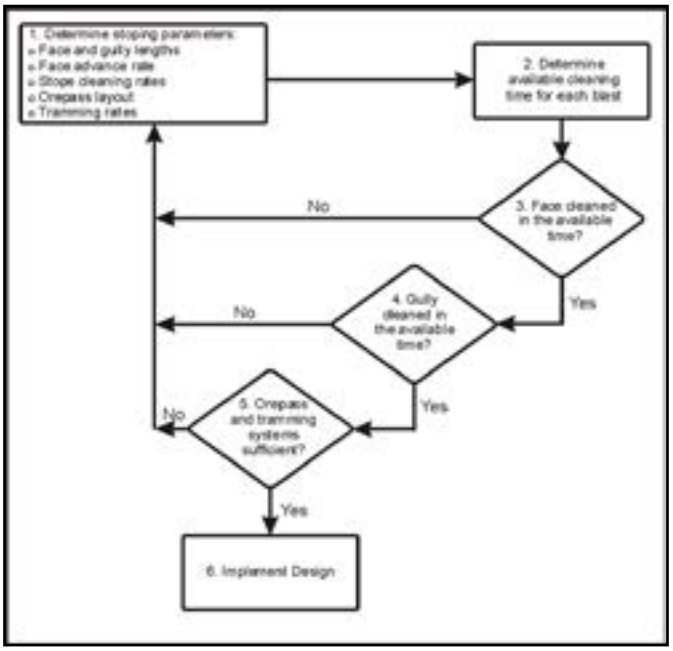


Figure 2. In-stope cleaning cycle design flow diagram (Rupprecht and Williams, 2001)

CLEANING CRITERIA

The ability of transporting the ore from the face to the orepass may appear to be a simple process. However, there is a distinct relationship between face advance, face length, stoping width, scraper pull length and the in-stope shift duration in determining the cleaning throughput. The cleaning cycle must be designed to remove the majority of the ore from the panel during the primary cleaning shift and with a minimal amount of ore locked up as sweepings. Furthermore, the strike gully throughput needs to match or exceed the tonnage supplied by the face cleaning operations, accounting for the cleaning rate, number of cleaning shifts and duration of the shifts.

Figure 3 depicts the various cleaning rates for the stope face (FCR), strike gully (SCR), dip gully (DCR), as well as the stope ore pass capacity (OTC). Figure 4 indicates the face and strike gully arrangement.

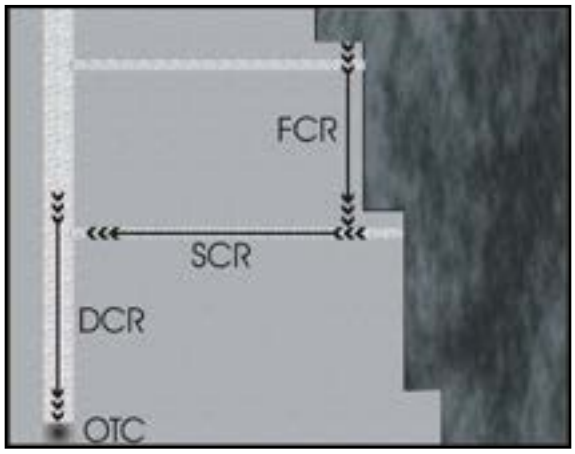


Figure 3. Cleaning rates from face to stope orepass

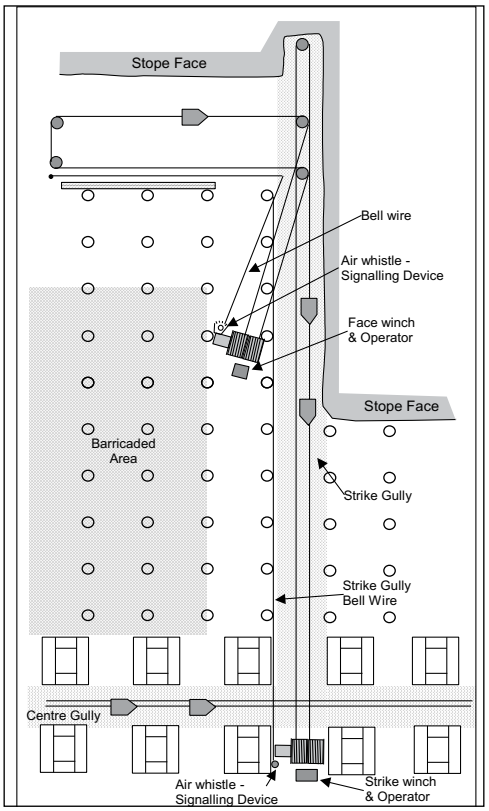


Figure 4. Typical face and strike gully arrangement



Figure 5. View of stope panel face after cleaning and support installation

Cleaning Cycle Throughput and Constraints

In order to achieve realistic production targets mine planners need to understand the constraints of the stope cleaning cycle. The following examples highlights the role that the various cleaning rates play in terms of determining the constraints of the stope cleaning cycle. The research conducted by Morris et. al. (1988), Perlwitz (1988) and Morris (1991) demonstrated that face and gully cleaning rates for various conditions reported in tonnes-metre/hour (t-m/hr).

- 600 t-m/hr - good face conditions, favourable dips, blast barricades and water jet assisted cleaning
- 400 t-m/hr – moderate face conditions with some but not all cleaning aids applied (eg. barricades, water jets, etc)
- 200 t-m/hr – poor face conditions and or shape, poor floor conditions with no cleaning aids applied
- 900 t-m/hr – strike gully cleaning rate
- 1200 t-m/hr – down dip gully cleaning rate

Example 1 highlights the impact of the face cleaning rate has on determining the cleaning constraint in the stope cleaning cycle. Example 2 indicates the impact the panel length has on the face cleaning rate.

Example 1. Cleaning cycle throughput and constraints for a face cleaning rate (FCR) of 200 t-m/hr

PL= 25m	SPL= 45m
OL= 5m	SCR= 900 t-m/hr
FPL= 15m	DPL= 25m
FCR= 200 t-m/hr	DCR= 1200 t-m/hr

Face throughput = (200 t-m/hr)/15m = 13 t/hr

Strike throughput = (900 t-m/hr)/45m = 20 t/hr

Dip gully throughput = (1200 t-m/hr)/25m = 48t/hr



Figure 6. Cleaning cycle constraint for a face cleaning rate (FCR) of 200 t-m/hr

As demonstrated in Example 1 and depicted in Figure 6, the cleaning constraint is the stope face, capable of cleaning only 13 tonnes per hour (tph) versus the strike and dip gullies ability to move 20 tph and 48 tph, respectively. The stope orepass tramming capacity is able to support the transportation of the ore at a rate of 30 tph.Thus, the mining engineer needs to investigate what are the issues preventing a higher face cleaning rate to be achieved. Example 1B investigates the cleaning situation when the face cleaning rate (FCR) is increased from 200 t-m/hr to 400 t-m/hr, i.e. face conditions improve.

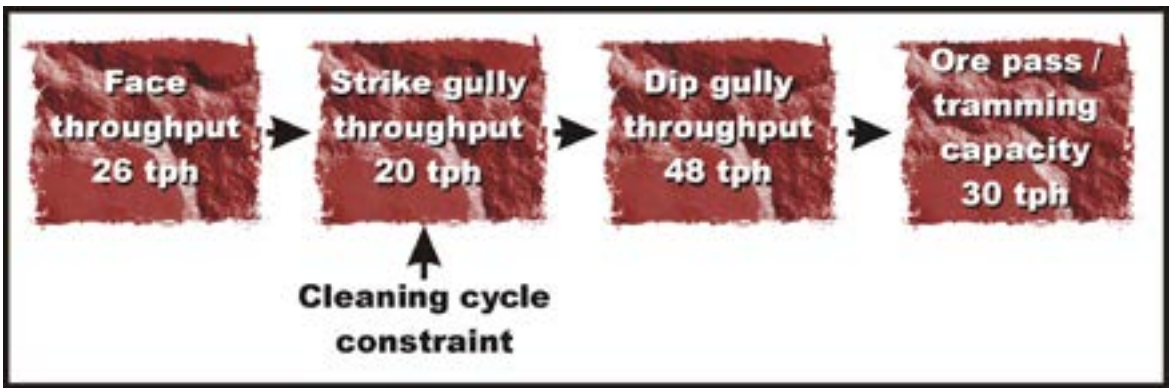


Figure 7. Face cleaning rate (FCR) of 400 t-m/hr

In example 1B, the increase in the face cleaning rate from 200 t-m/hr to 400 t-m/hr (resultant cleaning efficiency of 26 tph) moves the cleaning constraint to the strike gully (Figure 7). Example 1C indicates that even as the face cleaning rate (FCR) is increased to 600 t-m/hr, the stope cleaning constraint remains the strike gully (Figure 8).

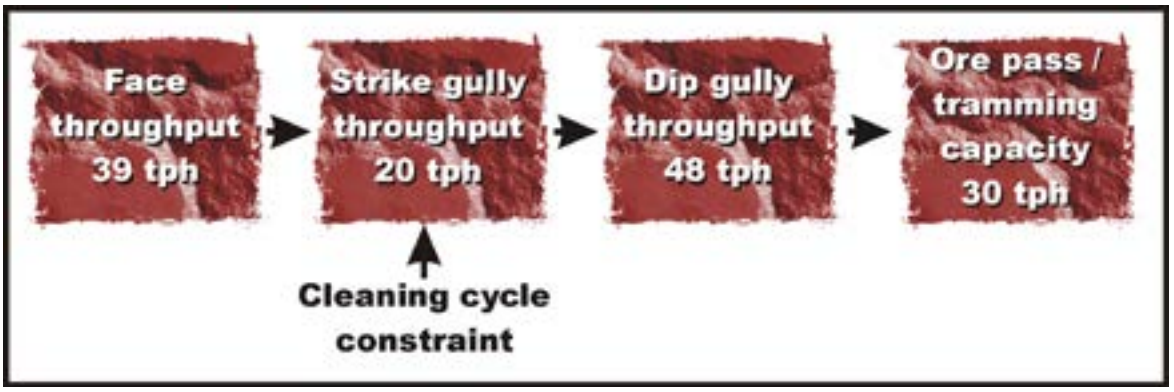


Figure 8. Cleaning cycle constraint for a face cleaning rate (FCR) of 600 t-m/hr

The above examples (Figure 6 to Figure 8) demonstrates the importance of the face cleaning method used to clean the face, as the face cleaning efficiency increases, the cleaning cycle constraint shifts from the face cleaning operations to the strike gully. This requires the mining engineer to not only ensure the face can be cleaned over a certain duration, but also the engineer needs to consider the strike gully to ensure the blasted ore can also be removed from the strike gully. It should be noted that the cleaning constraint is not limited to only the stope face or strike gully throughput. The constraint could also be the dip gully throughput, for example, e.g. in the case of long dip gully pull lengths, or where numerous stope panels, via the strike gullies, feed the dip gully. The stope orepasses can also become a constraint when capacity is limited combined with tramming outputs below the stope cleaning rates.

Example 2. Effect of the stope panel length (PL)

PL= 35m	SPL= 45m
OL= 5m	SCR= 900 t-m/hr
FPL= 20m	DPL= 35m
FCR= - 200, 400, 600 t-m/hr	DCR= 1200 t-m/hr

When the face length is increased from 25 to 35 m, the respective face cleaning throughput, based on the various stope cleaning rates, reduces as indicated in Figure 9.

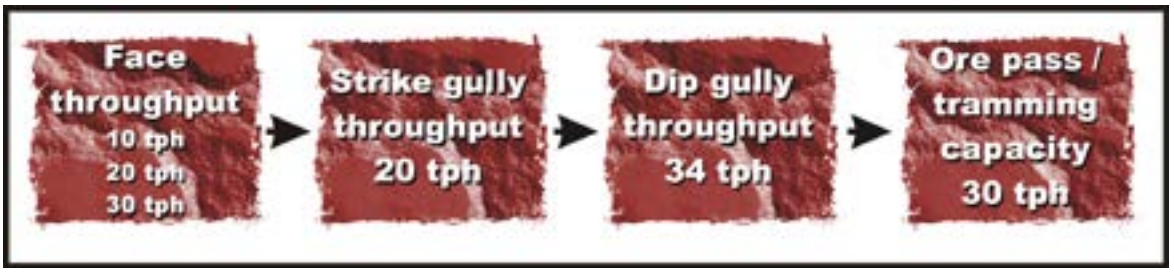


Figure 9. Panel length (PL) is increased to 35 m associated to the various face cleaning rates (FCRs)

In example 2, it is apparent that by increasing the face length, the cleaning throughput constraint reverts to the panel cleaning operations for two (200 t-m/hr and 400 t-m/hr) of the face cleaning rates. Only under excellent cleaning conditions (600 t-m/hr) does the face cleaning rate perform better that the strike gully operating at 45 m from the strike gully tipping point.

Example 3 demonstrates the effect of the strike gully pull length on determining the stope cleaning constraint.

Example 3. Effect of the panel length (PL)

PL= 35m	SPL= 45m
OL= 5m	SCR= 900 t-m/hr
FPL= 20m	DPL= 35m
FCR= - 200, 400, 600 t-m/hr	DCR= 1200 t-m/hr

Figure 10 highlights the effect of the strike gully pull length (SPL) when the pull length is increased from 45 to 90 m. Figure 11 shows a strike gully with a scraper scoop.

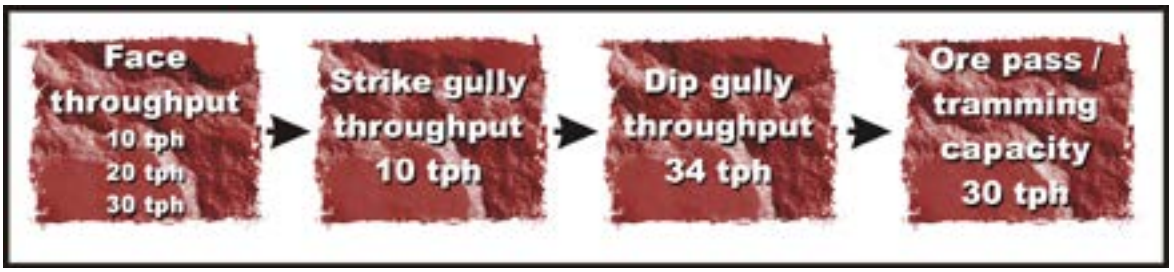


Figure 10. Strike gully pull length (SPL) is increased to 90 m



Figure 11. Photograph of a strike gully with scraper scoop

By increasing the strike gully pull length (SPL) from 45 to 90 m, the strike cleaning throughput is reduced from 20 t/hr to 10 t/hr (Figure 10), thus, becoming the cleaning constraint regardless of the face cleaning rate (FCR).

Example 4. The effect of the dip gully pull length

When the dip gully pull length is increased from serving two panels (PL=35m) to four panels, the effective dip gully pull length increases and the throughput decreases (28 t/hr). Similarly, when the dip gully pull length is increased to six panels the throughput is further reduced (17 t/hr) as represented in Figure 12. Thus, as the number of panels feeding into the dip gully increases, the point of constraint moves from the face or strike gully to the dip gully.

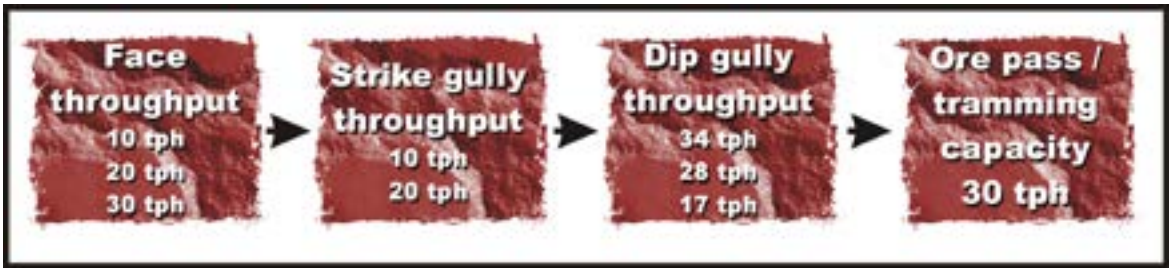


Figure 12. Effect of increasing dip gully pull length (DPL)

What needs to be recognised is that the cleaning constraint changes for various stope designs. In some circumstances the stope face throughput is the stope cleaning system constraint (example 1A), in other cases it may be the strike gully (examples 1B and C), the dip gully (example 4) or the orepass (not shown).

ADDITIONAL CONSIDERATIONS

The Scrapability of the Ore

The scrapability of the ore is very important to cleaning operation; this includes the lump sizes as well as the scatter of the ore after the blast. In general, the effectiveness of the scraping operation is better when the lump of ore is at the lower limit size of 10 mm. Conversely, where lump sizes are large and bulky, these result in extra wear on the equipment, breakdowns and a low fill factor of the scraper scoop. Hence, there is a close link in cleaning to the drilling and blasting design. The upper limit of the permissible lump size is linked to the stope grizzly, and as a prerequisite the largest lump size that should be handled by the scraper is approximately 300 × 300 × 300 mm.

The highest outputs measured in tonnes-metre/hour (t-m/hr), is through the shortest scraper length. The mining engineer must distinguish between technically possible scraping lengths, which would be around 120 m, and practical scraping lengths, which are advantageous as regard to efficiency. Efficient scraping lengths generally lie between 40 and 60 m. The varying length is because the best scraper length depends on the tonnage duty requirements, which is influenced by the stoping width, face length and face advance. Shorter scraping paths offer better operating conditions, considering the size of the scraper, efficiency and wear. Thus, one should consider these facts whenever possible and design the stope layout accordingly.

Organisation

The amount of ore handled by the scraper is not only determined by the mine layout, but also by the organisational issues. The utilisation of the scraper refers to the ratio between the actual and theoretical outputs, whereby the theoretical output is based on the capacity of the scraper (fill factor included) multiplied by the possible number of scoops filled, taking into account the average scraper rope speed, the scraping distance, and the actual scraping time. The theoretical output of the scraper increases with increasing the actual scraping period, i.e. long shifts and/or less idle time. When scraper paths are short and orepass capacity is limited, scraper utilisation is lower than it would be for longer scraping lengths. This is generally due to organisation issues, e.g. insufficient number of trains or hoppers. For this reason, shorter scraping lengths often make it necessary to use more hoppers or more efficient modes of horizontal rock transportation. Other organisational issues, which are important to a successful scraper operation, are:

- Good management. For example, ensuring that face winches are moved forward to match face advance
- Selection of correct type of scraper equipment and capacity for planned face advance
- Sufficient orepass capacity
- Reduction in idle time and an increase in the actual face shift time
- Training of scraper operators
- Scraper rope condition and repairs
- Gully parameters (length, size, straightness, etc.)

Labour complement for cleaning

Typically, between three (3) and seven (7) workers are utilised for night shift cleaning. These include face and strike gully winch operators, signal operator, and an additional worker where water jet assisted cleaning

is utilised. Similarly, if dip gully pulling is required, then an additional dip gully winch driver is required. In cases of extreme pull lengths in the dip gully an additional worker may be required to assist with the handling of the rope during repairs. In cases where headings must be cleaned, an additional two (2) miners may be required. In general, the cleaning crew for a panel consists of:

- 1 panel leader (may be shared on a number of panels)
- 2 to 3 winch drivers
- 2 water jet operators (water jet plus other duties)
- 2 mining team members for cleaning headings

Shift duration

The shift duration plays a significant role in determining the capabilities of the stope cleaning cycle. Time studies indicate that traveling times from bank to station for a subshaft system is approximately 30 minutes and an additional 30 to 45 minutes is required to travel to the working place entrance. Upon arrival at the working place the shift is required to prepare for the cleaning shift (Figure 13) and a further 30 to 45 minutes is required for the waiting place procedures, entry examination, and in-stope travel. Hence, in practice approximately four (4) hours is available for the stope cleaning process and represents a good starting point for mine planners. Actual shift times must be determined for each individual operation, as single shaft systems will have longer shift periods. Although overtime is commonly applied, it should not be considered for planning purposes.

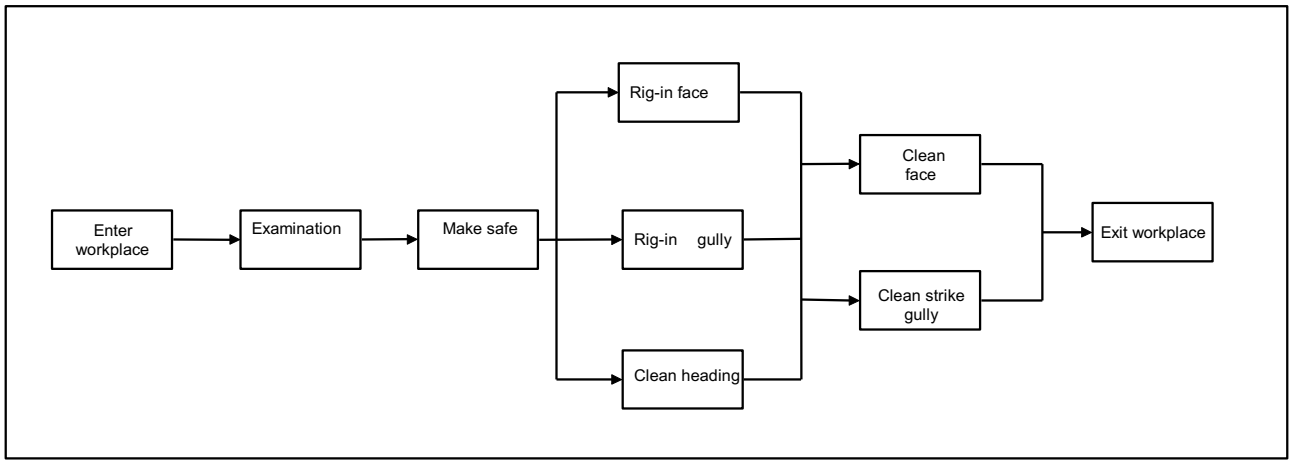


Figure 13. Typical activities for a rock moving shift (Rupprecht and Williams, 2001)

Work study analysis

Amongst the most fundamental of the cleaning issues is the need to understand the operating performance and characteristics of winches. Time studies since the 1960's have given similar results to those shown in Table 1 with scraper manufacturers utilising similar efficiencies. Cleaning guidelines produced by the Chamber of Mines Research Organisation (COMRO) in 1988 (Morris et. al., 1988; Perlwitz, 1988) based their face and strike gully cleaning rates on similar results and these cleaning rates have been confirmed in studies conducted by Anglo American industrial engineers (Jacquemin, 2000).

Table 1. Result of mine work study on scraping (Riemann, 1986)

	Total Delay Time as Percentage of shift time	
Year of Work	Face Scraping	Gully Scraping
1964	61%	61%
1970	69%	58%
1977	67%	67%
1978	64%	60%
1978	57%	51%
1978	52%	44%
1978	61%	57%
1985	63%	71%
	Average 62 %	Average 59 %

CONCLUSIONS

Mining engineers, when undertaking mine planning and design production for conventional narrow vein stopes utilising scraper winch cleaning must be cognisant of the potential constraints in the stope cleaning system. This will enable the mine planner to understand where the cleaning constraint lies within stope cleaning cycle and if the cleaning system can support the planned production rate.

REFERENCES

Jacquemin, A., (2000). Personal communication, Anglo American Technical Services.

Morris, A.A., Bryne, S., Solomon, V., Holland, D., (1988). Stoping Review: rock handling for mining with explosives. Chamber of Mines Research Organization South Africa.

Morris, A.A., (1991). Continuous scrapers Set to Revolutionize Gold Mine Gully Rock Handling, Chamber of Mines Research Organization.

Perlwitz, P.J., (1988). Face Cleaning with Scraper Scoops, Chamber of Mines Research Organization, May, 1988.

Riemann, K.P, (1986) A Critical Analysis of Stope Scraping, Chamber Mines Research Organisation Report.

Rupprecht, S.M. and Williams, S.B., (2001). In-stope rock handling, SAIMM Colloquium, Mining methods and occupational hygiene for the new millennium,

ELMAS TELLİ KATRAKLARLA KESİMİ YAPILAN DOĞAL TAŞLARIN LEVHA KALINLIĞININ KESİM PERFORMANSINA ETKİSİ

EFFECT OF THICKNESS OF NATURAL STONE SLABS CUT WITH MULTI-WIRE GANG SAWS ON CUTTING PERFORMANCE

A. K. Özdoğan[1,*], M. Karaabat Varol[2], S. Demirdağ [2]

[1]Maden ve Petrol İşleri Genel Müdürlüğü
[*](akozdogan@gmail.com)
[2]Süleyman Demirel Üniversitesi, Mühendislik ve Doğa Bilimleri Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü

ÖZ

Doğal taş işleme tesislerinde üretim aşamasında elmas telli katrak makinelerinin kullanımı giderek yaygınlaşmaktadır. Katraklar, doğal taş işletmelerinin verimli üretim kapasitesinin nicelik yönünden artmasına olanak tanımaktadır. Elmas telli katrak makineleri ile doğal taş blokları 1,2-10 cm arasında farklı kalınlıklarda kesimleri yapılabilmektedir. Bu çalışma kapsamında, endüstriyel çalışma koşullarında 76 telli elmas telli katrakta Kireçtaşı (Limra) doğal taş bloklarının farklı kalınlıklarda 2, 3 ve 5 cm levha kesimleri yapılmıştır. Bu kapsamda toplam 61 adet blok kesimi sırasında su tüketimi, kesim süresi, kesme hızı ve blok boyutlarının ölçümleri yapılmıştır. Elde edilen veriler doğrultusunda su tüketimi ile kesilen levha kalınlığı arasındaki ilişki istatistiksel olarak değerlendirilerek optimum üretim şartları belirlenmiştir.

Anahtar kelimeler: doğal taş, elmas telli katrak, kesim performansı, levha kalınlığı, su sarfiyatı

ABSTRACT

The use of multi-wire gang saw machines in the production phase of natural stone factory is becoming increasingly widespread. Gang saw machines allow the efficient production capacity of natural stone enterprises to increase in terms of quantity. Multi-wire gang saw machines can cut natural stone blocks in different thicknesses between 1,2-10 cm. Within the scope of this study, Limestone (Lymra) natural stone blocks will be cut into 2, 3 and 5 cm slabs of different thicknesses with a 76-wire multi-wire gang saws at natural stone factory. In this context, water consumption, cutting time, cutting speed and block dimensions were measured during the cutting of a total of 61 blocks. According to the obtained data, the relationship between water consumption and slab thickness was statistically evaluated and optimum production conditions were determined.

Keywords: natural stone, multi-wire gang saw, cutting performance, slab thickness, water consumption

GİRİŞ

Türkiye, işletilebilir doğal taş potansiyeli ile Dünya çapında önde gelen ülkeler arasında yer almaktadır. İşletilebilir doğal taş potansiyelinin daha etkin ve verimli hale getirilmesi ile sektörel rekabet gücünün daha da artması sağlanacaktır.

Doğal taş ocaklarından blok olarak çıkartıldıktan sonra fabrikalarda kesilen kayaçlar, farklı yüzey işlemleri sonucunda satışa sunulmaktadır. Bu aşamada ilk önce bloklar sipariş durumuna göre ebatlı ürün veya levha

olarak kesilmektedir. Blok kesiminde S/T (dairesel testereli blok kesim makinesi) ile lamalı katrak makineleri kullanılmaktadır. Farklı karakteristik özelliklere sahip değişik boyuttaki doğal taş bloklarının veya molozların kolay bir şekilde kesiminin sağlanması için makine üreticileri tarafından elmas telli katrak makinesi gibi yeni nesil makineler geliştirilmekte ve bu sayede daha hassas ve hızlı kesimler yapabilmektedir.

Elmas telli katrak makineleri doğal taş blok kesiminde son teknoloji olarak kabul görmektedir. Doğal taş işletmecilerinin verimli üretim kapasitesinin nicelik yönünden artırmasına olanak tanımaktadır. Bunun yanında kesim için gerekli doğal kaynakların kullanımında sürdürülebilirliğe olanak sağlamaktadır. Ayrıca işletme maliyetlerini önemli ölçüde azaltması nedeniyle günümüzde kullanım oranı yüksek olan lamalı katrak makinelerinin yerini yakın bir gelecekte alması muhtemel görülmektedir.

İlk ortaya çıktığı dönemde granit gibi sert kayaçların kesiminde kullanılan elmas telli katrak makineleri gelişen teknoloji ile farklı tip doğal taşların kesimine uyumlu hale getirilerek, yeni nesil bir makine olarak doğal taş fabrikalarında kullanılmaya başlanmıştır. Günümüzde ülkemizde de üretilmeye başlanan elmas telli katrak makineleri, ülkemizdeki doğal taş fabrikalarındaki kullanımı giderek yaygınlaşmaktadır. Elmas telli katrak makineler, ile blok kesiminde yüksek kesim hızı sayesinde kesim süreleri azalmış, su ve enerji verimliliğinde ise tasarruf sağladığı belirlenmiştir (Özdoğan, 2025). Bu sayede elmas telli katrak makinelerinin, işletme maliyetlerinin düşürülmesinde olumlu katkı sağladığı anlaşılmaktadır.

Yeni bir teknoloji olan elmas telli katrak makinelerinin kesim performansları ile ilgili yapılmış olan çalışmalar sınırlıdır. Doğal taş sektörü tarafından farkındalık oluşturulması amacıyla yapılan bu çalışma, elmas telli katrak makineleri ile farklı kalınlıklardaki levhaların elde edilmesinin makine kesim performanslarını ve su tüketimini nasıl etkilediğini belirlemeye yönelik bir çalışmadır.

Elmas Telli Katrak Makinesi

Doğal taş işletmeciliğinde ocaklardan çıkarılan blokların kesimi için tasarlanan elmas telli katrak makinelerinin ilk örnekleri 1990'larda tasarlanmıştır (Konstanty, 2021). Makine ilk çıkış döneminde magmatik kökenli kayaçların kesimi için tasarlanmıştır. Makine üzerinde bulunan elmas teller üçgensel bir geometri ile kendine has bir şekilde tasarlanmış gergi sistemi sayesinde hassas bir şekilde kesim yapabilmeye imkân tanımaktadır. Ayrıca bulut tabanlı işletim veri izleme ve depolama sistemi sayesinde kesim ile ilgili performans ve sayısal verilere uzaktan erişim sağlanabilmektedir.

Elmas telli katrak makine bileşenleri

Makine tasarımının en önemli bileşeni olan üçgensel geometri, devredeki esnemeleri en aza indirerek, titreşimin azalmasına ve tellerin ömrünün uzamasını sağlamaktadır (Şekil 1). Üçgensel geometri sayesinde makine üzerinden yer alan teller sonsuz çalışma prensibi ile çalışabilmektedir.



Şekil 1. Elmas telli katrak üçgensel geometri bileşenleri (Hedel, 2024)

Her telin ideal koşulda çalışması için rulmanlı tamburlar ve hassas pnömotik silindirlerin bulunduğu üçgensel geometrinin de çalışma prensibi ile uyumlu bir gerdirme sistemine sahiptir. Bu gerdirme sistemi klasik hidrolik sistemlerinin ötesinde bir teknolojiye sahip olup pnömotik merkez tarafından basınç ihtiyacı sistem tarafından otomatik olarak optimize edebilmektedir. Bu sayede sistemin geri çekilmesini ve/veya adaptasyonu sağlanabilmektedir (Şekil 2).



Şekil 2. Elmas telli katrak gergi sistemi

Elmas telli katrakların aşağı-yukarı hareketleri ise; 2 körüklü hidrolik silindir tarafından sağlanmaktadır. Makine hareket sistemi ergonomik bakım çalışmalarına uygun şekilde kızak kılavuzları kaydırıcıların üzerinde kaydığı özel, değiştirilebilir bir sisteme sahiptir (Şekil 3).



Şekil 3. Elmas telli katrak hareket sistemi kolonu

Servo teknolojisinin hatayı algılama özelliği sayesinde makine yapısı için geliştirilen servo motor ile hareket kontrolü sağlanarak kesim esnasında makinenin enerji sarfiyatında verimlilik sağlanmaktadır. Ayrıca makine otomasyon sistemi içinde entegre olan otomatik PID değeri (Proportional Integral Derivative/oransal-integral-türevsel kontrol döngü sistemi) hesaplayıcısı ile de makinenin iş yükünün boşa harcanmasının önüne geçilmektedir. Bu yöntem, endüstriyel ölçekte makinelerin iç kontrol sistemlerinde yaygın olarak kullanılan bir geri besleme denetleyicisi yöntemi olarak değerlendirilmektedir. Bir PID denetleyici sürekli olarak bir hata

değerini, yani amaçlanan sistem durumu ile mevcut sistem durumu arasındaki farkı hesaplayarak makinenin gereksiz sarfiyatını veya eksik gücünün tamamlanmasını sağlamaktadır.

Elmas telli katrakların tahrik sisteminde motor tarafından hareket verilen tambur ise 1,260 mm çapında, karbon çeliğinden yapılmış ve elmas tellerin hareketi ile çevirmeyi sağlamaktadır. Tamburun yapısal özellikleri sayesinde teller arasındaki uzunluk farklarını telafi ederek poliüretan astarlardaki kaybın azaltılması ve ekipmanın dayanıklılığının arttırılması hedeflenmektedir (Şekil 4).



Şekil 4. Elmas telli katrak tahrik ünitesi (Hedel, 2024)

Bu özelliklerinin dışında elmas telli katrak makinelerinde kendinden kayar burçların yer aldığı rulman teknolojisi bulunmaktadır. Makine üzerinde çok sayıda temizleme ve soğutma noktasına sahip olan bir yağlama ve soğutma sistemi bulunmaktadır. Kapalı şaseye sahip olan elmas telli katraklarda kesim sırasında su ve toza karşı koruma ve dayanıklılık sağlanmaktadır. Blok besleme/yükleme için üç farklı varyasyon seçeneği bulunmaktadır. Bunlar yandan besleme, önden besleme ile yandan beslemeli ve blok aktarmalı olarak belirtilmektedir (Hedel, 2024).

MATERYAL VE METOT

Materyal

Bu çalışma kapsamında gerekli ölçümler Burdur 2. Organize Sanayi Bölgesinde yer alan 2022 yılında tam kapasite faaliyete geçen doğal taş fabrikasında gerçekleştirilmiştir. Tesis bünyesinde blok kesiminde 2 adet 76 telli ve bir adet 44 telli olmak üzere toplam 3 adet elmas telli katrak makinesi bulunmaktadır. Ölçümlerin ve gözlemlerin yapıldığı Elmas telli katrak makinesi Brezilya menşeili olup 2,4 m/s kesim hızına kadar ulaşabilmektedir. 5,3, 6,3 ve 7,3 mm çaplı tellere sahip olacak şekilde 15'den 76'ya kadar farklı tel sayılarında kesim işlemleri gerçekleştirilmektedir. Verilerin alındığı elmas telli katrak makinesi ise 6,3 mm çaplı tele sahip olan 76 telli MH76-V6 modelidir (Şekil 5). Söz konusu makine üzerinde bulunan plastik kaplı tellerde kullanılan elmas boncuklar sinterize olarak üretilmektedir. Bu sinterize boncuklar, çelik halat üzerine 1 metrede 37 adet olacak şekilde dizilmektedir. Makine üzerinde yer alan telin boyu ise 20 metredir. 20 metre tel üzerinde 740 adet boncuk dizili halde yer almaktadır. Üreticileri tarafından makinede halatın iki ucu birbirine geçirilmesi sayesinde tel sonsuz hale getirilmiştir (Özdoğan, 2025). Çalışma kapsamında kullanılan elmas telli katrak makinesinin teknik özellikleri Çizelge 1'de verilmiştir.



Şekil 5. Verilerin alındığı elmas telli katrak makinesi

Çizelge 1. Elmas telli katrak makinesinin teknik özellikleri (Hedel, 2024)

Kesilebilir Blok Genişliği	cm	350
Kesilebilir Blok Yüksekliği	cm	220
Tel Gerilimi	kg	180
Çevresel Hız	m/s	23/35
Tel Uzunluğu	m	20
Yüklenen Güç	KVA	278/449
Su Sarfiyatı	lt/dk	1140

Çalışmada verilerin elde edildiği Kireçtaşı (Limra) bloklarının çıkarıldığı doğal taş ocağı Antalya ili, Finike ilçesi, Alacadağ mahallesi sınırları içerisinde yer almaktadır. Elmas telli katrak ile kesimi yapılan kireçtaşı (Limra)'nın görünümü Şekil 6'da, fiziksel ve mekanik özellikleri ise Çizelge 2'de verilmiştir.



Şekil 6. Katrakta kesilmiş kireçtaşı (Limra)'nın görünümü

Çizelge 2. Limra kayacının fiziksel ve mekanik özellikleri

	Özgül Ağırlık	Görünür Yoğunluk	Açık Gözeneklilik	Toplam Gözeneklilik	Aşınma Direnci	Tek Eksenli Basınç Dayanımı (TEBD)
	g/cm^3	g/cm^3	%	%	mm	MPa
Kireçtaşı (Limra)	2,712	2,410	8,80	11,14	26,62	52

Metot

Çalışma kapsamında uygulanan iş akışı sırası ile aşağıda belirtilmiştir.

1. Çalışma kapsamında ilk olarak kesilecek bloklar belirlenmiştir. Gerçek zamanlı piyasa beklentileri ile faaliyetlerin yürütüldüğü doğal taş işleme tesisinde seçilen bloklar pazar talepleri çerçevesinde değerlendirmeye alınmıştır.

2. Elmas telli katrak makinesinde kesimleri yapılan blokların kesim hızına bağlı süreler, kesilen yüzey alanları ve su sarfiyatları kayıt altına alınmıştır.

3. Elde edilen veriler bilgisayar ortamına aktarılarak hesaplamalar yapılmıştır.

BULGULAR

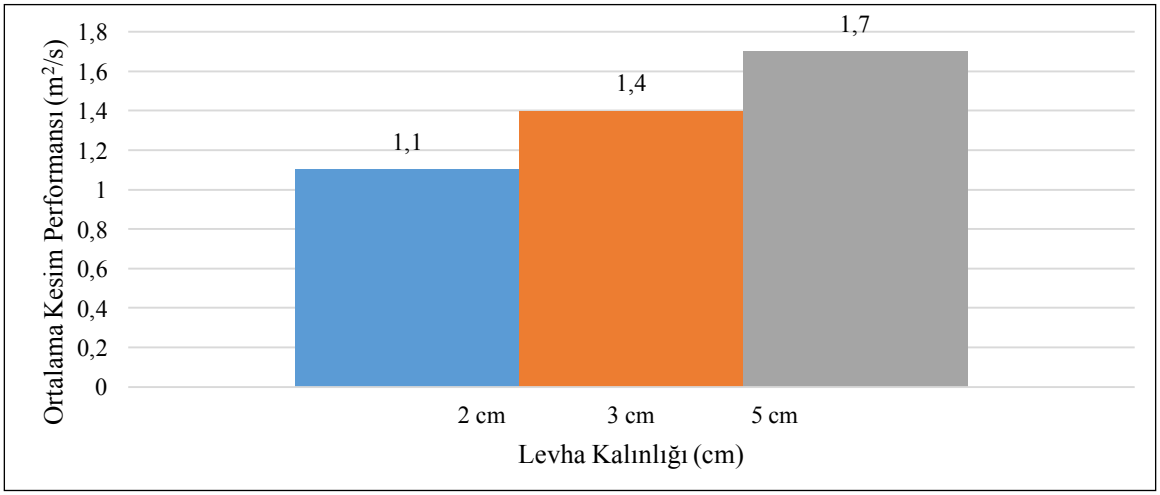
Elmas telli katrak makinesi ile blokların kesimleri esnasında kesim süreleri, su sarfiyatı, kesim hızı, kesim performansı ve blok boyutları gibi parametrelerin ölçüm ve hesaplamaları yapılarak Çizelge 3'te verilmiştir. Toplam 61 adet bloğun kesimi yapılmış olup, 2 cm kalınlığa sahip levhaların ortalama kesim hızının 0,8 m, kesim performansının ortalama 1,1 m^2/s ve su sarfiyatının ise ortalama 199 ton olduğu; 3 cm kalınlığa sahip levhalar için ise ortalama kesim hızının 0,9 m, kesim performansının ortalama 1,4 m^2/s ve su sarfiyatının ise ortalama 174,6 ton olduğu ve son olarak 5 cm kalınlığa sahip levhalar için ise ortalama kesim hızının 0,8 m, kesim performansının ortalama 1,7 m^2/s ve su sarfiyatının ise ortalama 184,1 ton olduğu hesaplanmıştır.

Çizelge 3. Farklı kalınlıkta kesimi yapılan bloklara ait veriler

Genişlik (cm)	Yükseklik (cm)	Uzunluk (cm)	Kalınlık (cm)	Kesilen Levha (adet)	Süre (s)	Su (Ton)	Kesim Hızı(m)	Kesim Alanı (m^2/ adet levha)	Toplam Kesim Alanı (m^2)	1 m^2 levha için kullanılan su miktarı (ton/m^2)	Kesim Per. (m^2/s)
155	180	245	2	62	3,0	207,5	1,0	4,4	264,60	0,78	1,5
160	180	240	2	64	3,2	217,7	0,9	4,3	267,84	0,81	1,4
170	170	300	2	68	3,2	220,0	1,1	5,1	336,60	0,65	1,6
182	190	295	2	73	3,7	254,2	1,1	5,6	396,83	0,64	1,5
105	160	160	2	42	2,5	171,0	0,8	2,6	102,40	1,67	1,0
120	150	165	2	48	2,0	136,8	0,9	2,5	113,85	1,20	1,2
110	120	180	2	44	3,3	222,3	0,6	2,2	90,72	2,45	0,7
180	145	240	2	72	3,5	239,4	0,7	3,5	243,60	0,98	1,0
245	170	230	2	98	4,1	280,4	0,7	3,9	375,36	0,75	1,0
165	155	245	2	66	3,1	212,0	0,5	3,8	243,04	0,87	1,2
130	145	205	2	52	2,9	198,4	0,7	3,0	148,63	1,33	1,0
150	155	180	2	60	2,6	177,8	0,7	2,8	161,82	1,10	1,1
125	140	190	2	50	3,1	212,0	0,7	2,7	127,68	1,66	0,9

105	140	190	2	42	2,7	184,7	0,9	2,7	106,40	1,74	1,0
110	150	190	2	44	2,9	198,4	0,8	2,9	119,70	1,66	1,0
195	170	180	2	78	3,9	266,8	0,8	3,1	232,56	1,15	0,8
120	170	190	2	48	3,0	205,2	0,7	3,2	148,58	1,38	1,1
100	125	150	2	40	1,9	130,0	0,9	1,9	71,25	1,82	1,0
120	120	175	2	48	2,1	143,6	0,8	2,1	96,60	1,49	1,0
100	130	185	2	40	2,0	136,8	0,8	2,4	91,39	1,50	1,2
145	145	195	2	58	2,4	164,2	0,8	2,8	158,34	1,04	1,2
100	140	195	3	33	2,0	136,8	0,8	2,7	85,54	1,60	1,4
95	140	175	3	32	2,1	145,9	0,8	2,5	72,68	2,01	1,1
80	170	170	3	27	2,3	159,6	0,8	2,9	71,29	2,24	1,2
90	130	200	3	30	2,3	153,9	0,8	2,6	72,80	2,11	1,2
195	170	240	3	65	2,9	199,5	0,8	4,1	257,04	0,78	1,4
180	170	170	3	60	3,6	246,2	0,6	2,9	167,62	1,47	0,8
150	140	180	3	50	1,3	88,9	1,8	2,5	120,96	0,74	1,9
180	140	190	3	60	1,7	116,3	1,1	2,7	154,28	0,75	1,6
170	160	190	3	57	1,7	116,3	1,2	3,0	166,19	0,70	1,8
150	170	190	3	50	2,0	136,8	1,4	3,2	155,04	0,88	1,6
125	140	200	3	42	2,5	171,0	0,9	2,8	111,07	1,54	1,1
115	180	200	3	38	3,0	205,2	0,8	3,6	130,80	1,57	1,2
110	130	200	3	37	2,1	143,6	0,8	2,6	90,13	1,59	1,2
120	135	200	3	40	2,9	198,4	0,7	2,7	102,60	1,93	0,9
160	170	200	3	53	2,7	184,7	0,8	3,4	174,53	1,06	1,3
115	146	200	3	38	2,3	157,3	0,7	2,9	106,09	1,48	1,3
145	150	210	3	48	2,8	191,5	0,8	3,2	145,95	1,31	1,1
120	190	220	3	40	3,6	246,2	0,8	4,2	158,84	1,55	1,2
180	195	220	3	60	4,1	280,4	0,7	4,3	248,82	1,13	1,0
155	160	220	3	52	2,5	171,0	0,8	3,5	174,83	0,98	1,4
160	150	230	3	53	2,9	198,4	0,8	3,5	177,10	1,12	1,2
160	195	230	3	53	3,4	232,6	0,7	4,5	230,23	1,01	1,3
170	200	230	3	57	1,6	109,4	2,4	4,6	251,47	0,44	2,9
210	140	230	3	70	1,9	130,0	1,1	3,2	218,96	0,59	1,7
210	180	260	3	70	3,3	225,7	0,5	3,2	218,96	1,03	1,0
85	120	240	3	28	2,0	136,8	0,9	2,9	75,84	1,80	1,4
190	150	240	3	63	2,9	198,4	0,8	3,6	220,80	0,90	1,2
160	165	250	3	53	3,2	218,9	0,7	4,1	211,75	1,03	1,3
145	180	255	3	48	2,4	164,2	1,2	4,6	212,67	0,77	1,9
125	165	280	5	25	1,7	116,3	1,2	4,6	106,26	1,09	2,7
100	180	180	5	20	3,0	205,2	0,7	3,2	58,32	3,52	1,1
145	145	195	5	29	2,3	157,3	0,8	2,8	76,34	2,06	1,2
180	170	230	5	36	3,4	232,6	0,5	3,9	132,94	1,75	1,2
120	170	260	5	24	2,4	164,2	0,9	4,4	97,24	1,69	1,8
145	170	275	5	29	2,6	177,8	0,8	4,7	126,23	1,41	1,8
125	190	280	5	25	3,0	205,2	0,7	5,3	122,36	1,68	1,8
95	135	285	5	19	1,9	130,0	0,9	3,8	65,41	1,99	2,0
120	185	285	5	24	2,7	184,7	0,8	5,3	116,00	1,59	2,0
100	185	290	5	20	3,1	212,0	0,9	5,4	96,57	2,20	1,7
180	190	290	5	36	3,5	239,4	0,8	5,5	187,34	1,28	1,6

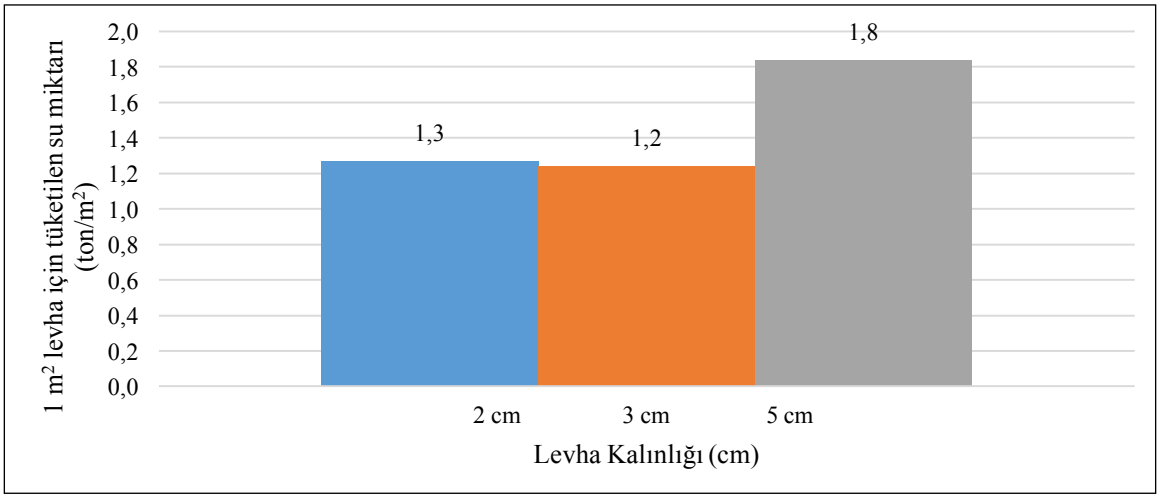
Kesim esnasında yapılan incelemelerde; 3 ve 5 cm kalınlıktaki levhaların kesiminde tambur üzerindeki tel miktarının daha az olmasından dolayı kesim performansının daha yüksek olduğu görülmüştür (Şekil 7). Bunun yanında söz konusu kalınlıktaki levhalar için servo motorun çektiği akımın ise 2 cm kalınlıktaki levhaların kesiminde çektiği akımdan daha fazla olduğu tespit edilmiştir. 5 cm'lik levhaların kesiminde yüklenen güç değerinin daha az olduğu görülmüştür.



Şekil 7. Kalınlığa bağlı ortalama kesim performansı

Tambur üzerindeki tel sayısının en fazla olduğu 2 cm kalınlığa sahip levhaların kesiminde kesim performansı değerlerinin daha düşük olduğu hesaplanmıştır. Makinenin çalışması esnasında otomasyon tarafından hesaplanan PID değeri ile çıkış değeri arasında fark oluştuğu durumlar gözlemlenmiş olup, makine otomatik olarak kesim hızını 0,1-0,15 m/s ve tel dönüş hızını da yaklaşık olarak %10 azalttığı görülmüştür. Bu durumun kayacın yapısal özelliklerinden kaynaklandığı sonucuna varılmıştır. Aynı zamanda yüklenen gücün de yine motorun tam kapasitesine yakın olduğu gözlenmiştir. Bu değerlendirme sonucunda enerji sarfiyatının, levha kalınlığı ile ters orantılı ve daha düşük olduğu anlaşılmaktadır.

Su sarfiyatı ile ilgili olarak yapılan incelemelerde ise, levha kalınlığına göre besleme miktarında özel olarak bir düzenleme yapılmadığı ve önceliğin telin aşınma, ısınma ve tozların taşınmasından olumsuz etkilenmemesine verildiği tespit edilmiştir. Bu bağlamda 1 m^2 levha kesimi için tüketilen su miktarı değerlendirildiğinde 5 cm kalınlıkta kesilen levhaların kesimi için tüketilen su miktarının % 40-60 oranında daha çok olduğu sonucuna varılmıştır. Beslenen su miktarı, blok boyutu ve levha kalınlığına bağlı olarak ayarlanmadığı için gereksiz su tüketiminin olduğunu söylemek mümkündür (Şekil 8).



Şekil 8. 1 m^2 levha kesimi için tüketilen su miktarı

SONUÇLAR

Günümüzde elmas telli katrak makineleri, doğal taş fabrikalarında yaygın olarak kullanım alanına sahip değildir. Elmas telli katrak makineleri, yüksek kesim performansı, düşük enerji ve su sarfiyatı ile lamalı katrak makinelerine oranla daha verimli ve daha düşük maliyetli üretim kapasitesine sahiptir. Levha kalınlığına bağlı ortalama su tüketimleri incelendiğinde, 5 cm kalınlıktaki levhaların kesiminde kullanılan ortalama su miktarı, 3 cm kalınlıktaki levhaların kesiminde kullanılan su miktarından % 40; 2 cm kalınlıktaki levhaların kesiminde kullanılan su miktarından % 50 daha fazla olduğu sonucuna varılmıştır. Kalınlığa bağlı kesim performansları değerlendirildiğinde, 5 cm kalınlıktaki levhaların kesimi sırasındaki performansı, 3 cm kalınlıktaki levhaların kesimindeki performanstan % 20; 2 cm kalınlıktaki levhaların kesimindeki performanstan % 55 daha fazla olduğu sonucuna varılmıştır. Sonuç olarak aynı hızda ve sabit su besleme miktarı ile yapılan kesimlerde, levha kalınlığına bağlı olarak tüketilen su miktarının ve elmas telli katrak makinesinin kesim performansının değişkenlik gösterdiği sonucuna varılmıştır.

Elmas telli katrak makinesinin kullanımının yaygın olmamasının sebepleri; ilk yatırım maliyeti açısından lamalı katrak makinelerine oranla 3-4 kat daha yüksek olması, makine üreticisi sayısının az olması, yaygın servis ağının olmaması ve kalifiye operatör sayısının fazla olmaması olarak sıralamak mümkündür. Ancak gelişen süreçte doğal taş fabrikalarında yeni yatırımların başında elmas telli katrak makinesi kurulumu geldiği görülmektedir. Ülkemizde de elmas telli katrak makineleri üretilmeye başlanmış olup zamanla yerli üretim elmas telli katrak makine üreticisi sayısının artacağı düşünülmektedir (Mutlu Mak., 2025).

Ekonomik kalkınmada en önemli noktalardan biri olan katma değerli üretim göz önüne alındığında, doğal taş fabrikalarında verimli çalışma koşullarının bilimsel metotlara göre değerlendirilmesi ülkemizin doğal taş rekabet gücünün daha da ileriye götürülmesine imkân sağlayabilecektir. Bu anlamda elmas telli katrak makinelerinin verimli çalışma şartlarının önemi artmaktadır.

Yapılan bu çalışmada; aynı kayaç türünde farklı kalınlıklarda yapılan kesimlerin ölçümlerinin incelenmesi sonucunda kalınlık azaldıkça kesim performansının azaldığı ve kesilen birim yüzey alana göre su sarfiyatının da daha az olduğu tespit edilmiştir. Bu nedenle kesim şartlarının sabit parametreler üzerinden değil de kayaç özelliklerine ve levha kalınlığına göre belirlenmesi ile zaman, su ve enerji sarfiyatında önemli tasarruflar sağlanabilecektir.

KAYNAKLAR

DEMMAK A.Ş., 2024. Demmak DK-75L Kataloğu, Afyonkarahisar.

HEDEL MÁQUİNAS E EQUİPAMENTOS, 2024. Erişim Tarihi: 26.03.2025. https://hedel.ind.br/storage/catalogo/catalogo-delta-wire-2-force-en.pdf

Konstanty, J.S, 2021. The Mechanics of Sawing Granite with Diamond Wire, The International Journal of Advanced Manufacturing Technology, 116, 2591–2597.

Mutlu Mak. A.Ş., 2025. Titan Elmas Telli Katrak Kataloğu, Burdur.

Özdoğan, A.K., 2025. Doğal Taş Kesiminde Kullanılan Klasik ve Telli Katrakların Kesim Performanslarının İncelenmesi, Süleyman Demirel Üniversitesi, Yüksek Lisans Tezi, 89s, Isparta.

KALORİFİK DEĞER VE KENDİLİĞİNDEN YANMA EĞİLİMİ AÇISINDAN BAZI TÜRK KÖMÜRLERİNİN KAPSAMLI DEĞERLENDİRMESİ

A COMPREHENSIVE EVALUATION of SOME TURKISH COALS WITH RESPECT to GROSS CALORIFIC VALUE and SPONTANEOUS COMBUSTION LIABILITY

Y. Ramish[1]*, K. B. Var[1], K. C. Şahin[1], C. Aytekin[1], S. Yılmaz[1], M. Bilen[1], A. Çakır[1]

[1]*Bülent Ecevit Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü, Zonguldak*
Sorumlu Yazar: yaseen.r569@gmail.com

ÖZET

Kömürün kendiliğinden yanması (KKY), yalnızca yer altı madenciliğinde ciddi güvenlik riskleri oluşturmakla kalmayıp, aynı zamanda depolama ve taşımacılık süreçlerinde enerji kaybına ve beklenmedik yangınlara yol açarak küresel ölçekte önemli ekonomik ve çevresel sorunlara neden olmaktadır. Kömürün üst ısıl değeri (ÜID), enerji üretimindeki verimliliği belirleyen temel bir parametre olup, özellikle termik santrallerin yakıt seçiminde hızlı ve düşük maliyetli tahmin yöntemleri büyük önem taşımaktadır. Madencilik faaliyetlerinin yanı sıra, KKY termik santral stok sahalarında da önemli bir sorun teşkil ederek hem ekonomik kayıplara hem de kalorifik değerde dalgalanmalara yol açmaktadır. Bu çalışmada, Türkiye'nin farklı bölgelerinden (Afyonkarahisar, Ankara, Aydın, Bartın, Bolu, Bursa, Çanakkale, Çorum, Edirne, Karaman, Kastamonu, Kütahya, Malatya, Manisa, Muğla ve Zonguldak) temin edilen kömür örneklerinde KKY eğilimi ile ÜID arasındaki ilişki incelenmiştir. Deneysel testlerle 29 farklı kömür numunesinin kendiliğinden ısınma davranışı belirlenmiş, üst ısıl değer (ÜID) ile kesişme noktası sıcaklığı (KNS) arasındaki korelasyon değerlendirilmiştir. Literatürde KKY farklı parametreler üzerinden ele alınmış olsa da, ÜID ile olan ilişkisi yeterince araştırılmamıştır. Bu çalışmada elde edilen sonuçlar, ÜID ile KNS arasında istatistiksel olarak anlamlı ve güçlü bir doğrusal ilişki ($R^2 = 0.72$) bulunduğunu ortaya koymuş; kömürün kendiliğinden yanmasının yalnızca madencilik güvenliği değil, aynı zamanda ekonomik verimlilik ve kömürün sürdürülebilir kullanımı açısından da kritik bir parametre olduğunu göstermiştir.

Anahtar Kelimeler: Kömür, kendiliğinden yanma, proksimate analiz, nem, üst ısıl değer

ABSTRACT

Coal spontaneous combustion (CSC) not only poses significant safety risks in underground mining but also leads to energy loss and unexpected fires during storage and transportation, causing major economic and environmental problems worldwide. The gross calorific value (GCV) of coal is a key parameter determining efficiency in energy production, and fast, low-cost estimation methods are highly valuable, particularly for fuel selection in thermal power plants, where minimum calorific standards must be met. Beyond mining operations, CSC is also a critical issue in power plant stockyards, where it causes both financial losses and fluctuations in calorific value. This study investigates the relationship between CSC tendency and the calorific value of coals collected from various regions of Turkey (including Afyonkarahisar, Ankara, Aydın, Bartın, Bolu, Bursa, Çanakkale, Çorum, Edirne, Karaman, Kastamonu, Kütahya, Malatya, Manisa, Muğla, and Zonguldak). Experimental tests determined the self-heating behavior of 29 coal samples, evaluating the correlation between gross calorific value (GCV) and crossing point temperature (CPT). Although CSC has been studied using multiple

parameters, its link with GCV has not been extensively explored. Results revealed a statistically significant and strong linear correlation ($R^2 = 0.72$) between GCV and CPT, highlighting that CSC is not only a matter of mining safety but also a critical factor for economic efficiency and sustainable coal utilization.

Keywords: Coal, spontaneous combustion, proximate analysis, volatile matter, gross calorific value.

GİRİŞ

Kömür, dünyanın en önemli enerji kaynaklarından biridir ve Çin, hem üretimde hem de tüketimde ilk sıradadır. Kömür üretiminin yan ürünü olan kömür gangası (CG), Çin'de 7 milyar tondan fazla birikmiş olup, verimli şekilde değerlendirilemediği için çevresel sorunlara yol açmaktadır (Zhang & Zhang, 2022).

Kömürün kendiliğinden yanması, düşük sıcaklıklarda oksidasyon sonucu gelişerek yangınlara, enerji kaybına ve çevresel zararlara neden olmaktadır (Sengupta, 2016). Bu süreçte kömürün üst ısıl değeri (Gross Calorific Value – GCV) kritik bir parametredir. Çalışmalar, düşük GCV'ye sahip kömürlerin daha yüksek kendiliğinden yanma riskine sahip olduğunu göstermektedir (Onifade & Genç, 2018).

Literatürde kömürün termal özellikleri geniş ölçüde incelenmiş olsa da, GCV ile kesişim noktası sıcaklığı (Crossing Point Temperature – CPT) arasındaki ilişki yeterince araştırılmamıştır. Bu çalışmada, Türkiye'nin farklı bölgelerinden alınan 29 kömür örneği üzerinde GCV–CPT ilişkisi deneysel olarak değerlendirilmiş; kömürlerin enerji potansiyeli, yanma eğilimi ve depolama–kullanım stratejileri açısından sınıflandırılmasına katkı sağlanmıştır.

Kendiliğinden Yanma

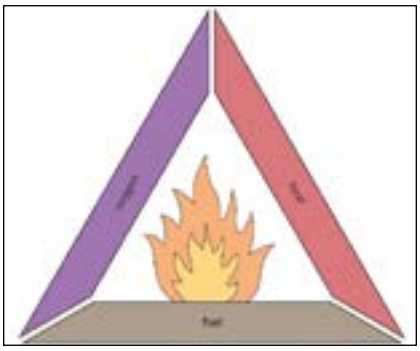
Tüm kömürler, özellikle madencilik sırasında ve sonrasında havaya maruz kaldığında oksitlenir; bu durum özellikle düşük dereceli kömürlerde ciddi sorunlara yol açar. Alt bitümlü kömürlerin yüksek kendiliğinden ısınma eğilimi, tehlikeli ve maliyetli kazalara neden olabilir. Kömürün kendiliğinden ısınması yalnızca yangın riskini artırmakla kalmaz; aynı zamanda ekzotermik reaksiyonlar nedeniyle kalorifik değer kaybına ve enerji verimliliğinde düşüşe yol açar. Bu nedenle konu, can güvenliği, üretkenlik ve kârlılık açısından kritik görülerek kapsamlı araştırmalara konu olmuştur. Nalbandian (2010) ve Zhang (2013) tarafından yayımlanan IEA CCC raporlarında bu sürecin kimyasal boyutları ele alınmış, saha koşullarında izleme ve kontrol yöntemlerine de dikkat çekilmiştir.

Ayrıca, kömür madenciliğinde sık rastlanan kendiliğinden yanma olayları, metan varlığı ve kömür tozu nedeniyle daha da tehlikeli hale gelmekte; bu faktörler patlama riskini önemli ölçüde artırmaktadır. Bu nedenle, metan ve kömür tozunun kendiliğinden yanmayı tetikleyici ve şiddetlendirici etkileri de dikkate alınmaktadır.

Kömürün Kendiliğinden Isınma Eğilimi

Kömür, uzun jeokimyasal süreçler sonucu oluşmuş olup yer altında kararlı iken madencilik faaliyetleriyle açığa çıkarıldığında oksidasyona uğrar. Bu oksidasyon reaksiyonları, kendiliğinden ısınmaya ve kontrol edilmediğinde kendiliğinden yanmaya yol açabilir.

Şekil 1'de yangının meydana gelmesi için gerekli üç unsur gösterilmektedir: ısı, oksijen ve yakıt. Bu unsurlardan herhangi birinin ortamdan uzaklaştırılması yangının söndürülmesini sağlar. Kendiliğinden yanmada kömür, yakıt işlevi görür; kömür yüzeyinde oksijenle gerçekleşen oksidasyon reaksiyonları ısı üretir ve süreç sonunda yangına neden olabilir (Şekil 1).



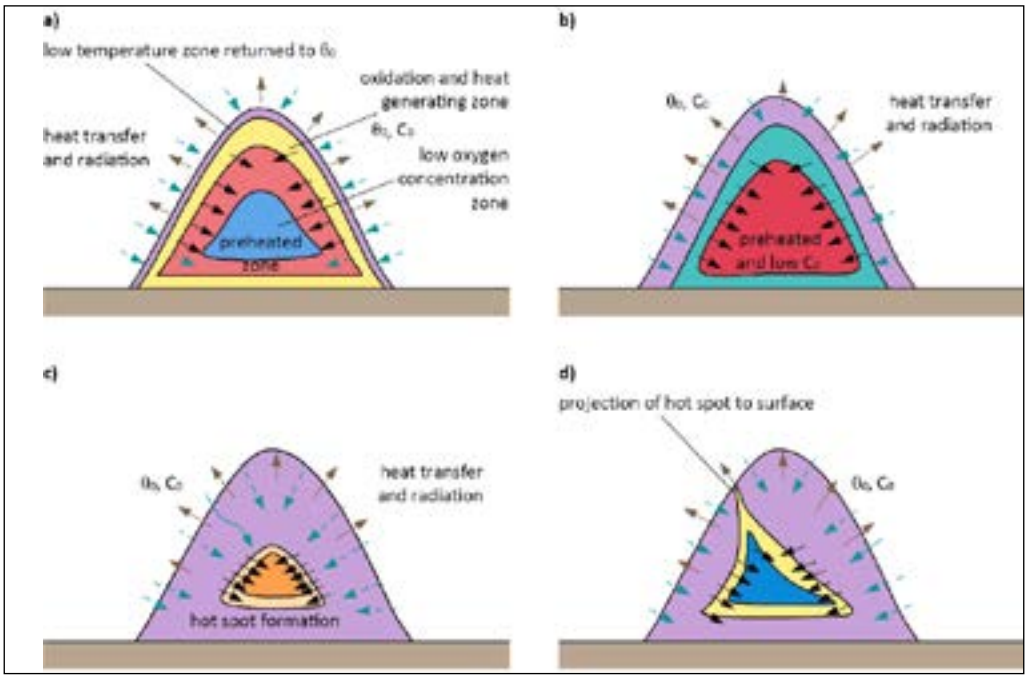
Şekil 1. Yangın üçgeni (Fire triangle)

Yeni çıkarılan tüm kömürler belirli bir düzeyde kendiliğinden ısınma eğilimine sahiptir. Isı üretimi, soğutma kapasitesini aştığında kömür sıcaklığı tutuşma noktasına ulaşır. Chalmers ve ark. (2012), kendiliğinden ısınmayı etkileyen başlıca faktörleri kömür derecesi, gözeneklilik, pirit içeriği, nem miktarı ve petrografik yapı olarak belirtmiştir. Ayrıca, düşük hava hızları, orta düzey basınç farkları, kırılmış kömür yüzeyleri ve kullanılan madencilik yöntemleri de süreci etkiler.

Kömür yüzeyinden çıkan gazların hareketi hava akışı ve basınç farkına bağlıdır. Düşük basınç farklarında oksijen teması azalırken, yüksek farklarda ısı uzaklaştırılır. Ancak belirli bir "kritik aralıkta" hava akışı ve basınç farkı birleşerek kendiliğinden yanma için en uygun koşulları yaratabilir (Chalmers ve ark., 2012).

Stok Yığınlarında Kendiliğinden Yanma Süreci

Şekil 2'de kömür stok yığınındaki kendiliğinden ısınma süreci görülmektedir. Yüzeydeki oksijenle gerçekleşen oksidasyon ısı üretir; içe doğru iletilen ısı ise yığın içinde birikerek sıcak noktalar oluşturur. Bu noktalar yüzeye ulaştığında oksijenle temas ederek közlenme ya da tutuşmaya neden olabilir (Sasaki ve ark., 2014).



Şekil 2. Kömür stok yığınlarında kendiliğinden tutuşma süreci şeması (Sasaki ve diğerleri, 2014)

Bu olgu yalnızca stok sahalarıyla sınırlı olmayıp, yer altı kömür yüzeylerinde hava girişiyle başlayan oksidasyon süreçleri de yangınlara yol açabilmektedir. Sloss (2013), dünya genelinde binlerce kömür madeni ve stok yığınının kendiliğinden yanma sonucu tutuştuğunu ve bunun hava kirliliğine katkıda bulunduğunu bildirmiştir. Düşük dereceli kömürlerin yüksek gözeneklilik ve geniş iç yüzey alanı nedeniyle daha yatkın olduğu, nemin de bu süreçte önemli rol oynadığı bilinmektedir.

Toz Patlaması Riski

Özellikle 420 µm'den küçük boyuttaki ince öğütülmüş kömür tozları, toz patlaması riski taşır. Toz patlaması riski, beş unsurdan birinin ortadan kaldırılmasıyla azaltılabilir; örneğin oksijenin uzaklaştırılması veya tozun yayılmasının engellenmesiyle. Ancak yakıt, oksijen ve ateşleme kaynağı bir araya geldiğinde yangın riski her zaman vardır (Şekil 1, Şekil 3). PAC gibi aktif karbon tozları da benzer şekilde potansiyel patlama riski taşır ve üretimden kullanıma kadar tüm aşamalarda güvenlik önlemleri gerektirir (ICAC, 2015).

Kömürün oksidasyonu sırasında farklı gazlar açığa çıkar ve bu gazlar hem sağlık hem de güvenlik açısından risk oluşturur. IEA CCC raporları, CSC sürecinde açığa çıkan metan ve karbondioksit gibi sera gazlarının envanterlere bildirilmesi gerektiğini vurgulamıştır (Zhang, 2013; Sloss, 2013). DNRM (2015), açık ocak madenlerinden salınan gazlar arasında metan, hidrojen sülfür, karbon monoksit, karbondioksit, kükürt dioksit ve azot dioksiti sıralamıştır. Bu gazlar boğucu, toksik veya patlayıcı özellikleriyle ciddi tehlikeler barındırır. Örneğin CO kokusuz olup fark edilmesi zordur; H_2S düşük seviyede bile zehirleyici olabilir; NO_2 ise solunum yollarını tahriş ederek ölümcül sonuçlar doğurabilir. Ayrıca kömür oksidasyonunda düşük miktarda açığa çıkan hidrojen gazı (H_2) de yüksek patlama riski taşır (Zhang, 2013). İşçilerin açık ocaklarda CO ve SO_2 maruziyetine bağlı sağlık sorunları yaşadıkları bilinmektedir. Bu nedenle kömürün doğal reaktif yapısı, oksijenle etkileşimi ve kendiliğinden ısınma potansiyeli, maden güvenliği, stok kayıplarının önlenmesi ve emisyon kontrolü için sürekli olarak yönetilmelidir.

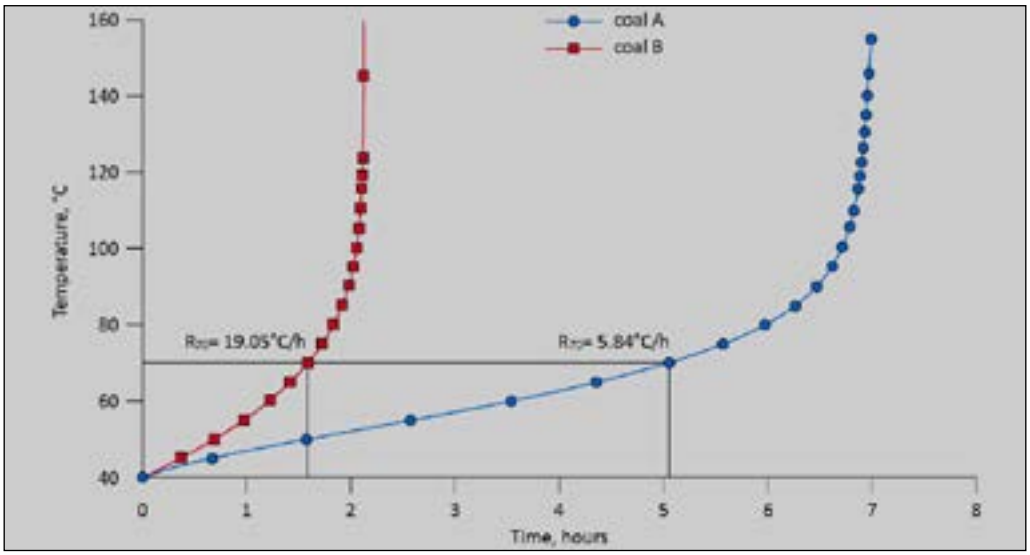
Erken Tespit ve Önleme

Kömürün kendiliğinden yanmasını önlemenin en etkili yolu, kömürün ısınma eğilimini anlamak ve bu sürecin başladığını gösteren işaretleri izlemektir. NSW Hükümeti rehberinde, bu sürecin belirsiz işaretlerinin tespiti için disiplinli bir yaklaşım gerektiği, çalışanların da ani değişimlere karşı dikkatli olması gerektiği vurgulanmaktadır.

Kömürün oksidasyon eğilimi içsel ve dışsal faktörlere bağlıdır (Cliff ve diğerleri, 2014). İçsel faktörler arasında düşük dereceli kömür, yüksek reaktivite, pirit ve nem içeriği öne çıkarken; dışsal faktörler arasında faylar, kıvrımlar, damar kalınlığı, sıcaklık ve kömürün havayla temas süresi yer almaktadır (Çizelge 1). Bu unsurlar genellikle birleşerek kendiliğinden yanmaya yol açar.

Kömür işletmeleri, stokları kendiliğinden yanma riski açısından test etmelidir. CB3 Mine Services Ltd gibi kuruluşlar kömürün reaktivitesi, kuluçka dönemi, nemin etkisi, lojistik süreçler ve inhibitör uygulamaları üzerine analizler sunmaktadır (CB3, 2015). Bu analizler güvenli taşıma, depolama ve kullanım stratejileri için önemlidir.

Tahmin yöntemleri arasında klasik indeksler, termogravimetri ve diferansiyel taramalı kalorimetri, aktivasyon enerjisi analizleri ve izotermal ısıtma testleri bulunmaktadır (Nalbandian, 2010). R70 testi ise kömürün oksijenle reaktivitesini ölçmek için yaygın kullanılan bir yöntemdir. Beamish ve Smith (2014), R70 prosedürünü detaylandırmış ve bu testin kömürün içsel ısınma hızını (°C/saat) belirlediğini belirtmiştir. R70 değeri yüksek olan kömürler daha hızlı ısınır ve yanmaya daha yatkındır (Şekil 3).



Şekil 3. Farklı kömürler için R70 değerleri (CB3, 2015)

R70 değeri kömürün derecesiyle yakından ilişkilidir. Beamish ve arkadaşlarına (2014a) göre, düşük dereceli kömürlerde R70 değeri 99 °C/saat'e kadar çıkabilirken, yüksek derecelilerde 0,5 °C/saat'in altına düşmektedir. Bununla birlikte, mineral madde içeriği ve parlaklık yapısı da R70'yi etkileyebilir. Ancak bu test her zaman kesin sonuç vermez. Beamish ve Smith (2014), bu yöntemin nemli örnekler, daha büyük numune boyutu, düşük oksijen akışı ve gerçek koşulları daha iyi yansıtan kütle/akış oranlarıyla yürütüldüğünü belirtmiştir. Nem, kömürün ısınma davranışını farklı şekillerde etkileyerek düşük nemli kömürlerde sıcaklığın istikrarlı artmasına, yüksek nemli kömürlerde ise buharlaşma nedeniyle dalgalanmalara yol açabilir.

MALZEME ve YÖNTEM

Bu araştırmada Türkiye'nin farklı bölgelerinden (Zonguldak, Soma, Muğla, Afyonkarahisar vb.) alınan toplam 29 kömür örneği üzerinde nicel ve deneysel yöntemler uygulanmıştır. Laboratuvar analizlerinde nem, uçucu madde, kül ve sabit karbon içeriğini belirlemek için proksimat analiz, enerji potansiyelini ölçmek için üst ısıl değer (GCV) tayini ve kendiliğinden yanma eğilimini değerlendirmek için kesişim noktası sıcaklığı (CPT) ölçümleri yapılmıştır. Kömür örneklerine ait bilgiler Çizelge 1'de sunulmuştur.

Çizelge 1 kapsamında adı geçen kömür örneklerinin tedarik edildiği noktalar Türkiye haritasında işaretlenerek numune alım yerleri gösterilmiştir (Şekil 5).



Şekil 4. Numunelerin alındığı yerlerin Türkiye haritasında gösterilmesi.

Çizelge 1. Kömür örneklerinin alındığı yerlere ait bilgiler

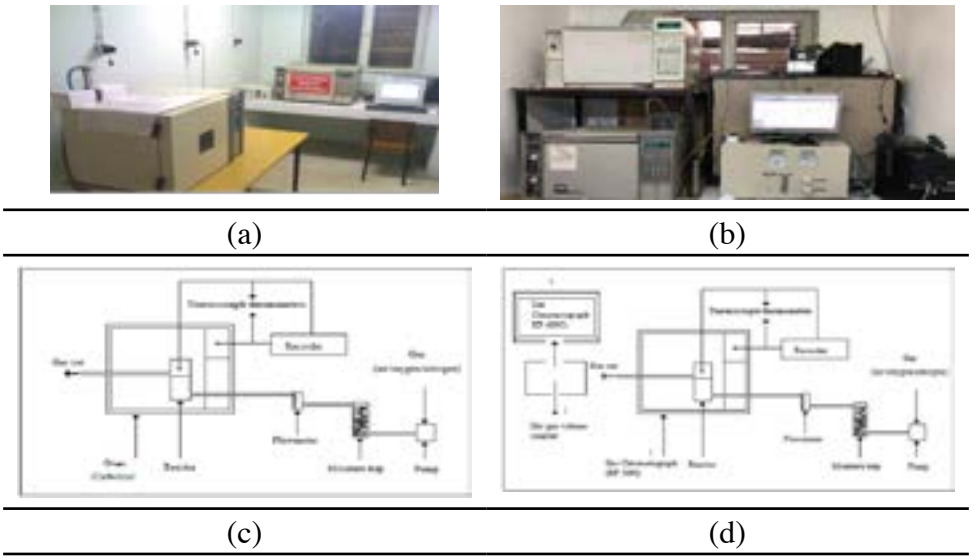
Örnek No	İli	İlçesi	Üst Isıl Değer (kcal/kg)	**CPT**	**FCC**
1	Afyonkarahisar	Sincanlı	3011	196	7.02
2	Ankara	Çayırhan	3353	168	9.09
3	Aydın	Merkez	4304	158	6.33
4	Aydın	Merkez	4706	150	5.16
5	Bartın	Amasra	5947	145	5.79
6	Bartın	Amasra	5192	145	5.50
7	Çorum	İskilip	3897	168	7.28
8	Çorum	İskilip	3635	169	6.14
9	Manisa	Soma	4529	157	5.23
10	Manisa	Soma	3746	168	3.85
11	Bursa	Mustafakemalpaşa	5036	150	6.29
12	Çanakkale	Çan	4728	150	4.67
13	Bolu	Mengen	5964	145	7.61
14	Bolu	Mengen	6132	145	9.14
15	Manisa	Soma	5142	147	8.01
16	Manisa	Soma	5843	147	8.36
17	Edirne	Keşan	4458	159	7.44
18	Muğla	Milas	4245	164	10.10
19	Zonguldak	Kilimli	7477	142	7.90
20	Zonguldak	Kilimli	6956	144	6.98
21	Kütahya	Bozdağ	5706	148	5.18
22	Kütahya	Bozdağ	4703	148	5.23
23	Karaman	Ermenek	3754	165	6.35
24	Karaman	Ermenek	4167	165	6.35
25	Manisa	Soma	5772	147	8.41
26	İzmir	Soma	5017	146	7.18
27	Çorum	Dodurga	3561	167	5.44
28	Kastamonu	Tosya	4250	160	6.81
29	Malatya	Arguvan	3828	168	6.21

Kendiliğinden Yanma Yatkınlığı Deney Yöntemi

Kömürlerin kendiliğinden yanma eğilimi genellikle kesişim noktası sıcaklığı (KN) tayini ile belirlenmektedir. Farklı araştırmacılar (Chen ve Chong, 1998; Sensogut ve Cinar, 2000; Wang ve diğ., 2009; Xu ve diğ., 2012; Qi ve diğ., 2013) kömürlerin ısınma ve oksidasyon özelliklerini incelemek amacıyla KN yöntemini önermiştir (Xu ve diğ., 2017). Örneğin Xu ve arkadaşları (2017), 40–250 °C aralığında farklı oksidasyon koşullarını değerlendirmek için sıcaklık programlı bir fırın kullanmışlardır (Bilen vd., 2019).

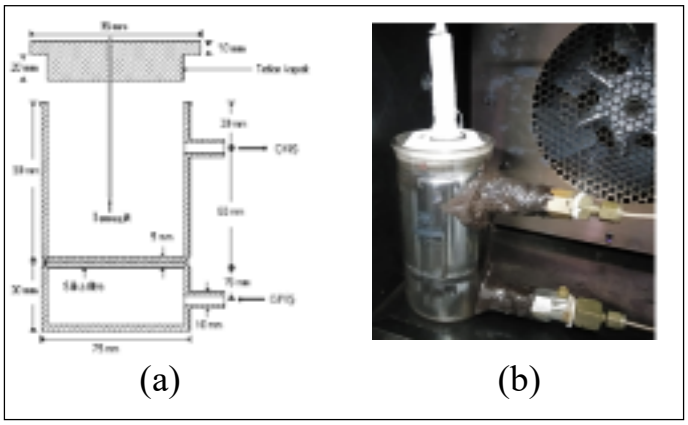
Türkiye'de yapılan benzer çalışmalar kapsamında, Maden Sanayii İşverenleri Sendikası tarafından toplanan örneklerin KN testleri, ZBEÜ Maden Mühendisliği Bölümü laboratuvarlarında gerçekleştirilmiştir. Bu amaçla tasarlanan deney seti; kontrollü ısıtma sağlayan bir fırın, kömürün yerleştirildiği reaktör, O_2/N_2/hava beslemesi için mini kompresör, sıcaklık ölçüm ve kayıt sistemleri ile gazların kurutma–temizleme ünitelerinden oluşmaktadır.

Deneylerde, fırın sıcaklığı sabit bir hızla artırılırken reaktörden hava geçirilmiş, kömürün oksidasyonu sağlanmış ve fırın ile örnek sıcaklıkları termoçiftler aracılığıyla kaydedilmiştir. Kullanılan iki paralel deney düzeneği Şekil 5 (a, b), şematik gösterimi ise Şekil 5 (c,d)'de sunulmuştur.



Şekil 5. Kendiliğinden yanma deney seti (a), Kendiliğinden yanma yatkınlığı ve çıkan gazların belirlenmesinde kullanılan deney seti (b), Kendiliğinden Yanma deney setinin şematik gösterimi, (c) Kendiliğinden yanma yatkınlığı ve çıkan gazların belirlenmesinde kullanılan deney setinin şematik gösterimi (d) (Bilen vd. 2019).

Kömür örnekleri, ısıya dayanıklı özel tasarım cam reaktörde incelenmiştir (Şekil 6). Reaktör içinde kömürün yerleştirildiği bir silika filtre bulunmakta, alttan verilen hava bu filtre ve kömürden geçerek çıkış hattından uzaklaştırılmaktadır. Reaktör, hava sızdırmazlığı için teflon kapakla kapatılmış olup, kapak üzerinde sıcaklık ölçümü için termoçift giriş delikleri yer almaktadır.



Şekil 6. Deneylerde kullanılan reaktör. a) Şematik gösterim, b) Reaktöre ait bir resim.

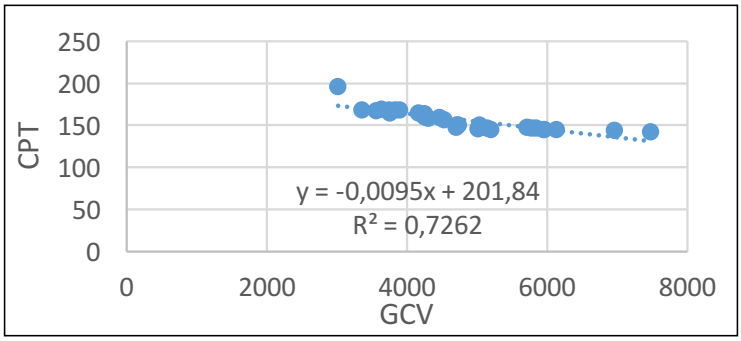
Deneyler sonucunda örneklerin kendiliğinden yanma eğilimi belirlenmiş, kesişme noktası, tutuşma sıcaklığı ve sıcaklık artış hızına göre FCC indeksi hesaplanmıştır. Feng ve ark. (1973) tarafından geliştirilen bu indeks (Eşitlik 1), 110–220 °C arası ısınma hızını temel almakta olup, değeri arttıkça kömürün kendiliğinden yanma yatkınlığı da artmaktadır.

$$Indeks\left(FCC\right)=\left(\frac{110-220\ ^{o}\text{C arasındaki ort. sıcaklık artışı}}{\text{kesişme noktası sıcaklığı}}\right)\times 1000 \quad (1)$$

Kesişme noktası sıcaklığı ve ortalama sıcaklık artışı (110 °C-220 °C) değerleri belirlendikten sonra (Eşitlik 1), Çizelge 2'de verilen FCC değerlerine göre yanmaya yatkınlık değerlendirilmektedir. FCC indeksine göre kömürlerin kendiliğinden yanma eğilimi 0–5 için düşük, 5–10 için orta, >10 için yüksek olarak sınıflandırılmıştır (Çizelge 2). Deneyler, BEÜ Maden Mühendisliği Bölümü laboratuvarında 35 g örnek, 100 ml/dak hava debisi, 0,5 °C/dak fırın ısısı artışı ve sürekli veri kaydı koşullarında, her numune için iki paralel deney setinde gerçekleştirilmiştir.

SONUÇLAR ve TARTIŞMA

Bu çalışmada, Zonguldak ve Soma havzalarından alınan 29 kömür örneği incelenmiştir. Analizler, GCV ile CPT arasında güçlü ve negatif yönlü bir ilişki (R^2=0.72) (Şekil 7) olduğunu göstermiştir. Zonguldak kömürleri yüksek GCV'ye rağmen düşük CPT değerleriyle daha yüksek kendiliğinden yanma riski taşırken, Soma kömürleri daha düşük GCV ve daha yüksek CPT ile görece daha güvenlidir. Ayrıca FCC arttıkça CPT düşmekte, bu da oksidatif ısı birikimini ve yanma riskini artırmaktadır. Sonuçlar, kömürlerin yalnızca enerji verimiyle değil, depolama, taşıma ve kullanım güvenliği açısından da değerlendirilmesi gerektiğini ortaya koymaktadır.



Şekil 7. Kömür örneklerine ait üst ısıl değer (GCV) ile kesişim noktası sıcaklığı (CPT) arasındaki ilişkiyi gösteren grafik.

Bu çalışma, literatürde belirtilen GCV–CPT arasındaki ters ilişkiyi doğrulamaktadır. Yüksek GCV'ye sahip kömürler, oksijenle daha hızlı reaksiyona girerek içsel ısı birikimini artırmakta ve daha düşük CPT değerleri göstermektedir; bu durum özellikle Zonguldak kömürlerinde belirgindir. Onifade & Genç (2018), Zhang & Zhang (2022) ve Sengupta (2016) gibi çalışmalarla uyumlu olarak, düşük CPT değerleri yüksek yanma riski ve kömürün reaktif yapısını işaret etmektedir. Ayrıca, FCC'nin artışı da CPT'yi düşürmekte ve kendiliğinden yanma eğilimini artırmaktadır. Dolayısıyla kömür seçiminde yalnızca enerji verimi değil, termal stabilite ve güvenli depolama koşulları da göz önünde bulundurulmalıdır.

DEĞERLENDİRME ve ÖNERİLER

Bu çalışmada, Türkiye'nin 17 farklı ilinden temin edilen 29 kömür örneği incelenmiştir. Laboratuvar deneyleri ve istatistiksel analizler sonucunda, GCV ile CPT arasında güçlü ve ters yönlü bir ilişki saptanmıştır. Yüksek GCV, düşük CPT'ye ve dolayısıyla artan kendiliğinden yanma riskine işaret etmektedir. Zonguldak kömürleri yüksek enerji verimine rağmen bu riske daha yatkındır. Ayrıca FCC arttıkça CPT düşmekte, oksidatif riskler artmaktadır.

Sonuç olarak, kömür politikalarında yalnızca kalorifik değer değil, CPT gibi güvenlik kriterleri de dikkate alınmalıdır. Riskli kömürler için havalandırma, nem kontrolü ve inert gaz kullanımı önerilmektedir. Gelecek çalışmalarda mineralojik yapı, tane boyutu ve nem içeriğinin etkileri de araştırılmalıdır.

KAYNAKLAR

Chalmers D, Lim A, Baume E, Holt P (2012) Control of spontaneous combustion in a pillar using a flexible membrane. Paper presented at: 14th United States/North American Mine Ventilation Symposium, 2012. Utah, USA, Dept of Mining Engineering, pp429-434 (2012).

Cliff D, Brady D, Watkinson M (2014) Developments in the management of spontaneous combustion in Australian underground coal mines. Paper presented at: Underground coal mines, 14th Coal Operators' Conference. Wollongong, NSW, Australia, Australian Institute of Mining and Metallurgy and Mine Managers' Association of Australia, pp 330-338 (2014)

Fang Kun. Safety Analysis of Polymer Materials Used in Coal Mines [J]. The Journal of North China University of Science and Technology, 2005, (01).

Industrial Fire Prevention (2015) The fire triangle, fire tetrahedron and dust explosion pentagon. http://industrialfireprevention.blogspot.co.uk/2010/04/fire-triangle and-fire-tetrahedron.html vp (Mar 2015).

Nalbandian H (2010) Propensity of coal to self-heat. CCC/172. London, UK, IEA Clean Coal Centre, 47 pp (Oct, 2010)

Onifade, M., & Genç, B. (2018). A review of spontaneous combustion of coal. International Journal of Mining Science and Technology, 28(6), 849–856.

pan, R. (2023). Thermal properties and microstructural evolution of coal spontaneous combustion . Department of Safety & Science Engineering, 1-8.

Qian Sifang. Research on safe use technology of polymer materials for coal mine reinforcement [J]. Shandong coal science and technology, 2016, (10).

Sasaki K, Wang Y, Sugai Y, Zhang X (2014) Numerical modelling of low rank coal for spontaneous combustion. Paper presented at: Underground coal mines, 14th Coal Operators' Conference. Wollongong, NSW, Australia, Australian Institute of Mining and Metallurgy and Mine Managers' Association of Australia, pp 344-349 http://ro.uow.edu.au/coal/ (2014)

Sengupta, D. (2016). Spontaneous Combustion of Coal: A Global Review. Journal of Sustainable Mining, 15(3), 123–131.

Wang Y, Sasaki K, Sugai Y, Zhang X (2014) Measurement of critical self-ignition temperatures of low rank coal piles. Paper presented at: Underground coal mines, 14 Coal Operators' Conference. Wollongong, NSW, Australia, Australian Institute of Mining and Metallurgy and Mine Managers' Association of Australia, pp 339-343 .

Zhang X (2013) Gaseous emissions from coal stockpiles. CCC/123. London, UK, IEA Clean Coal Centre, 29 pp (Jan 2013)

Zhang, Y., & Zhang, Y. (2022). Investigation of thermal behavior and hazards quantification in spontaneouscombustion fires of coal and coal gangue. Science of the Total Environment, 1-14.



CEVHER KARAKTERİZASYONU VE ZENGİNLEŞTİRME

ORE CHARACTERIZATION AND BENEFICIATION

ALÜMİNYUM İÇEREN CÜRUF ÜZERİNDE YAPILAN GERİ KAZANIM ÇALIŞMALARI

RECOVERY STUDIES ON SLAG CONTAINING ALUMINUM

O. A. Can [1,*] D. Durunesil [1], E. Samet [1], B. Köse [1], E. Ulu [1]

[1] *Argetest Cevher Zenginleştirme, Ar-Ge ve Analiz Hizmetleri*
*(*Sorumlu yazar: oguzcan@argetest.com)*

ÖZ

Bu makale, alüminyum içerikli cüruf numunesi üzerinde yapılan geri kazanım çalışmalarını kapsamaktadır. Kimyasal analiz sonucunda cüruf numunesinin %25,92 Al tenörüne sahip olduğu belirlenmiştir. Çeneli Kırıcı-eleme prosesinde +5 mm fraksiyonunda %17,72 verim ile %71,17 Al tenörüne sahip ürün elde edilmektedir. Merdaneli Kırıcı-eleme prosesinin dahil edildiği taktirde %48,72 verim ile %72,59 Al tenörüne sahip ürün elde edilmektedir. Geri kazanım çalışmaları kapsamında kırma-eleme prosesinden elde edilen ürünler ile devam eden süreç kuru, bant tipi orta alan şiddetli manyetik ayırıcı ve Eddy Current metal ayırıcıları ile yürütülmüştür. Farklı fraksiyonlarda yapılan zenginleştirme çalışmaları kapsamında (-20 +5) mm fraksiyonundan elde edilen manyetik ürün %8,65 verim ile %85,88 Al tenörüne sahip olurken, manyetik olmayan ürün ile yapılan Eddy Current metal ayırıcısında %84,15 verim ile %71,60 Al tenörüne sahip ürün elde edilmiştir. Yapılan çalışmalar ile birlikte yüksek saflıkta alüminyum geri kazanımı sağlanmıştır.

Anahtar Sözcükler: Alüminyum cürufu geri kazanımı, manyetik ayırma, eddy current ayırıcı

ABSTRACT

This article covers the recovery studies conducted on a slag sample containing aluminum. Base on the chemical analysis, the slag sample was determined to have an aluminum grade of 25.92%. In the jaw crusher and screening process, a product with an aluminum grade of 71.17% was obtained from the +5 mm fraction with a recovery of 17.72% When the roll crusher and screening process was included, a product with an aluminum grade of 72.59% was obtained with a recovery of 48.72%. As part of the recovery studies, the products obtained from the crushing and screening processes were further processed using a dry belt-type medium-intensity magnetic separator and eddy current separators. Within the enrichment studies carried out on different size fractions, the magnetic product obtained from the (-20 +5) mm fraction had a recovery of 8.65% and an aluminum grade of 85.88%. The non-magnetic product processed in the eddy current separator resulted in a recovery of 84.15% with an aluminum grade of 71.60%. As a result of the conducted studies, high-purity aluminum was recovered

Keywords: Aluminum slag recovery, magnetic separation, eddy current separator

GİRİŞ

Alüminyum en çok bulunan metallerden biri olup oksijen ve silikondan sonra dünya kabuğunda en fazla bulunan üçüncü elementtir. Doğal olarak serbest bir element olarak yeryüzü kabuğunda bulunmaz. Her alanda tercih edilen ve geniş kullanım alanına sahip olan alüminyum yeryüzü kabuğunda bulunan boksit madeninden elde edilmektedir. Farklı sektörlerde kullanılan alüminyum, geri kazanım yöntemleri ile ülke ekonomisine katkı sağlaması açısından birçok araştırma makale ve teknik çalışmanın konusu olmuştur (Nedim vd, 2018).

Bugün alüminyum, iki farklı metot ile üretilmektedir. Bunlardan ilki birincil alüminyum üretim yöntemi olan cevherden (boksit) ve ikincil üretim yöntemi olan hurda veya cüruftan geri dönüşüm yöntemidir. Alüminyum cürufu ise birincil ve ikincil alüminyum üretimi sonucu ortaya çıkan tehlikeli atıklardır (Nedim vd, 2018). Alüminyum cürufu, alüminyum, alüminyum oksit ile hurda ve alaşım elementleri ve kullanılan flakslara bağlı olarak diğer metal oksit, alkali ve halojenli bileşiklerden oluşur. Alüminyum cürufunun başlıca özelliği, var olan oksit zarlarından kafes benzeri yapılar oluşturarak, ergitme sırasında tiksotropik (durunca donan, sallanınca sıvılaşan) davranışı ile metal damlacıkları hapsetmektedir. Cüruf içinde hapsolan metal damlacıkları, ergitme sürecindeki metalik alüminyum kaybının temel nedenidir. Ancak cürufun içerdiği metal miktarı ile cüruftan kazanabilen metal miktarı, metal ergitme, cüruf soğutma ve cüruf ergitme işlemlerine bağlı olarak farklıdır (Onuralp ve Erman, 2013). Bu cüruflar alüminyum içeriğine göre beyaz ve kara cüruf olarak sınıflandırılır. Beyaz cüruf, yüksek alüminyum metali içermekte olup, birincil ve ikincil üretim sonucu alüminyum ergitilmesi sonucu ortaya çıkan atıktır. Kara cüruf ise düşük alüminyum metali içermekte olup, geri dönüşüm sonucu ortaya çıkan atıktır. Beyaz cüruf %15 ila %70 (ortalama %50) arasında geri dönüşebilir metalik alüminyum içerir (Nedim vd, 2018)

Boksitten bir ton alüminyum üretimi için yaklaşık 17000 kWh enerji gerekirken, geri dönüşümle aynı miktar alüminyum için 750 kWh enerji harcanmaktadır. İkincil alüminyum üretimini birincil üretim ile mukayese edersek boksitten üretilen enerji harcamasının yaklaşık %5'i kadar enerji harcanmakta ve sadece sera gazının %5'i kadarı çevreye atılmaktadır. Atığın gömülmek suretiyle bertaraf edilmesi, yerine bu atıkların atığın geri dönüştürülmesi sağlanmalıdır (Petavratzi ve Scott, 2012).

DENEYSEL ÇALIŞMALAR

Kırma-Eleme Çalışmaları

Yapılan geri kazanım çalışmalarında numune içeriğinin belirlenmesi için aqua regia çözmesi ile ICP-OES okuması yapılmıştır. Zenginleştirilmesi amaçlanan alüminyum cürufunun tenörünün kullanılan analiz cihazlarının dedeksiyon limitlerinin dışında kalması sebebiyle alüminyum değeri AAS'de okunmuştur. Kimyasal analizler AAS okumasında multi asit çözmesi ile AAS sonuçlandırma ve aqua regia çözmesi ICP-OES sonuçlandırması ile yapılmıştır.

Çizelge 1. Aqua regia çözmesi ICP-OES ve AAS okuması ile birlikte elde edilen kimyasal analiz sonuçları

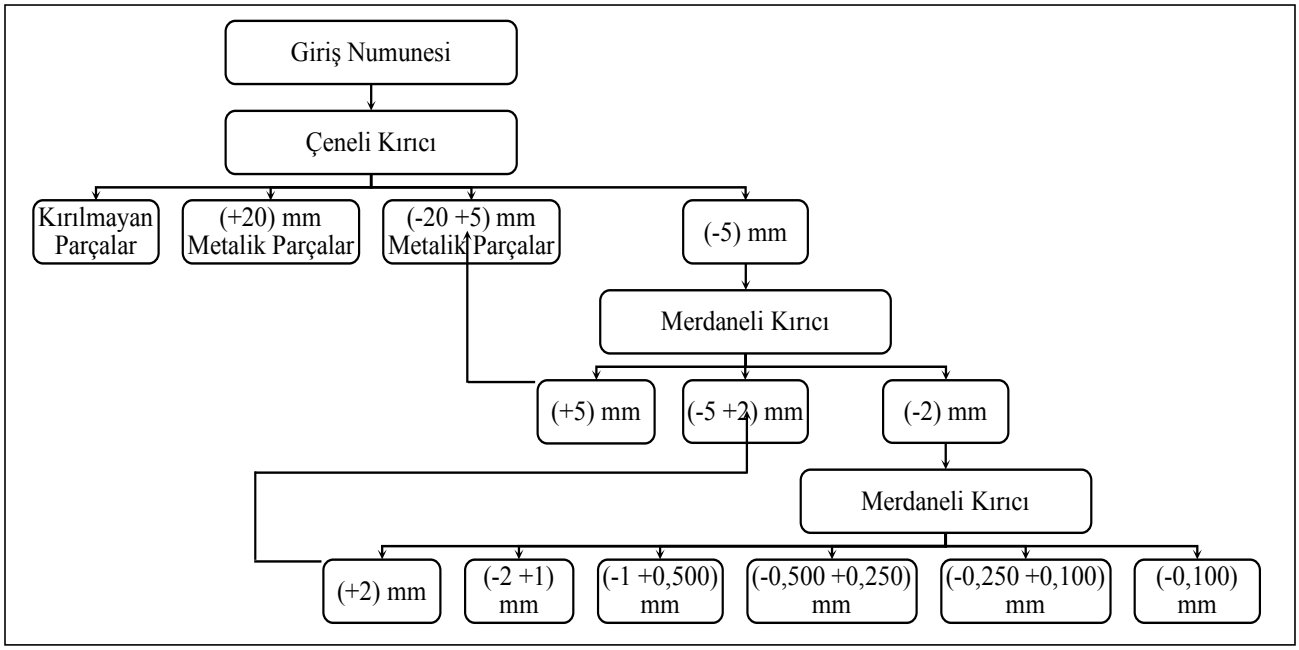
Al	25,92	%	Ag	<0,5	ppm	Hg	<5	ppm	Sr	8,03	ppm
Fe	1,04	%	As	<1	ppm	La	1,7	ppm	Th	<5	ppm
Ca	0,38	%	Ba	56,42	ppm	Mn	94,02	ppm	Tl	<5	ppm
Na	0,14	%	Be	<2	ppm	Mo	8,57	ppm	V	145,06	ppm
Mg	0,04	%	Bi	<5	ppm	Ni	32,79	ppm	W	<5	ppm
K	<0,01	%	Cd	<1	ppm	Pb	44,88	ppm	Zn	76,27	ppm
P	<0,01	%	Co	<1	ppm	Sb	12,5	ppm	Zr	22,03	ppm
S	<0,01	%	Cu	495,06	ppm	Sc	<1	ppm			
Ti	<0,01	%	Ga	60,47	ppm	Sn	<5	ppm			

Deneysel çalışmalarda öncelikle kırma-eleme ile kırılmayan metalik parçaların alınması daha sonra manyetik ayırma ve Eddy current separatörü deneyleri ile kırma prosesinde yassılaşan alüminyum cüruflarının alınması amaçlanmıştır. Eddy current separatörü deneyi kırma eleme prosesinden sonra elde edilen farklı fraksiyonlar üzerinde yapılmıştır.

Test yapılacak numune üzerinde öncelikle kırma prosesi uygulanmıştır. Serbest halde bulunmayan alüminyum cürufunun serbestleşmesini sağlamak üzere ilk kademe kırmada çeneli kırıcı tercih edilmiştir. Çeneli kırma devresinde eleme yapılarak kırılamayan ve metalik parçaların ayrılması, merdaneli kırıcıdaki oluşabilecek sıkışma gibi sorunların önüne geçilmesi ve herhangi bir zenginleştirme prosesine ihtiyaç duyulmadan, sadece kırma eleme devresi ile zenginleştirme yapılması amaçlanmıştır. Çeneli kırma sonrası ayrılan, kırılmayan parçalar tüm numuneye oranla ağırlıkça %0,97'sini oluşturmakla beraber %2,60 verim ile %69,49 tenörlü Al ve %25,90 verim ile %27,82 tenörlü Fe içermektedir. Çeneli kırıcı ürünü daha sonra manyetik ayırma yapılmak üzere 20 mm ve 5 mm'den elenmiştir ve -5 mm ile merdaneli kırıcıda kırmaya devam edilmiştir.

Merdaneli kırıcı devresinde, çeneli kırıcı ile daha serbest hale gelen cüruf numunesinin yassılaşması böylece tane boyutunun yassılaşarak büyümesi sebebiyle elek üzerinde kalması hedeflenmiştir. Görece daha ince cüruf tanelerinin aynı şekilde serbestleşmesi ve yassılaşarak tane boyutunun büyütülmesi amaçlanmıştır ve fraksiyonel çalışma hedeflenmiştir. Görece daha ince cüruf tanelerinin aynı şekilde serbestleşmesi ve yassılaşarak tane boyutunun büyütülmesi amaçlanmıştır ve fraksiyonel çalışma hedeflenmiştir. Yapılan kırma eleme devresinin akım şeması Şekil-1 de, kimyasal analiz sonuçları Çizelge-2'de verilmiştir.

Şekil-1. Kırma-Eleme devresi akım şeması

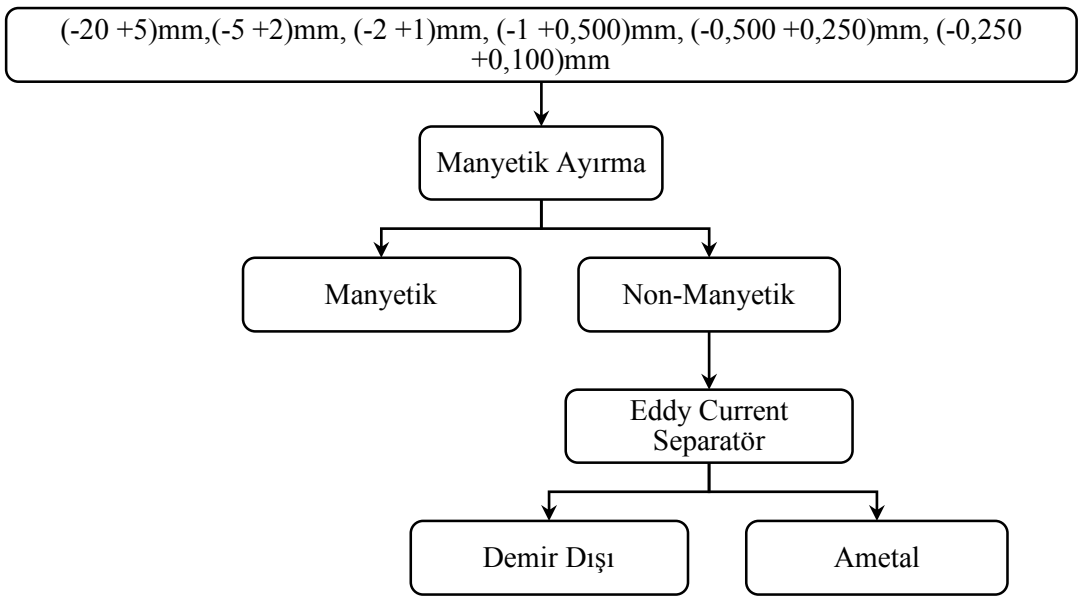


Çizelge-2. Kırma-eleme devresi fraksiyonel analiz sonuçları

Ürün		Al		Fe		Ca	
Cinsi	Ağırlık	Tenör	Verim	Tenör	Verim	Tenör	Verim
	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)
Kırılmayan Parçalar	0.97	69.49	2.69	27.82	25.57	0.36	0.36
(+20) mm Metalik Parçalar	0.32	74.08	0.95	0.16	0.05	0.04	0.04
(-20 +5) mm Metalik Parçalar	4.98	71.31	14.18	0.13	0.61	0.07	0.07
(-5 +2) mm	9.45	73.53	27.74	0.16	1.43	0.07	0.07
(-2 +1) mm	1.60	75.69	4.84	0.50	0.76	0.06	0.06
(-1 +0,500) mm	21.81	15.62	13.60	1.02	21.07	0.29	0.29
(-0,500 +0,250) mm	22.69	17.78	16.10	0.72	15.47	0.31	0.31
(-0,250 +0,100) mm	20.93	15.12	12.63	0.91	18.04	0.43	0.43
(-0,100) mm	17.25	10.56	7.27	1.04	16.99	0.81	0.81
Giriş	100,00	25,92	100,00	1,04	100,00	0,38	100,00

Manyetik Ayırma ve Eddy Current Separatörü Çalışmaları

Kırma-eleme devresinde elde edilen Kırılmayan Parçalar ve (+20) mm Metalik Parçalar ve (-0,100) mm fraksiyonu harici tüm fraksiyonlar ile manyetik ayırma ve eddy current separatörü deneyi yapılmıştır. Manyetik ayırma deneyleri 9000 Gauss manyetik alanda 150 rpm bant hızında yapılmıştır. Eddy current separatör deneylerinde ise 42 kutuplu mıknatısa sahip olmakla berabe bant hızı 60 rpm, rotor hızı 2436 rpm.olarak ayarlanmıştır. Kuru, bant tipi orta alan şiddetli manyetik ayırıcı deneyinin yapılmasının sebebi demir ile bağıl olabilecek alüminyum cürufunun zenginleştirilmesi aynı zamanda eddy current zenginleştirme ortamında manyetik alınganlığa sahip ürünlerin oluşturabileceği akım bozulmalarının önüne geçmektir. Manyetik ayırma çalışmalarıyla içerisindeki demirin alındığı numune ile eddy current separatörü deneyi yapılmıştır. Fraksiyonlar için ayrı ayrı çalışılan akım şeması Şekil-2'de verilmiştir. Yapılan çalışmaların kimyasal analiz sonuçları kümülatif olarak incelenmiştir ve sonuçları Çizelge-3'de verilmiştir.



Şekil-2. Manyetik ayırma ve eddy current separatör deneylerinin ortak akım şeması

Çizelge-3. Manyetik ayırma ve eddy current separatör deneylerinin kümülatif kimyasal analiz sonuçları

Ürün			Al		Fe		Ca	
Cinsi (%)		Ağırlık (%)	Tenör (%)	Verim (%)	Tenör (%)	Verim (%)	Tenör (%)	Verim
Kırılmayan Parçalar		0,97	69,49	2,60	27,82	25,90	0,36	0,93
(+20) mm Metalik Parçalar		0,32	74,08	0,92	0,16	0,05	0,04	0,03
(-20 +5) mm	Manyetik	0,36	85,88	1,18	0,15	0,05	0,06	0,06
	Demir Dışı	4,17	71,60	11,53	0,13	0,52	0,07	0,77
	Ametal	0,45	57,01	0,99	0,12	0,05	0,07	0,08
(-5 +2) mm	Manyetik	1,02	80,45	3,18	0,28	0,28	0,07	0,19
	Demir Dışı	7,50	76,27	22,07	0,11	0,79	0,05	0,99
	Ametal	0,93	43,81	1,57	0,40	0,36	0,10	0,25
(-2 +1) mm	Manyetik	0,19	79,75	0,59	1,50	0,28	0,08	0,04
	Demir Dışı	1,23	77,49	3,67	0,35	0,41	0,04	0,13
	Ametal	0,18	59,21	0,42	0,6	0,08	0,09	0,04
(-1 +0,500) mm	Manyetik	2,96	15,75	1,80	2,23	6,34	0,59	4,63
	Demir Dışı	1,18	65,17	2,96	0,32	0,36	0,14	0,44
	Ametal	17,67	18,63	12,70	0,86	14,58	0,25	11,70
(-0,500 +0,250) mm	Manyetik	3,69	14,64	2,09	2,13	7,55	0,56	5,48
	Demir Dışı	2,10	23,65	1,91	0,62	1,25	0,22	1,22
	Ametal	16,90	16,57	10,81	0,43	6,97	0,27	12,08
(-0,250 +0,100) mm	Manyetik	6,02	15,40	3,58	1,83	10,58	0,51	8,62
	Demir Dışı	0,30	17,57	0,20	1,06	0,30	0,29	0,23
	Ametal	14,60	14,55	8,20	0,53	7,41	0,39	15,08
(-0,100) mm		17,25	10,56	7,03	0,96	15,89	0,81	37,01
Giriş		100,00	25,92	100,00	1,04	100,00	0,38	100,00

SONUÇLAR

Deney sonuçları incelendiğinde zenginleştirme prosesine girmeden, sadece kırma-eleme devresinde "Kırılmayan Parça" %69,49 tenöre sahip olurken %2,60 verim ile alınmıştır ve "+20 mm" %74,08 tenöre sahip olurken %0,92 verim ile alınmıştır. Kırılmayan parça ve +20 mm numunelerinin merdaneli kırıcıdan önce alınmış olması merdaneli kırıcıda oluşabilecek sıkışmaların önüne geçerken aynı zamanda iki ürün birlikte değerlendirildiğinde %3,52 verim ile, tüm numunenin %1,29'u olacak şekilde %70,63 tenörlü zenginleştirme prosesine ihtiyaç duymadan değerli ürün elde edilmiştir. Cüruf numunesi fraksiyonel olarak incelendiğinde

alüminyum cürufunun üst fraksiyonlarda alt fraksiyonlara oranla daha yüksek miktarda olduğu, merdaneli kırıcının alüminyum cürufunun yassılaşmasını sağladığı, yassılaşan alüminyum cürufunun sadece kırma-eleme devresinde zenginleştirilebildiği çıkarımı yapılmıştır. Sadece kırma-eleme devresiyle kırılmayan parçalar ve (-20 +1) mm fraksiyonu birlikte %50,40 verim ile %72,88 Al tenörüne sahip ürün elde edilmiştir.

Kırma-eleme devresinde zenginleşen ürünlerin tenörlerini arttırabilmek amacıyla kuru bant tipi orta alan şiddetinde manyetik ayırma ve eddy current separatör deneyleri yapılmıştır. (-20 +5)mm ve (-5 +2) mm fraksiyonlarında düşük demir tenörüne rağmen manyetik ayırma deneylerinde eddy current separatör deneyine kıyasla daha iyi sonuçlar elde edilirken, kalan fraksiyonlara yapılan eddy current separatör deneylerinde daha iyi sonuçlar alınmıştır.

Zenginleştirme prosesinde önce manyetik ayırma yapılması, yapılacak olan eddy current separatör deneyine manyetik özelliğe sahip numunelerin girmesini engellemiştir. Böylece eddy current separatör deneyindeki zenginleştirme ortamı daha sağlıklı hale gelmiştir. Fraksiyonel olarak çalışılan ürünler ile yapılan kuru bant tipi orta alan şiddetinde manyetik ayırma ve eddy current separatör deneyleri fraksiyonel olarak incelendiğinde tane boyutunun incelmesiyle yapılan deneylerin veriminin düştüğü gözlemlenmiştir Serbestleşmenin ince tanede tam sağlanamamış olması ince tanede yapılan deneylerin verimini doğrudan etkilemektedir. İnce tane boyutunda manyetik ayırmada yaş proses daha uygun olmaktadır ancak alüminyum cürufunun su ile etkileşimi sonucunda Alüminyum Nitrür, Alüminyum Karbür gibi zehirli gazlar ortaya çıkabilmektedir.

Alüminyum cürufu, tek tip bir malzeme değildir. Metalik alüminyum tanecikleri, alüminyum oksitler (Al2 O3), nitrürler (AlN), karbürler (Al4C3) ve kullanılan flakslardan (tuzlardan) arta kalan kalıntılar gibi birçok farklı bileşenden oluşan heterojen bir karışımdır. Manyetik demir parçacıkları, cürufun gözenekli ve karmaşık yapısı içinde dağılmış haldedir. Bu yapısal özellik, mıknatısın sadece demir parçasını değil, ona yapışık veya çevrelenmiş olan tüm cüruf bloğunu çekmesine neden olur. Manyetik ayırma ile alınabilen alüminyum, malzemenin kendisinin manyetik olmasından değil, içine hapsolmuş demir veya çelik gibi manyetik kirleticilerden kaynaklanmıştır.

Satılabilir alüminyum cürufunun içeriği ve hatta tane boyutu satılacak veya kullanılacak sektör için farklılık göstermektedir. Ancak özellikle %40-70 arası Al içeriği olan cürufların ikincil alüminyum üretimine uygun olduğu vurgulanır (Tsakiridis el al. 2013). Elde edilen tüm ürünler kimyasal analiz sonuçları göz önünde bulundurularak değerlendirildiğinde sadece kırma ve eleme devresiyle %50,40 verim ile %72,88 Al tenörüne sahip ürün elde edilmiştir ve geriye %49,60 verim ile %15,03 Alüminyum tenörüne sahip ürün kalmıştır. (-1 +0,500) mm, (-0,500 +0,250) mm, (-0,250 +0,100) mm fraksiyonlarına yapılan manyetik ayırma ve eddy current separatör deneylerinin ametal ürünleri ve (-0,100) mm fraksiyonu harici değerlendirildiğinde %61,27 verim ile %47,28 Alüminyum tenörüne sahip satılabilir ürün elde edilmiştir.

Görece ince tanelerde, tesise uygulanabilirliği göz önünde bulundurularak serbestleşememiş alüminyum cüruflarının serbestleşmesi, sünek yapısından yararlanılarak yassılaştırılması amacıyla bir kademe daha merdaneli kırıcı ya da istenilen cüruf şeklinin sağlanabileceği koşullara dikkat edilerek çubuklu değirmen kullanılarak deneylere devam edilmektedir.

KAYNAKÇA

Çelik Endüstrisi için Alüminyum Cüruflarından Flaks Üretimi.Yüksek Lisans Tezi, Karabük Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Metalurji ve Malzeme Mühendisliği Anabilim Dalı.

Alüminyum Cüruflarının Değerlendirilmesi ve Kalsiyum Alüminat Sentetik Cüruf Yapıcı Üretimi Yüksek Lisans Tezi, Karabük Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Metalurji ve Malzeme Mühendisliği Anabilim Dalı.

Petavratzi E and Scott W., Residues from aluminium dross recycling in cement Characterisation of Minearl wastes, resources and processing Technologies, November 2007, pp.1-8.

(P.E. Tsakiridis Aluminium salt slag characterization and utilization – A review" Journal of Hazardous Materials 217– 218 (2012) 1– 10)

INVESTIGATING HEMATITE PROCESSING VIA A COMBINED CIRCUIT OF GRAVITY, MAGNETIC SEPARATION, AND REVERSE FLOTATION

M. Zare [1,*], A. Dehghani [2], A. H. Baladastian [3], M. Saghaeian [4], V. Sheikhzadeh [5]

[1] *R&D Manager, Fakoor Sanat Tehran Company, Tehran, Iran.*
*(*Corresponding Author: M.Zare@fstco.com)*
[2] *Senior Processing Engineering, R&D Department, Fakoor Sanat Tehran Company, Tehran, Iran*
[3] *Mineral Processing Expert, R&D Department, Fakoor Sanat Tehran Company, Tehran, Iran*
[4] *Technical Chairman, Fakoor Sanat Tehran Company, Tehran, Iran.*
[5] *Managing Director, Fakoor Sanat Tehran Company, Tehran, Iran.*

ABSTRACT

Magnetite, the primary component of Iran's iron ore reserves, is depleting, making hematite processing crucial for stabilizing the steel production chain. To address this, two hematite samples from Iran's central region, Sample-1 (Fe: 36%, FeO: 0.22%) and Sample-2 (Fe: 39.6%, FeO: 1.39%), with LOI < 10%, were prepared for laboratory testing. The study focused on Wet High-Intensity Magnetic Separation (WHIMS), Spiral separation, and flotation under various conditions to produce iron concentrate with a minimum Fe grade of 60%.

For Sample-A, using Spiral separation as a rougher stage and two stages of WHIMS for rougher tailings increased the Fe grade to 58%. Subsequent silica reduction via reverse flotation achieved a final concentrate with 60% Fe grade and 31% weight recovery. For Sample-B, the same process yielded a final concentrate with 60.7% Fe grade and 41.86% weight recovery.

The results demonstrate that for hematite with typical compositions (Fe ≈ 35%, FeO < 0.5%), a combined circuit of Spiral separation, WHIMS, and reverse flotation can produce iron concentrates with a minimum Fe grade of 60% and a weight recovery of approximately 30%. This approach offers a viable solution to compensate for magnetite ore depletion and sustain Iran's steel production.

Keywords: Hematite iron ore, High Intensity Magnetite Separation, Spiral, Reverse Flotation

INTRODUCTION

In recent years, global demand for iron ore has surged, driven by technological advancements in the steel industry [1]. This increasing demand, coupled with the continuous depletion of high-grade mineral resources, has made iron deposits increasingly scarce. Consequently, major global iron and steel producers are compelled to seek new iron sources to replace depleting high-grade mines and reduce the cost of their final product [2]. In this context, significant research efforts have been directed toward the utilization of low-grade and secondary iron sources. The beneficiation of low-grade hematite iron ores has received considerable attention due to the exhaustion of high-grade reserves and rising worldwide demand for steel-making. Directly smelting low-grade ores in blast furnaces or via direct reduction methods presents significant operational challenges. These include increased energy consumption, reduced furnace capacity, higher iron loss, and process inefficiencies resulting from excessive slag formation [3].

Producing high-quality concentrates with elevated iron content and low impurity levels from low-grade ores requires two key conditions: the maximum possible liberation of valuable minerals and the precise exploitation of differences in their properties, such as density, magnetic susceptibility, and surface chemistry. A prominent technological trend in processing iron ores involves regrinding and a combination of separation techniques, notably integrating gravitational and flotation methods with magnetic separation to enhance efficiency and recovery [4, 5, 6, 7].

For low-grade and hematite iron ore beneficiation, developing an optimized flow sheet is essential to maximize iron concentrate grade and recovery while minimizing operational costs. The selection of appropriate beneficiation methods is strongly influenced by the ore's physical and chemical properties, including its mineralogy, specific gravity, and magnetic characteristics [8]. Gravity separation remains a fundamental technique in mineral processing due to its low cost, operational simplicity, ease of control, and environmentally friendly nature [9]. It is particularly effective for coarse-grained ores where a sufficient density difference exists between hematite and gangue minerals. Magnetic separation is another cornerstone technique, often used in combination with gravity methods or as a standalone unit operation. A range of magnetic separators is employed on an industrial scale; including drum separators, disc separators, and Wet High-Intensity Magnetic Separators (WHIMS); selected based on the magnetic properties (ferromagnetic, paramagnetic, or diamagnetic) of the target ore [10, 11].

The present study investigates the processing of two representative hematite samples from central Iran, with Fe contents of 36% and 39.6%, low FeO levels (0.22% and 1.39%, respectively), and LOI < 10%. The proposed processing flowsheet includes Spiral separation as the initial roughing stage, followed by two stages of WHIMS on the rougher tailings, and finally reverse flotation for final concentrate cleaning. This integrated approach builds upon established beneficiation practices and aims to achieve a final concentrate Fe grade of at least 60%, as demonstrated in similar research contexts [5]. The strategic importance of this study lies in its potential to support Iran's transition from magnetite-based feedstocks to hematite ores in steel production. As magnetite resources continue to diminish, adopting efficient hematite beneficiation flowsheets is essential for sustaining the iron and steel supply chain in the long term [3, 1].

EXPERIMENTAL STUDIES

To evaluate the beneficiation potential of low-grade hematite ores, two representative samples from central Iran were subjected to bench-scale testing under controlled laboratory conditions. Sample A (Fe: 36.09%, FeO: 0.22%) and Sample B (Fe: 39.56%, FeO: 1.39%) were both characterized by relatively high silica contents (36.99% and 20.86%, respectively) and a particle size distribution of K_{80} = 120 µm. Table 1 presents the XRF analysis results for the two samples under investigation.

Table 1. The XRF analysis results for the two samples

Sample	Fe (%)	FeO (%)	SiO_2 (%)	SO_3 (%)	P_2O_5 (%)	Al_2O_3 (%)	CaO (%)	LOI (%)
A	36.09	0.22	36.99	0.61	0.1	2.68	0.44	5.3
B	39.56	1.39	20.86	0.05	0.07	1.19	5.9	9.39

Based on mineralogical and liberation characteristics, multiple flowsheets were developed to assess the effectiveness of different separation technologies; namely spiral concentrators, Wet High-Intensity Magnetic Separation (WHIMS), and reverse flotation, in upgrading iron content. The reason for selecting these methods are as follows:

Spiral:

The spiral concentrator is a gravity separation device that exploits the difference in density between valuable heavy minerals (hematite, Fe_2O_3) and lighter gangue minerals (primarily silica, SiO_2). A slurry of the ground ore is fed to the top of a spiraling trough. As it flows downward, centrifugal force, gravity, and hydrodynamic drag act on the particles. The denser hematite particles migrate toward the inner part of the spiral, while the lighter silica particles are carried to the outer rim by the water flow.

Wet High-Intensity Magnetic Separator (WHIMS):

The WHIMS is designed to separate particles based on their magnetic susceptibility. It generates a high-intensity magnetic field, typically through an electromagnetic coil, which can attract paramagnetic minerals like hematite. The ore slurry passes through a matrix (e.g., grooved plates or steel wool) located within the magnetic field. The paramagnetic hematite particles are magnetically attracted and held to the matrix, while diamagnetic gangue minerals such as quartz are washed through as non-magnetic tailings.

Reverse Flotation:

Reverse flotation is a surface-chemistry-based separation process, which was employed as a final cleaning stage. In this process, the hematite concentrate from previous stages is ground to a finer size to ensure liberation and is then conditioned with specific reagents. A collector reagent is added to selectively render the gangue minerals (chiefly silica) hydrophobic (water-repelling). When air is bubbled through the slurry, the hydrophobic silica particles attach to the air bubbles and float to the surface to be removed as froth. The valuable hematite, which remains hydrophilic (water-attracting), stays in the pulp and is reported as the final, high-grade iron concentrate

Flowsheet Design for Sample A

Four distinct beneficiation circuits were designed for Sample A to investigate how different process combinations affect concentrate quality and recovery. Figure 1 shows the circuits tested for Sample A.:

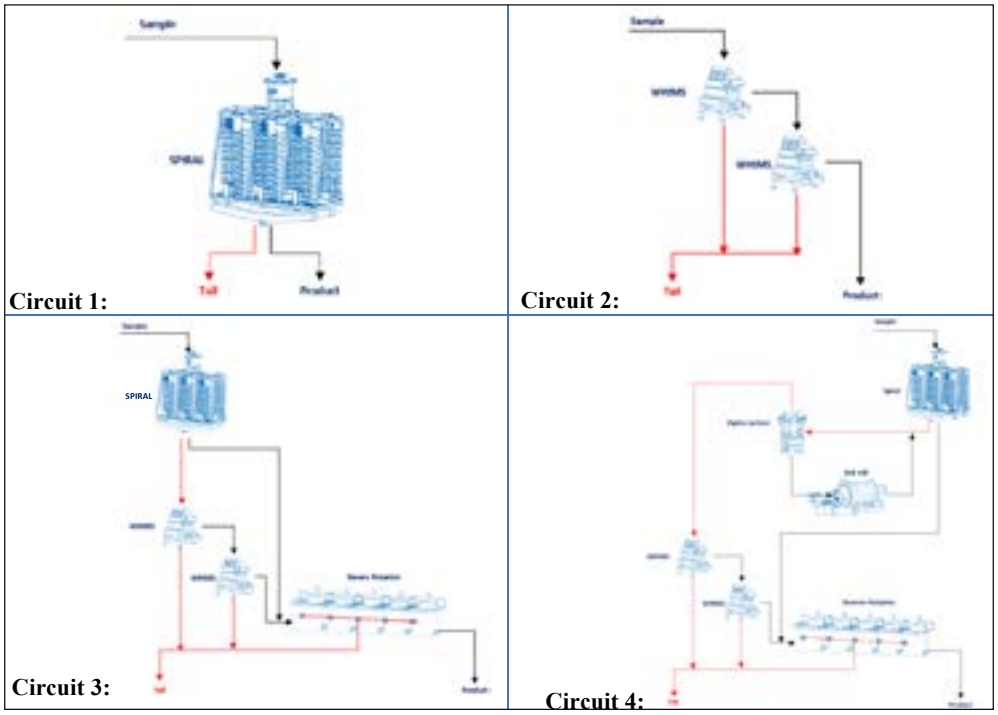


Figure 1. beneficiation circuits were evaluated for Sample A

• **Circuit 1** consisted of a single-stage spiral concentrator used as a rougher. This basic gravity-based approach served as a benchmark to evaluate the limitations of gravity separation alone for low-grade hematite with high silica content.

• **Circuit 2** employed WHIMS in a two-stage configuration (rougher followed by cleaner) without any prior gravity separation. This circuit tested the magnetic response of the sample without initial density-based separation.

• **Circuit 3** integrated gravity and magnetic separation, starting with a spiral rougher. The tailings from the spiral stage were subjected to WHIMS (rougher and cleaner), and the concentrates from both the spiral and the cleaner WHIMS stages were combined and further upgraded using reverse flotation. This setup targeted improved Fe recovery by capturing both coarser and finer hematite particles.

• **Circuit 4** followed the same configuration as Circuit 3, with the key difference being that spiral tailings were reground to K_{80} = 60 µm prior to magnetic separation. This additional grinding step aimed to enhance mineral liberation, especially of finely interlocked hematite, thereby improving WHIMS and flotation performance.

Flowsheet Design for Sample B

Three beneficiation circuits were developed for Sample B to assess how different combinations of gravity and magnetic separation perform on a sample with higher Fe and FeO contents. Figure 2 shows the circuits tested for Sample B.

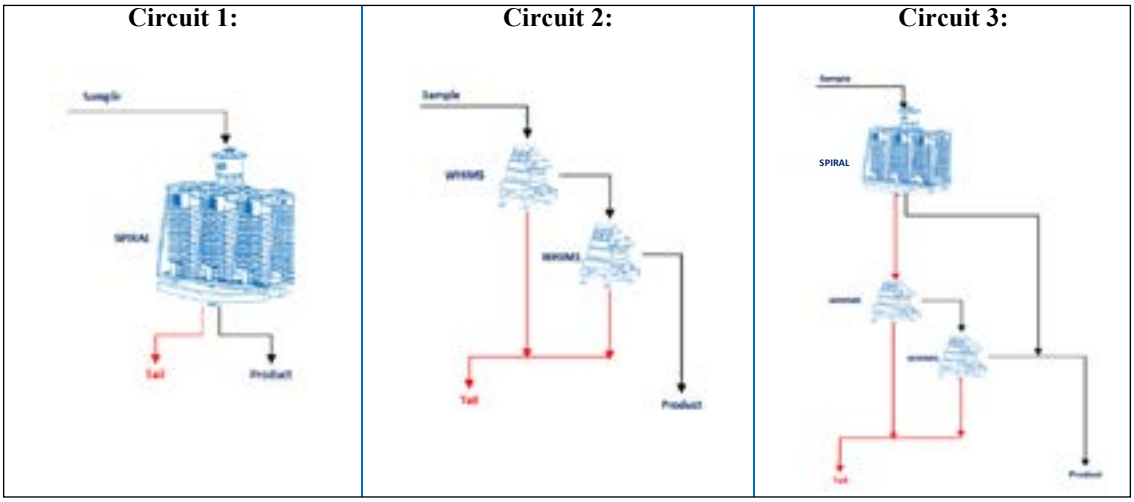


Figure 2. beneficiation circuits were evaluated for Sample B

• **Circuit 1** involved only a single-stage spiral concentrator. This setup tested the efficiency of gravity separation in ores with relatively higher natural iron content.

• **Circuit 2** included a spiral rougher stage, followed by WHIMS (rougher and cleaner) applied to the spiral tailings. The concentrates from both the spiral and WHIMS cleaner stages were blended as the final product. This flowsheet was designed to utilize both gravity and magnetic properties of the ore while minimizing processing steps.

• **Circuit 3** featured only magnetic separation through a two-stage WHIMS setup (rougher and cleaner), targeting magnetic particles across all size ranges and simplifying circuit complexity.

Testing Procedure

All separation tests were conducted at laboratory scale using standardized equipment. Spiral concentration was performed using a laboratory spiral concentrator adjusted for hematite gravity separation. WHIMS was carried out using a high-intensity magnetic separator operated at optimal field strength for hematite recovery. For flotation, a reverse cationic flotation protocol was applied, using amine-based collectors and starch as a depressant for iron minerals. Regrinding, where applicable, was conducted in a laboratory ball mill to reach a target K_{80} of 60 µm.

The performance of each circuit was evaluated based on product Fe grade, weight recovery, Fe recovery, and SiO_2 content in the final concentrate. These results were then compared to assess the technical feasibility of each flowsheet and to identify the most effective circuit for each sample type. The findings are detailed and discussed in the next section.

The results from each configuration were analyzed in terms of Fe grade, recovery, and gangue rejection. These outcomes form the basis of the performance comparison discussed in the following section.

RESULTS AND DISCUSSION

The objective of the experimental program was to evaluate the effectiveness of various flowsheet configurations in upgrading these hematite ores to a minimum concentrate grade of 60% Fe. The testing focused on a combination of Spiral Separation, Wet High-Intensity Magnetic Separation (WHIMS), and Reverse Cationic Flotation. The characteristics of Samples A and B are as follows:

Sample A: **Fe**: 36.09%, **FeO**: 0.22%, **SiO_2**: 36.99%, **Ratio (Fe/FeO)**: 164, **K_8**: 120 µm.

Sample B: **Fe**: 39.56%, **FeO**: 1.39%, **SiO_2**: 20.86%, **Ratio (Fe/FeO)**: 28.5, **K_8**: 120 µm.

Sample A

Given the relatively low Fe grade and high silicate content of Sample A (SiO_2 = 36.99%), the circuits were designed progressively to assess the impact of increasing process complexity on separation performance. The initial circuits (1 and 2) evaluated the individual effectiveness of gravity and magnetic separation, while Circuits 3 and 4 incorporated staged processing; combining spiral, WHIMS, and flotation; to enhance both Fe recovery and gangue rejection. The inclusion of regrinding in Circuit 4 aimed to improve mineral liberation prior to magnetic separation and flotation, thus targeting a high-grade final concentrate from a challenging feed. Four circuits were tested on this sample, and the results are presented in Table 2.

Table 2. Final test results for each beneficiation circuit tested on Sample A

Circuit	Product Fe (%)	Weight Recovery (%)	Fe Recovery (%)
1	59.31	6.81	11.30
2	58.03	33.81	54.22
3	59.60	31.30	51.58
4	59.99	29.64	49.14

- **Circuit 1**, based solely on gravity concentration, produced a high-grade product (59.31% Fe) but recovered only 11.3% of the total Fe, highlighting its poor efficiency in treating this sample with relatively fine particles and high SiO_2 content (36.99%). It served as a baseline reference.

• **Circuit 2**, using only WHIMS in a two-stage configuration, achieved the highest Fe recovery (54.22%) with a moderate product grade (58.03%). This demonstrates the suitability of magnetic separation for moderately liberated magnetite-bearing particles in this ore. Its estimated SE was also the highest (87.22%).

• **Circuit 3**, combining spiral and WHIMS stages followed by flotation, improved the product grade to 59.60% while maintaining Fe recovery (51.58%). The flotation stage helped remove silicate impurities from the magnetic concentrate, enhancing overall concentrate quality.

• **Circuit 4** added a regrinding step (K_{80} = 60 µm) prior to WHIMS to increase liberation of fine particles in the spiral tailing. The final product had the highest Fe grade (59.99%) and a reasonably high Fe recovery (49.14%). This circuit demonstrated the benefit of regrinding to enhance flotation selectivity and concentrate quality.

• The lowest SiO_2 content (4%) was achieved in Circuit 4, attributed to improved liberation through regrinding prior to WHIMS and subsequent flotation. Circuit 3, without regrinding, resulted in a slightly higher SiO_2 grade (5%). Circuits 1 and 2 produced higher silica levels, indicating limited efficiency in silicate rejection without flotation or adequate mineral liberation.

Overall, Circuit 2 was the most effective for maximizing Fe recovery, while Circuits 3 and 4 achieved a better balance between Fe grade and recovery, especially where a high-grade product is desired.

Sample B

Sample B, with its higher initial Fe grade and lower gangue content (SiO_2 = 20.86%), presented a more favorable feed for beneficiation. The tested circuits were structured to evaluate the comparative effectiveness of gravity, magnetic, and combined separation methods. Circuit 1 served as a gravity-based benchmark, while Circuits 2 and 3 introduced WHIMS—either in conjunction with spiral or as a standalone configuration; to improve Fe recovery from finer and moderately magnetic fractions. The circuit designs aimed to determine the optimal balance between recovery and concentrate purity in a relatively cleaner ore.

Three circuits were tested on this sample, and the results are presented in Table 3.

Table 3. Final test result for each beneficiation circuit tested on sample B

Circuit	Product Fe (%)	Weight Recovery (%)	Fe Recovery (%)
1	65.30	10.71	17.71
2	59.93	42.06	64.21
3	60.70	41.86	64.86

• **Circuit 1**, based on single-stage spiral separation, produced the highest Fe grade (65.30%) but at a very low recovery (17.71%). This is consistent with a typical gravity process favoring coarse, liberated, high-density hematite grains while discarding fine or lower-density magnetic minerals. The low separation efficiency (SE = 29.52%) indicates substantial Fe losses to tailing, despite the excellent selectivity.

• **Circuit 2** introduced magnetic separation (WHIMS) for recovering the spiral tailings, which greatly increased Fe recovery to 64.21%. Although the Fe grade dropped to 59.93%, this result reflects a more comprehensive recovery of moderately magnetic particles and lower-density Fe minerals. The final concentrate, combining spiral and WHIMS products, was moderately upgraded (upgrade ratio = 1.51), and the SE rose dramatically to 96.55%, reflecting a balanced performance between grade and recovery.

• **Circuit 3**, a WHIMS-only route (two stages: rougher and cleaner), achieved the highest Fe recovery (64.86%) and the highest separation efficiency (SE = 99.73%), suggesting nearly complete capture of magnetic Fe-bearing minerals. The concentrate grade (60.70%) and upgrade ratio (1.53) were slightly higher than in Circuit 2. This indicates that the WHIMS circuit alone was highly effective for this ore type, possibly due to its relatively high magnetic FeO content (1.39%) and lower silicate interference.

Circuit 1 yielded the lowest SiO_2 grade (5%), likely due to the preferential recovery of coarse, liberated particles. In Circuits 2 and 3, SiO_2 grades ranged from 5–8%, reflecting the increased recovery of finer particles by WHIMS, albeit with higher gangue entrainment in the absence of a flotation stage.

CONCLUSION AND RECOMMENDATIONS

This study evaluated the beneficiation potential of two low-grade hematite samples from central Iran using different configurations of Spiral separation, Wet High-Intensity Magnetic Separation (WHIMS), and reverse flotation. The findings highlight the importance of tailored circuit design based on ore characteristics, particularly Fe content, FeO presence, and gangue mineralogy.

For Sample A (Fe = 36.09%, FeO = 0.22%), a progressive circuit including spiral rougher, WHIMS on spiral tailings, and reverse flotation achieved a final concentrate grade of 59.99% Fe with 29.64% weight recovery. Regrinding prior to WHIMS (Circuit 4) significantly reduced SiO_2 to 4%, indicating improved liberation and effective gangue rejection. In contrast, circuits with gravity or magnetic separation alone were less effective in meeting grade–recovery targets, particularly due to the high silicate content of the feed.

For Sample B (Fe = 39.56%, FeO = 1.39%), a relatively simpler flowsheet yielded superior performance. A two-stage WHIMS circuit (Circuit 3) achieved 60.7% Fe with 41.86% weight recovery and an SiO_2 content of 5–8%, demonstrating the effectiveness of magnetic separation in ores with moderate magnetite content and lower gangue levels. While spiral separation alone provided high Fe grade (65.3%), it suffered from poor recovery (17.71%), underscoring the limitations of gravity separation for finer and weakly magnetic hematite particles.

Overall, the results confirm that a combined approach integrating Spiral, WHIMS, and flotation is essential to achieving marketable iron concentrate grades (≥60% Fe) from low-grade hematite ores. The inclusion of regrinding and reverse flotation proved particularly beneficial for silicate-rich feeds. These flowsheet strategies offer a technically viable path for mitigating the declining availability of magnetite resources and supporting the long-term sustainability of Iran's iron and steel industry. More importantly, they present a compelling economic advantage by transforming low-grade domestic hematite ores; previously considered uneconomical; into a valuable material. By reducing reliance on expensive magnetite concentrates or imported ores, this approach enhances supply security and provides a cost-effective foundation for supporting the long-term sustainability and competitiveness of the steel industry.

REFERENCES

[1] Guo, Z. and Z. Fu, "Current situation of energy consumption and measures taken for energy saving in the iron and steel industry in China", Enrgy, 2010, 35, 4356-4360.

[2] Li, C., Sun, H., Bai, J. and Li, L., "Innovative methodology for comprehensive utilization of iron ore tailings: Part 1. The recovery of iron from iron ore tailings using magnetic separation after magnetizing roasting", Journal of hazardous materials, 2010, 174, 71-77

[3]. Feinman, J. (1999). Direct reduction and smelting processes. In: Wakelin D. (Ed.). Making, Shaping and Treating of Steel - Ironmaking Volume. 11th ed. AISE Steel Foundation, Pittsburgh, Pensylvania. pp. 741- 780.

[4] Trushko, V. L.; Dashko, R. E.; Kuskov, V. B.; Kornev, A. V.; Klyamko, A. S. Preparation of iron ore raw materials for metallurgical processing. J. Min. Inst. 2011, 194, 120– 123

[5] Sizyakov, V. M.; Vlasov, A. A.; Vlasov, A. A.; Bazhin, V. Y. Strategy tasks of the russian metallurgical complex. Tsvetnye Met. 2016, 1, 32– 37, DOI: 10.17580/tsm.2016.01.05

[6] Donskoi, E.; Poliakov, A.; Holmes, R.; Suthers, S.; Ware, N.; Manuel, J.; Clout, J. Iron ore textural information is the key for prediction of downstream process performance. Miner. Eng. 2016, 86, 10– 23, DOI: 10.1016/j.mineng.2015.11.009

[7] Klyamko, A. S.; Trushko, V. L.; Kuskov, V. B. Increasing the competitiveness of iron ore products based on the integrated use of mineral raw materials. J. Min. Inst. 2012, 197, 245– 249

[8] B. A. Wills and J. A. Finch, "Classification," Wills' Mineral Processing Technology, no. 1993, pp. 199–221, 2016, doi: 10.1016/B978- 0-08-097053-0.00009-1.

[9] S. Roy, "Recovery Improvement of Fine Iron Ore Particles by Multi Gravity Separation," The Open Mineral Processing Journal, vol. 2, no. 1, pp. 17–30, Jun. 2009, doi: 10.2174/1874841400902010017.

[10] J. S. Guiral-Vega, L. Pérez-Barnuevo, J. Bouchard, A. Ure, É. Poulin, and C. Du Breuil, "Particle-based characterization and classification to evaluate the behavior of iron ores in drum-type wet low-intensity magnetic separation," Miner Eng, vol. 186, p. 107755, Aug. 2022, doi: 10.1016/j.mineng.2022.107755.

[11] C. Bazin, R. Sista, B. Légaré, J. Caron, and F. Lavoie, "Investigation of the effect of mineral composition and size on particle separation in Wet low and high intensities magnetic separators: An industrial case," Miner Eng, vol. 218, p. 109003, Nov. 2024, doi: 10.1016/j.mineng.2024.109003.

MERMER ATIKLARINDAN GRANAT KAZANIMI

GARNET BENEFICIATION FROM MARBLE WASTE

İ. C.Kavak [2*], N. A. Aydoğan[1,2], M. Kademli [1,2], H. Dündar[1,2], P. K. Ayman [2]

[1]Hacettepe Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü
[2] *Romplus Madencilik Yazılım Danışmanlık Sanayi ve Ticared L.t.d. Ş.t.i.*
(Sorumlu yazar: kavakcaner@gmail.com)*

ABSTRACT

The abrasive properties, utility in water filtration, and application in water cutting jets underscore the physical characteristics of garnet minerals, driving increased industrial demand. Consequently, operations that produce fine-grained, concentrated garnets are becoming increasingly vital. This study investigates the enrichment (gravity separation and magnetic separation) and analysis of garnet samples recovered from marble quarry waste from two distinct geographical regions: Region A and Region B To optimize the recovery process, a series of experimental studies were conducted. Initially, shaking table experiments were performed on garnet ore samples of varying particle sizes to determine the most effective size fractions for gravity separation. The optimal results were obtained with the -300 +106µm size fraction. To identify the optimal magnetic intensity for achieving maximum garnet concentration, magnetic separation tests were subsequently carried out, with the magnetic field strength systematically varied through 5000 Gauss, 4500 Gauss, 3500 Gauss, and 1500 Gauss. Following these studies, the results showed that Region A yielded garnet with a grade of 80.33% at a recovery rate of 51.78%, and Region B yielded garnet with a grade of 79.22% at a recovery rate of 81.77%.

Keywords: Garnet, Magnetic Separation, Gravity Separation, Characterization

ÖZ

Granat minerallerinin aşındırıcı özellikleri, su filtrasyonundaki faydası ve su jeti kesimindeki uygulamaları, endüstriyel talebi artırmaktadır. Bu nedenle, ince taneli ve konsantre granat üreten işletmelerin önemi giderek artmaktadır. Bu çalışma, iki farklı coğrafi bölgedeki (A ve B Bölgeleri) mermer ocağı atıklarından elde edilen granat numunelerinin zenginleştirilmesini (gravite ayırma ve manyetik ayırma) ve analizini araştırmaktadır. Geri kazanım sürecini optimize etmek amacıyla, farklı tane boyutlarındaki granat cevheri numuneleri üzerinde sallantılı masa deneyleri yapılmış ve en iyi sonuçlar -300 +106 µm boyut fraksiyonunda elde edilmiştir. Ardından, maksimum granat konsantrasyonu için optimum manyetik yoğunluğu belirlemek üzere 5000 Gauss, 4500 Gauss, 3500 Gauss ve 1500 Gauss manyetik alan gücü uygulanarak manyetik ayırma testleri gerçekleştirilmiştir. Bu çalışmalar sonucunda, A Bölgesi %51,78 verim ile %80,33 tenör ve B Bölgesi %81,77 verim ile %79,22 tenör granat vermiştir.

Anahtar Kelime: Granat, Manyetik Ayırma, Yer Çekimi ile Ayırma, Karakterizasyon

INTRODUCTION

The name "garnet" originates from the Latin word *granatus*, meaning "grain". Garnet constitutes a group of silicate minerals that share a common crystal structure and a general chemical formula, yet they differ in their specific chemical composition (Hurlbut, 1944).

The general formula for garnet mineral group is $X_3Y_2Si_3O_{12}$. In this structure, the X and Y sites can be occupied by the following elements: Mg, Fe, Mn, Ca and Al.

The principal member of the garnet group and their respective formulas are as follows:

- Pyrope: $Mg_3Al_2Si_3O_{12}$
- Almandine: $Fe_3Al_2\ Si_3O_{12}$
- Spessartine: $Mn_3Al_2Si_3O_{12}$
- Grossular: $Ca_3Al_2Si_3O_{12}$
- Andradite: $Ca_3Fe_2Si_3O_{12}$
- Uvarovite: $Ca_3Cr_2Si_3O_{12}$

The garnet group can be further classified into two primary subgroups or series: The calcium garnets(Grossular, Andradite, and Uvarovite), commonly known as the "Ugrandite" series, and the aluminum garnets (Pyrope, Almandine, and Spessartine) known as "Pyralspite" series (Deer, Howie, & Zussman, 2013). The Mohs hardness, specific gravity and colors of these minerals presented in Table 1 (Rapple, 2006).

Table 1. The Mohs hardness, color, and specific gravity of garnet group minerals (Rapple, 2006).

	The Mohs Hardness	**Color**	**Specific Gravity**	**Volume magnetic susceptibility (x10^{-4} SI)**
Pyrope	6.5-7.5	Deep red to black	3.5-3.8	-0.2
Almandine	+7.5	Deep red, brownish red to black	3.9-4.2	40.7
Spessartine	7.0-7.5	Brown to red	4.1-4.3	47.5
Uvarovite	7.5	Emerald green	3.4-3.5	12.9
Grossular	7.0	White, pale green, or yellow	3.5-3.7	-0.2
Andradite	6.5-7.0	Yellow-green, black, green	3.7-3.8	30.8

Garnet is highly valued in industrial applications for its use in abrasive blasting, waterjet cutting, and water filtration. Its effectiveness stems from its ideal physical properties, including high specific gravity and hardness, particularly the almandite variety. For waterjet cutting, its hardness and sharp, angular cutting edges are essential. In filtration systems, garnets are used with other media like coal and silica sand; its high density allows the layers to resettle correctly after backflushing. Furthermore, garnet is preferred over other abrasives, such as silica sand, because it is nontoxic, chemically inert, and generates less dust (Evans & Moyle, 2006).

A variety of mineral processing techniques are employed to enrich and concentrate garnet ore. These principally include gravity concentration, flotation, magnetic separation, and electrostatic separation (Petruk, 2000).

In parallel with beneficiation methods, the characterization of garnet—especially for its industrial use as an abrasive—requires detailed mineralogical analysis. Although there is no universally accepted standard procedure, its abrasive potential is typically assessed using techniques such as optical microscopy, scanning electron microscopy (SEM), and image analysis (Petruk, 2000).

The main goal of this study is to investigate and optimize the enrichment of garnet from eclogite-type marble waste sourced from two distinct areas, designated as Region A and Region B. This research specifically concentrates on the −300+106 µm particle size fraction, as it demonstrated a favorable balance of mineral liberation and responsiveness to beneficiation techniques. A key objective is to determine the most suitable magnetic field strength for purification by applying a sequential process: initial enrichment with a shaking table followed by multi-stage dry magnetic separation where the magnetic intensity was systematically reduced. This search for the optimal magnetic force—testing values such as 0.5 T, 0.4 T, and 0.35 T—is critical for achieving a sharp separation between garnet and the accompanying gangue minerals. By analyzing the performance of this flowsheet, the research seeks to define the ideal processing conditions required to produce a high-grade garnet concentrate from each region's waste material.

MATERIALS AND METHODS

Sample Characterization

The samples investigated in this study were sourced from two distinct regions. The samples will first be subjected to a series of crushing and screening operations to achieve size reduction and classification. Whole sample was crushed and screened to -1.00 mm. In this context, "marble waste" refers to any material that is not a marketable marble block, including crushed marbles fines and offcuts. Following this, the material will be separated into distinct size fractions. The target fractions for this study are as follows:

- -1000+500 µm
- -500+300 µm
- -300+106 µm
- -106 µm

The primary characterization of all size fractions was performed via Quantitative X-ray Diffraction (QXRD) and optical microscopy. To corroborate these findings, further analysis using Scanning Electron Microscopy (SEM) was applied, but limited to the -300+106 µm fraction for control purposes.

The fractional analyses and garnet distribution for Region A are given in Table 2.

Table 2. Fractional analyses of Region A

Size	Weight (%)	%Garnet (Count)	%Garnet (QXRD)	%Garnet (SEM)	Garnet (Count) Distribution	Garnet (QXRD) Distribution
-1000+500 µm	31.86	18.22	14.6	-	24.77	26.94
-500+300 µm	16.15	16.84	10.4	-	11.6	9.73
-300+106 µm	24.24	28.53	13.4	33.54	29.51	18.81
-106 µm	27.75	28.82	27.7	-	34.12	44.52
Sum	100	23.44	17.27	-	100	100

The fractional analyses and garnet distribution for Region B are given in Table 3.

Table 3. Fractional analyses of Region B

Size Fraction	Weight (%)	%Garnet (Count)	%Garnet (QXRD)	%Garnet (SEM)	Garnet (Count) Distribution	Garnet (QXRD) Distribution
-1000+500 µm	30.85	15.36	12.3	-	27.32	22.92
-500+300 µm	15.35	21.6	25.9	-	19.12	23.64
-300+106 µm	24.78	22.34	24.8	24.28	31.92	36.54
-106 µm	29.02	12.94	10.0	-	21.65	17.26
Sum	100	17.35	16.82	-	100	100

An example of the optical microscope image, QXRD pattern, and SEM image of the samples is shown in Figure 1.

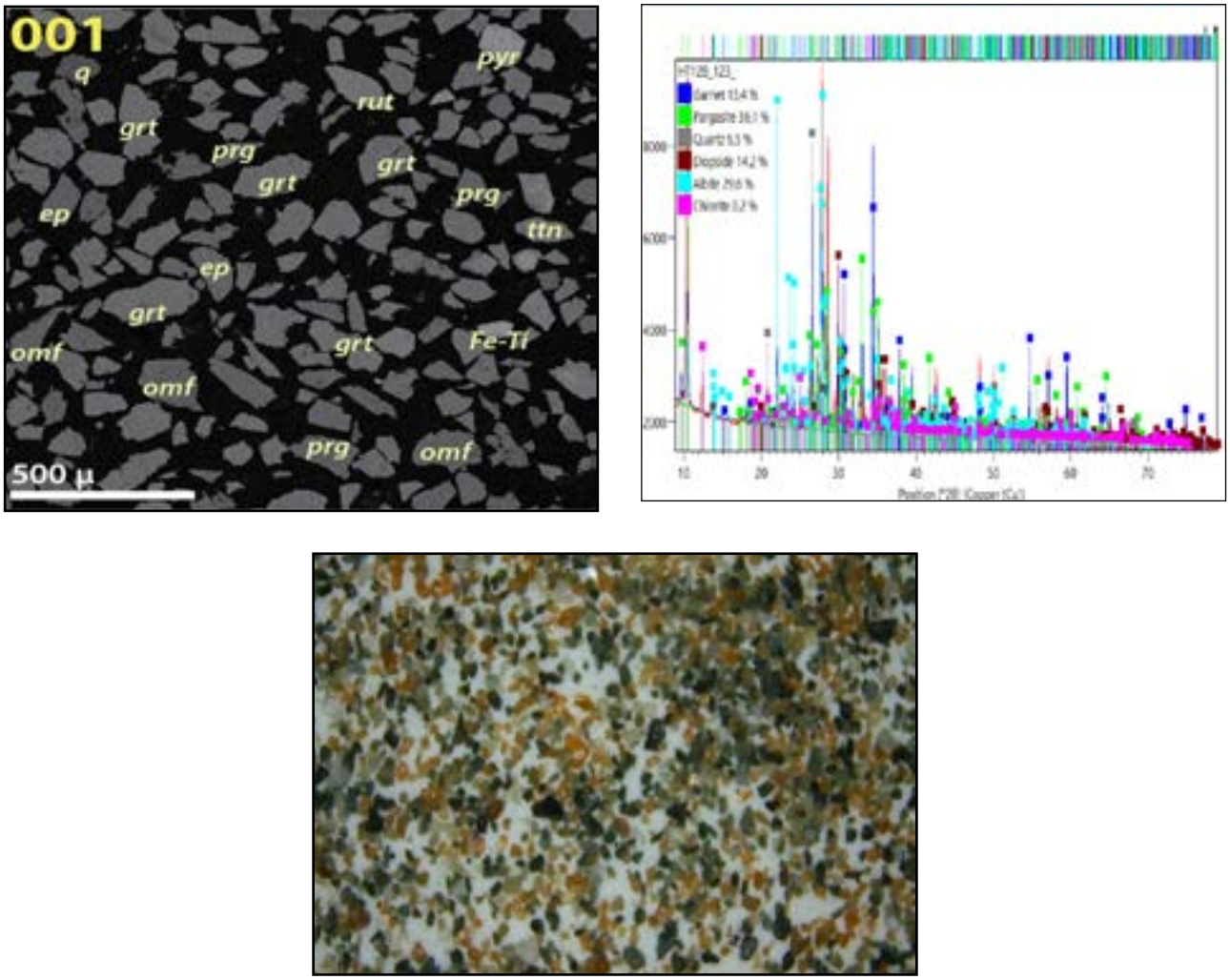


Figure 1. An example of the SEM image (top-left), QXRD pattern (top-right), and optical microscope image (bottom) of the samples.

The mineralogical analysis revealed that, in addition to garnet, the samples contain the following minerals and mineral groups:

- Pyroexene
- Amphibole
- Feldspar
- Mica/Clay
- Epidote
- Quartz

Due to exhibiting a poor degree of liberation, the -1000+500 µm size fraction was not subjected to detailed studies.

Experimental Procedure

Within the scope of this study, distinct beneficiation tests were applied to each size fraction. For the -500+300 µm fraction, experiments were conducted using a Permroll separator and a shaking table. The -300+106 µm fraction underwent a more extensive testing protocol; after initial separation, the products ob-

tained from the shaking table were subjected to further dry magnetic separation using magnets of varying field strengths to optimize grade and recovery.

In contrast, only shaking table tests were performed for the finest fraction, -106µm. The Permroll separator could not be used on this material due to excessive adhesion of the fine particles to the separator's belt. It was also determined that applying variable-strength magnets was ineffective for both the -500+300 µm and the -106 µm fractions.

RESULTS and DISCUSSIONS

-500+300µm Size Fractions

The basic experimental flowsheet for -500+300 µm size fractions from Region A and B is given in Figure 2.

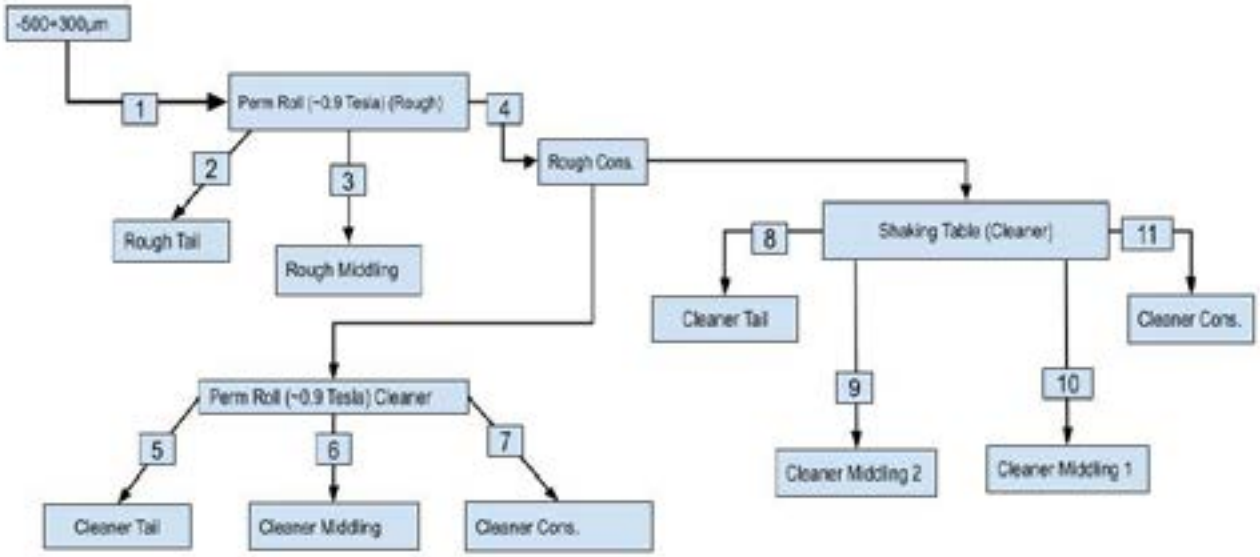


Figure 2. Experimental flowsheet for -500+300µm size fraction from Region A and Region B

In the initial rougher stage, non-magnetic gangue minerals were removed from the feed using a dry magnetic separator operating at 0.9 Tesla. The resulting concentrate was then subjected to further cleaning using both a shaking table and another stage of dry magnetic separation.

A portion of the concentrate from the magnetic separator was re-processed through the same equipment under various belt speeds and splitter settings to determine the optimal cleaning conditions, after which the products were analyzed.

A second cleaning stage was performed using a shaking table. This process yielded four distinct products for analysis: a concentrate, a tailing, and two intermediate products referred to as middling 1 and middling 2.

The two-stage Permroll separation process within this experimental flowsheet did not yield a significant improvement in the garnet grade. The shaking table tests, however, proved more effective in concentrating on the garnet. For Region A, a concentrate with a grade of 48.75% was obtained at 27.39% recovery. For Region B, the shaking table produced a concentrate with a grade of 37.41% at a recovery of 26.39%.

-300+106µm Size Fraction

The initial experimental flowsheet for the -300+106 µm fraction was identical to the one used for the -500+300 µm fraction. As an additional step beyond the initial flowsheet, the products from the shaking table—specifically the concentrate, middling 1, and middling 2—were subjected to a further separation process. This stage involved a sequential magnetic separation where the magnetic field strength was progressively reduced to achieve a more precise classification. The experimental flowsheet for the shaking table products of the -300+106 µm fraction is presented in Figure 3.

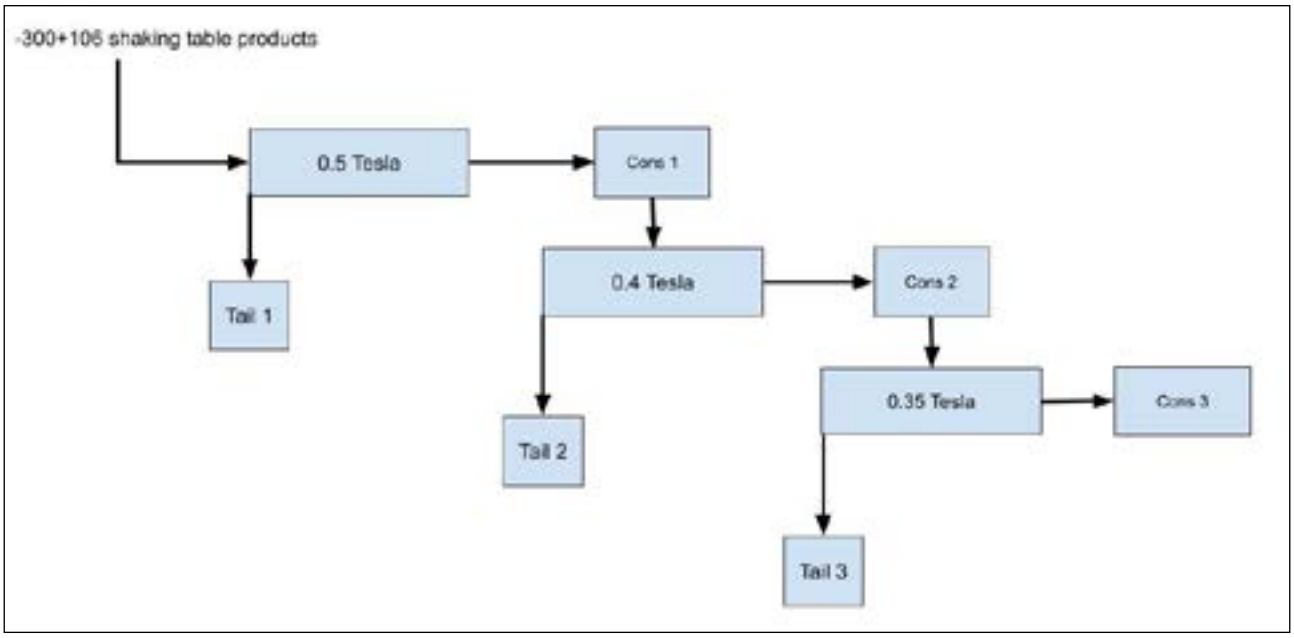


Figure 3. The experimental flowsheet for the shaking table product of the -300+106µm fraction

For the magnetic separation tests on Region A, three magnets with different field strengths were utilized. In contrast, only two different magnets were used for Region B. The third magnet (0.35 Tesla) was omitted from the procedure for Region B because its field strength was found to be insufficient to retain the magnetic material.

The grade, recovery, and overall characteristics of the final concentrate obtained from Region A using this experimental flowsheet are summarized in Table 4.

Table 4. The final concentrate obtained from Region A

Region A	%Weight	%Garnet (Counting)	%Garnet (QXRD)	Garnet (Counting) Recovery	Garnet (QXRD) Recovery
0.35 (T) DMS Table Cons.	5.89	91.70	95.90	18.94	42.16
0.35 (T) DMS Table Mid 1	4.17	85.08	65.60	12.44	20.42
0.35 (T) DMS Table Mid 2	8.33	69.90	61.40	20.40	49.15
SUM	18.39	80.33	73.41	51.78	100.74

The grade, recovery, and overall characteristics of the final concentrate obtained from Region B using this experimental flowsheet are summarized in Table 5.

Table 5. The final concentrate obtained from Region B

Region B	%Weight	%Garnet (Counting)	%Garnet (QXRD)	%Garnet (Counting) Recovery	%Garnet (QXRD) Recovery
0.4 (T) DMS Table Cons.	3.81	95.76	95.70	16.31	16.48
0.4 (T) DMS Table Mid 1	3.88	94.82	92.20	16.45	16.17
0.4 (T) DMS Table Mid 2	15.37	71.20	90.70	49.00	63.08
SUM	23.05	79.23	91.78	81.77	95.73

The optical microscope image of the dry magnetic concentrate obtained from Region A and Region B table concentrate is given in Figure 4.

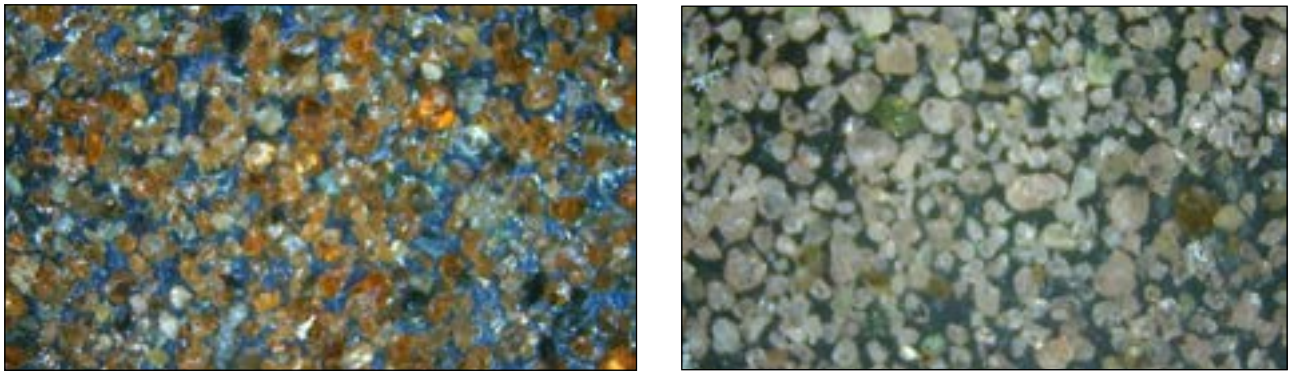


Figure 4 Optical Microscope image of the dry magnetic separation of table concentrate
Left: Region A 0.35(T) DMS table concentrate.
Right: Region B 0.4 (T) DMS table concentrate

-106µm Size Fraction

For the -106 µm fraction, the same experimental flowsheet was applied to samples from both Region A and Region B, as illustrated in Figure 4.

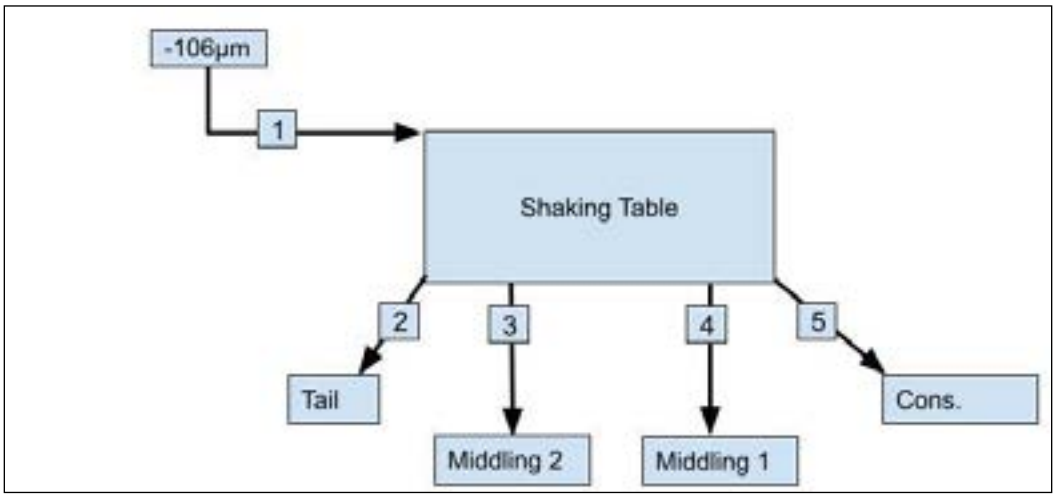


Figure 4. The experimental flowsheet for Region A and Region B -106µm fraction

For Region A, the analysis based on point counting indicated that a garnet grade of 86.87% was achieved with a recovery of 4.4%. In contrast, for Region B, point counting was found to be too challenging; therefore, only QXRD analysis was performed. According to the QXRD results, a concentrate with a garnet grade of 48.40% was obtained for Region B, with a recovery of 11.34%.

CONCLUSIONS

This study investigated the recovery of garnet from marble waste. The successful results clearly demonstrate that such industrial waste possesses a rich potential for valuable minerals. The re-evaluation of marble waste is of great importance for the conservation of natural resources and for environmental sustainability. The recovery of industrial raw materials like garnet from these wastes not only creates economic value but also offers sustainable solutions to waste storage problems.

The primary mineral groups were found to be similar across all regions, with QXRD results indicating the presence of garnet, pyroxene, epidote, amphibole, quartz, feldspar, and clay/mica minerals. While feldspar, quartz, and clay/mica can be readily separated from garnet due to their lower density and magnetic susceptibility, the pyroxene and amphibole group minerals, which have physical properties very similar to garnet, tend to report with it during separation. Compared to high-intensity dry magnetic separation (0.9 T), shaking table tests produced cleaner concentrates, though at significantly lower recoveries. Conversely, medium-intensity dry magnetic separation (at 0.4 T and 0.35 T) provided both higher-grade and higher-recovery concentrates compared to the shaking table tests.

REFERENCES

Deer, W. A., Howie, R. A., & Zussman, J. (2013). Garnet Group. *An Introduction to the Rock-Forming Mineral* (18-27).

Evans, J. G., & Moyle, P. R. (2006). *U.S. Industrial Garnet.* Virginia: U.S. Geological Survey.

Hurlbut, C. S. (1944). *DANA's Manual of Mineralogy* New York: John Wiley & Sons.

Petruk, W. (2000). Garnet. W. Petruk içinde, *Applied Mineralogy In The Mining Industry* (194-195). Ottawa, Ontario, Canada: Elsevier.

Rapple, R. R. (2006). Garnet. *Industrial Minerals & Rocks: Commodities, Markets, and Uses.* (7th edition) (475-480). Society of Mining, Metallugy, and Exploration, Inc (SME)

KÖMÜR ZENGİNLEŞTİRMEDE X-IŞINI GEÇİRİMİNE BAĞLI AYIRMA EKİPMANI UYGULAMALARININ İNCELENMESİ

INVESTIGATION OF THE IMPLEMENTATION OF X-RAY TRANSMISSION SORTING TO COAL PROCESSING

Ş. Yıldız [1, *], E. Gülcan [2], G. Aydın [3]

[1] *Hacettepe Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, sahinyildiz99@hacettepe.edu.tr*
[2] *Hacettepe Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, ergingulcan@hacettepe.edu.tr*
[3] *Hacettepe Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, gozdeaydin@hacettepe.edu.tr*

ÖZ

Temiz su günümüzde önemi hızla artan doğal ve sınırlı kaynaklardan birisidir. Cevher hazırlama alanında yapılan çalışmaların neredeyse tamamının su kullanılarak gerçekleştirildiği düşünüldüğünde, susuz zenginleştirme yöntemleri gelecek yılların popüler cevher zenginleştirme teknikleri olacağı kaçınılmazdır. XRT yöntemi susuz zenginleştirmeye olanak sağlayan kompakt, güvenilir ve hızlı bir sensör temelli ayırıcı çeşididir. Yüksek enerjili, düşük dalga boyuna sahip x-ışınları malzemelerin içinden geçerken enerjilerinin bir kısmını ya da tamamını kaybeder. X-ışınlarının kaybettikleri enerji, malzemenin kalınlığı ve yoğunluğu ile eksponansiyel ilişkilidir. XRT ayrıcılar da bu prensiple çalışmaktadır. Bant üzerinden geçen taneler x-ışınına maruz kalır ve sensör tarafından yakalanan x-ışınları yazılım ve yapay zeka desteği analiz edilir. Analiz sonucunda tanelerin yoğunluğa bağlı karakteristik özellikleri belirlenir. Diğer zenginleştirme yöntemlerinin aksine sensör temelli ayırıcılar da her tane ayrı ayrı değerlendirildiğinden karakteristik özellik her tane için ayrı ayrı hesaplanır. Önceden belirlenen eşik değerine göre, tanelerin atık ya da konsantre olarak sınıflandırılmasına karar verilmekte ve hava valfleri kullanılarak tanelerin düşüş yörüngeleri değiştirilerek ayrım işlemi gerçekleştirilmektedir. Bu çalışma kapsamında Tekirdağ bölgesinden alınan kömür numuneleri ile XRT laboratuvar çalışmaları yapılmıştır. Laboratuvar çalışmalarında tanelerin x-ışını görüntüleri alınmış, alınan görüntülere görüntü analizi yapılmıştır. Buna ek olarak yoğunluk ölçümleri gerçekleştirilmiştir. Elde edilen bulgular, incelenen kömür numunelerinin XRT yöntemi ile etkin bir şekilde ayrılmaya uygun olduğunu ortaya koymuştur.

Anahtar Sözcükler: Cevher hazırlama, kömür, sensör temelli ayırma, x-ışını geçirimliliği (XRT).

ABSTRACT

Clean water is one of the natural and limited resources whose importance is rapidly increasing today. Considering that almost all studies in the field of mineral processing are carried out using water, it is inevitable that waterless beneficiation methods will be the popular ore beneficiation techniques in the coming years. The XRT method is a compact, reliable and fast sensor-based separator that enables waterless beneficiation. High energy, low wavelength X-rays lose some or all of their energy as they pass through materials. The energy lost by X-rays is exponentially related to the thickness and density of the material. XRT separators also operate on this principle. Particles passing through the belt are exposed to X-rays, and the X-rays captured by the sensor are analyzed by software and artificial intelligence to determine the density-dependent characteristics of the

particles. Unlike other processing methods, sensor-based separators evaluate each particle individually and calculate the characteristic for each particle separately. According to the predetermined threshold value, it is decided to classify the particles as waste or concentrate and the separation process is carried out by changing the falling trajectories of particles using air valves. Within the framework of this study, XRT laboratory tests have been carried out on coal samples taken from the Tekirdağ region. In the laboratory studies, X-ray images of the particles were taken and the images were analyzed. Density measurements were also carried out. The results showed that the studied coal samples are suitable for effective separation by XRT method.

Keywords: Mineral Processing, coal, sensor based sorting, x-ray transmission (XRT).

INTRODUCTION

Sensor-based sorting is an umbrella term encompassing all applications in which individual particles in a material stream are detected, imaged using sensor technology, evaluated through dedicated software, and subsequently separated via a mechanical process. Through sensor systems, particles are identified based on distinguishing characteristics and are classified as either concentrate or waste (GÜLCAN, 2013). The distinguishing property used for separation may relate to the particle's surface features—such as shape, brightness, transparency—or structural attributes like specific gravity, radioactivity level, or even electrical conductivity (Udoudo, 2010). One or more sensors, specifically developed to detect such properties, can be employed. The use of multiple sensors may enhance the efficiency of the separation process. Sensor-based sorting equipment is typically examined in three main components: feeding, detection, and separation mechanisms. Proper particle identification and an efficient separation process rely heavily on the effectiveness of these components.

In the feeding mechanism, the most critical parameters are ensuring that particles are fed without overlapping and with sufficient spacing between them, and that each particles are transferred to the detection mechanism without a change in its position on the conveyor belt. This is essential because the position and size of each identified particles are transmitted to the separation mechanism via a programmable logic controller (PLC). Another significant variable is the feed particle size range. As in other beneficiation methods, feeding within a narrow particle size distribution positively influences separation efficiency. According to the literature, the recommended size ratio between the coarsest and finest particles in the feed should not exceed 3:1 (Udoudo, 2010; Ketelhodt & Bergmann, 2010; Metso, 2025). The feed particle size also affects equipment capacity. While larger particle sizes tend to increase the equipment throughput, finer sizes typically result in a reduction in capacity (Robben, Korte, Wotruba, & Robben, 2014).

Feeding can be carried out either by chute type (free-fall) or via a conveyor belt. In chute-type feeding systems, sensors and the X-ray source are positioned parallel to the free-fall trajectory of the particles, whereas in conveyor belt-type systems, the components of the detection mechanism are arranged perpendicular to the belt. X-ray Transmission (XRT) is based on the principle of measuring the residual energy of X-rays after they pass through an object, and calculating the atomic density using the obtained data. This method provides precise and quantitative information regarding the density and similar structural properties of the material. The attenuation behavior of X-rays and gamma rays in matter is described by the Lambert-Beer law. According to this law shown in equation 1, the initial energy of the X-rays and the residual energy measured after passing through an object are exponentially related to the object's thickness and density (Ketelhodt & Bergmann, 2010; Mahmoodabadi, 2015).

$$I = I_0 \times e^{-\mu_m \times \rho \times t} \quad (1)$$

I: X-rays of energy after they pass through an object (keV)
I_0:X-rays initial energy (keV)
μ_m: Mass attenuation coefficient (cm^2/g)
ρ: specific gravity (g/cm^3)
t: thickness (cm)

Dual-energy sensors are widely used in X-ray imaging and XRT systems due to their advantages over single-energy sensors. These include minimizing errors caused by variations in particle thickness and preventing noise generated by the simultaneous interaction of low-energy and high-energy X-rays within a single scintillator layer. Dual-energy sensors are composed of a low-energy scintillator layer, a filter, and a high-energy scintillator layer. The filter, placed between the scintillators, absorbs low-energy X-rays before they reach the high-energy scintillator layer, thereby improving signal quality.

The separation mechanism functions in coordination with the identification system and the PLC, facilitating physical separation. Depending on the application, air nozzles, mechanical arms, or water jets may be utilized within the separation unit. Due to the density difference between coal (1.3–1.7 g/cm³) and shale or other gangue materials (2.5–2.7 g/cm³), dense medium separation circuits are widely utilized in coal processing plants (Wills & Finch, 2016). XRT technology has the potential to compete with dense media circuits, as it offers a more economical and water-free beneficiation alternative. Industrial applications of XRT in coal processing already exist (Comex Group Reference, 2025).

EXPERIMENTAL STUDY

In order to investigate the applicability of XRT technology in coal mines located in Türkiye, experimental studies were conducted using a representative sample obtained from a selected site. The location map of the sampling area is presented in Figure 1.



Figure 1: Site location map of coal mine

The X-ray source used in XRT systems possesses characteristics similar to those commonly employed in security screening systems at shopping malls and airports. Therefore, in this study, imaging was carried out using the NUCTECH™ CX6040BI X-ray security inspection system. The device used for the experiments is shown in Figure 2. The device operates with a fixed belt speed of 0.2 m/s. The X-ray generator used in the system has a power rating of 160 kVA, and the device is equipped with 10 detectors, each containing 128 crystal elements. In order to minimize errors arising from variations in particle thickness, dual-energy sensors were employed.



Figure 2. NUCTECH™ CX6040BI X-ray security inspection equipment

The experimental procedure followed in this study is illustrated in Figure 3. In order to obtain a representative sample, the process flow diagram of the relevant coal beneficiation plant was thoroughly examined. Based on the evaluation, the -80 +20 mm size fraction, which is processed using dense media separation in the crushing-screening circuit, was deemed suitable for experimental purposes, and a representative sample was collected from this fraction. The collected sample was reduced in a representatively at the launder site using coning and quartering techniques, and packaged appropriately to prevent moisture loss. It was then transported to the Ore Preparation Laboratory of the Department of Mining Engineering at Hacettepe University. Since the sample had an appropriate particle size and a narrow size distribution, no additional classification was required. In the laboratory, the sample quantity was further reduced and prepared for imaging studies.

Within the scope of this study, 50 coal particles were individually coded for both imaging and density measurement purposes and analyzed accordingly. The calorific values of the coal samples were determined using a LECO AC-500 model calorimeter. The ash values of the coal samples were calculated by combusting a known amount of sample in a crucible at 850 °C for 2.5 hours, followed by cooling and weighing the residue.

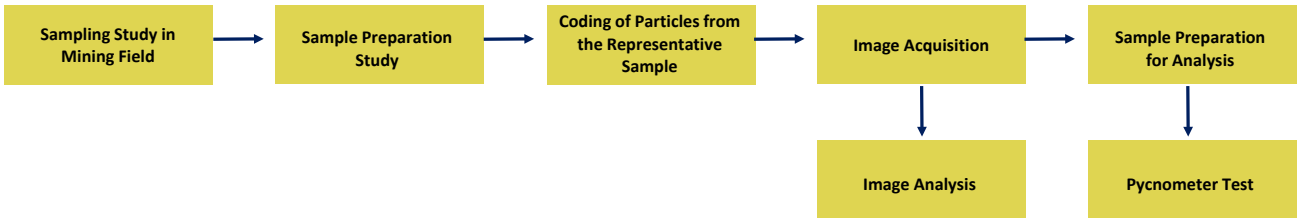


Figure 3. Flow chart of experimental method

During the image acquisition process, coal particles were placed on a conveyor belt and passed once through the X-ray tunnel, where both high-energy and low-energy X-ray images were captured by the device. These acquired images were subjected to image analysis in order to enable quantitative evaluation. To reduce data complexity and facilitate the analysis process, grayscale images were used instead of color (RGB) images. During the analysis, the boundaries (contours) of each particle were identified, and the average grayscale values of the pixels within those contours were calculated. These grayscale values range from 0 to 255, where 0 represents pure black and 255 represents pure white.

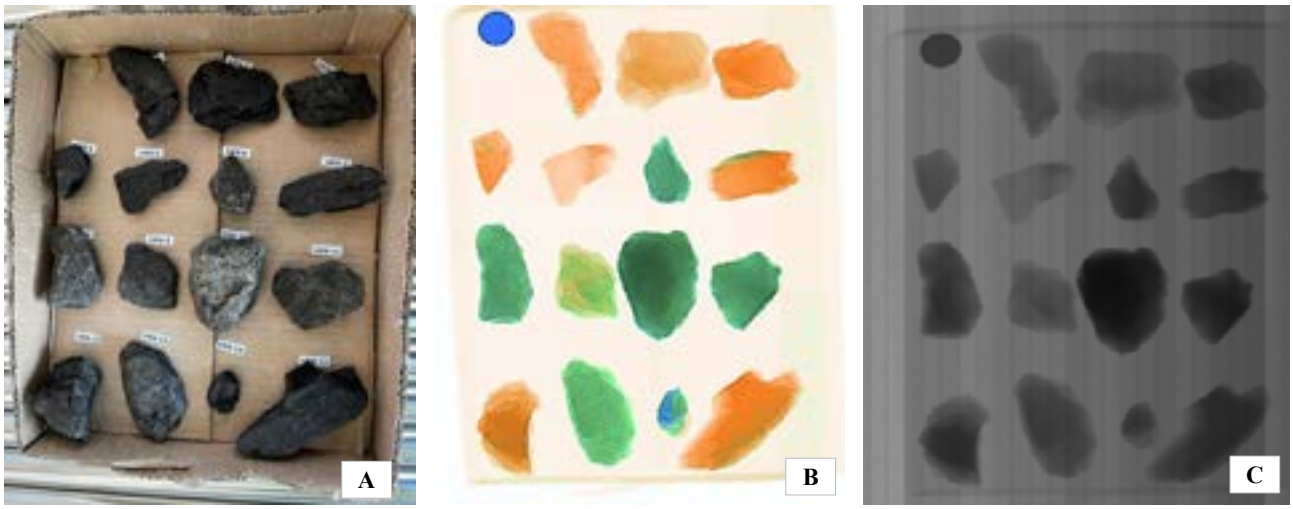


Figure 4: particles images

In the images presented in Figure 4, image (A) represents the visible light spectrum image of the particles on the conveyor belt; image (B) shows the algorithmically colorized output generated by the X-ray device; and image (C) displays the grayscale image used for image analysis.

The imaged particles were ground, and some of samples were taken for density measurements. The remaining ground material was subjected to proximate analysis, during which key parameters such as ash content and lower calorific value were determined

The results obtained from the analyses were compared with the numerical data derived from the imaging process, and the relationship between the experimental findings and the image-based data was statistically evaluated. In this context, the applicability and potential effectiveness of XRT equipment in coal beneficiation processes were discussed.

ENERGY LEVEL	
VIS	Visible Light Spectrum
STD-P	Standard Penetration
Y-P	High Penetration
D-P	Low Penetration
S-P	Super Penetration
GS	Grey scale

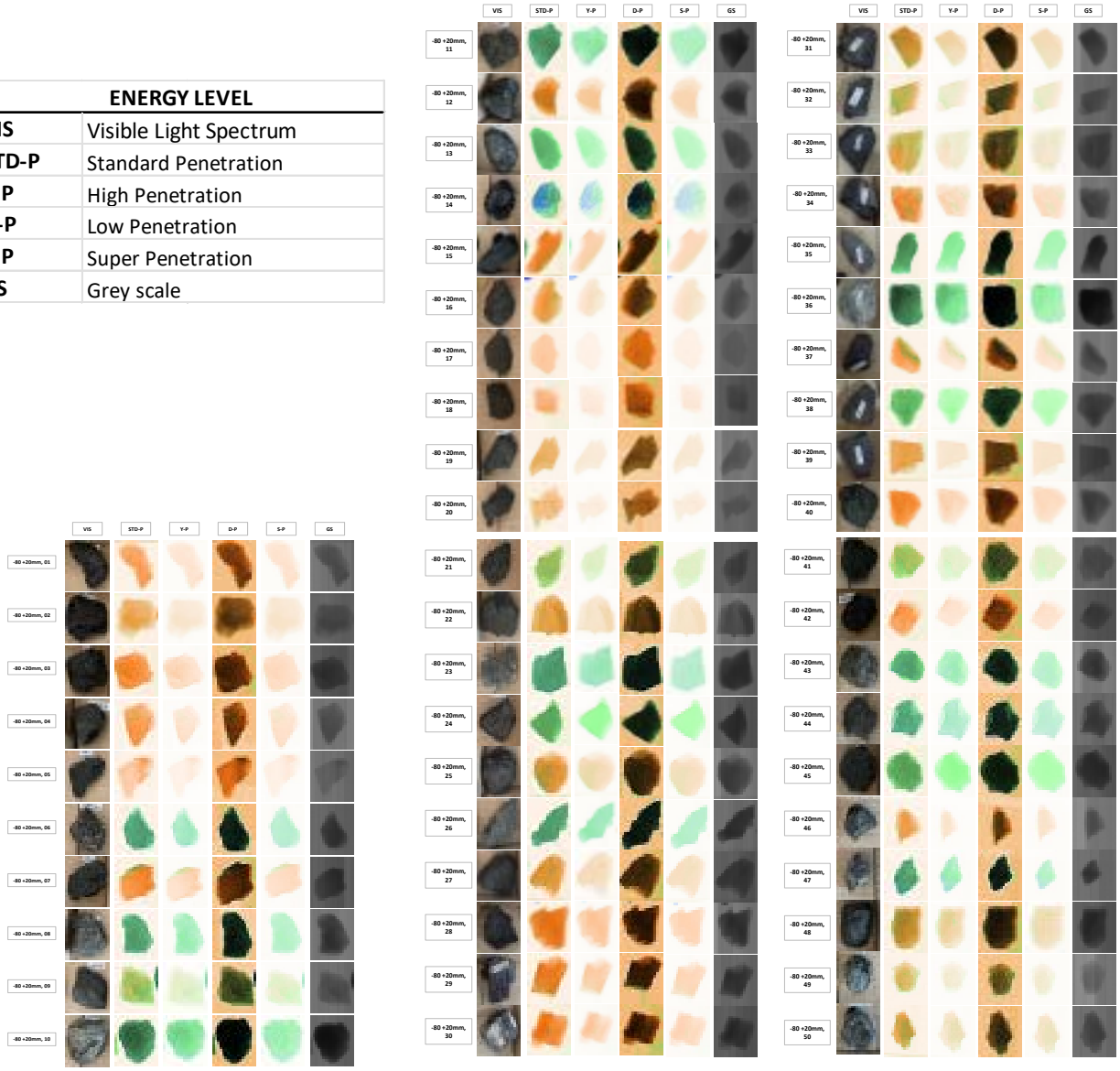


Figure 5. VIS, Different Penetration, Gray Scale images of particle

FINDINGS AND DISCUSSION

As shown in Figure 4 or Figure 5, to convert the particle images into numerical data, a Python script supported by artificial intelligence was developed. This code enables the identification of particle boundaries from uploaded grayscale images (both high-energy and low-energy), then calculates the number of pixels within those boundaries as well as their average brightness values. The results are organized in tabular format. Table 1 shows data for some samples as examples.

The relationship between pixel brightness values and specific gravity was examined in figure-6. The analysis revealed that as the specific gravity increases, the ratio of high-energy (Mean RVhe) to low-energy pixel brightness values (Mean RVle) decreases. Thus, it is observed that grains with higher density exhibit greater energy absorption capacity.

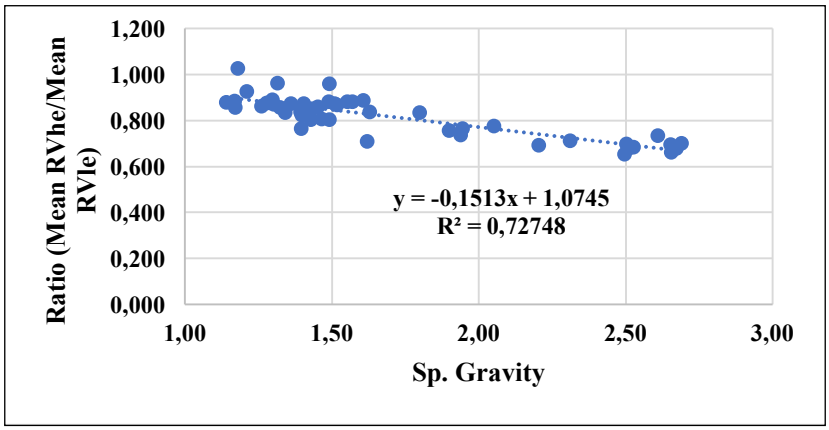


Figure 6. Sp.gravity vs Ratio (RVle/RVhe)

For the purpose of density measurements, samples obtained from the ground material were subjected to pycnometer tests with three repetitions. The specific gravity of each particle was calculated by averaging the results of the repeated measurements. The equation applied for determining the density is given as Equation 2.

$$\frac{(B-A)}{(D-A)-(C-B)} \times \rho \tag{2}$$

A: Bottle + Top

B: Bottle + Top + Powder

C: Bottle + Top + Powder + Water

D: Bottle + Top + Water

ρ: Water specific gravity

In elements, the atomic number (Z) is defined as the number of protons in the nucleus, representing a fundamental property of the material. However, when it comes to compounds and mixtures composed of multiple elements, it becomes necessary to define an effective atomic number that can characterize the interaction of these materials with X-rays. In this context, the concept of effective atomic number (Zeff) was introduced by Frederick W. Spiers in his 1946 study, in which he calculated Zeff values for compounds and mixtures using the formulations provided in Equations 3 and 4. In brief, Zeff is an equivalent atomic number calculated based on the material's composition, which represents the X-ray attenuation behavior of a non-pure material as if it were a single-element substance. Various approaches for calculating Zeff have been proposed in the literature. In this study, an empirical Zeff formulation based on a weighted average method was employed.

$$\boldsymbol{Zeff} = \sqrt[2.94]{\boldsymbol{f_1}\times(\boldsymbol{Z_1})^{2.94} + \boldsymbol{f_2}\times(\boldsymbol{Z_2})^{2.94} + \cdots} \tag{3}$$

$$\boldsymbol{f_i} = \frac{\boldsymbol{n_i Z_i}}{\sum \boldsymbol{n_i Z_i}} \tag{4}$$

f_n : Fraction of total number of electrons associated with each element
Z_n: the atomic number of each element

As an X-ray beam passes through a material, some of its photons interact with atoms, resulting in either complete absorption (photoelectric effect) or deflection (Compton scattering). These interactions lead to a reduction in X-ray intensity, which is described by the Lambert-Beer law. The mass attenuation coefficient (MAC, μ/ρ) represents the capacity of a material's unit mass to absorb incoming X-ray photons and is typically

expressed in cm^2/g. It is calculated by dividing the linear attenuation coefficient (μ, cm^{-1}) by the material's density (ρ, g/cm^3). In this study, MAC calculations were performed using the web-based database of the National Institute of Standards and Technology (NIST). This resource provides accurate results and interpolation-ready datasets and graphs based on extensive experimental data and user-defined inputs such as element, compound, composition ratio, and photon energy (X-Ray Form Factor, Attenuation and Scattering Tables, 2025).

Table 1 presents the numerical data of the first six particles and last particle. The first column shows the sample codes, while the second and third columns present the ash content (%) and lower heating values (kCal/kg), obtained from the proximate analysis. The Zeff values were calculated using Equations 3 and 4. Image analysis was performed on both high-energy and low-energy X-ray images, and the mass attenuation coefficients were calculated using NIST data. Finally, weight percentage of each particle were determined.

Table 1: Sample data examples

					High energy Images		Low Energy Images				
Sample Code	**Dry Ash, %**	**LHV, kCal/kg**	**Zeff**	**Sp. Gravity**	**Number of Pixel**	**Mean RV**	**Number of Pixel**	**Mean RV**	**Mass absorption coefficent (MAChe)**	**Mass absorption coefficent (MACle)**	**Weight, %**
UKX-1	12.52	6091	8.52	1.43	3569	81.1	16987	77.8	0.2245	0.4969	1.41
UKX-2	19.12	5467	8.97	1.49	4674	73.4	21668	64.8	0.2401	0.5933	1.62
UKX-3	11.60	6273	8.45	1.30	2815	52.8	13050	47.0	0.2224	0.4835	1.68
UKX-4	42.54	3627	10.29	1.52	1555	82.0	6888	71.3	0.2953	0.9354	0.63
UKX-5	9.02	6377	8.26	1.18	3982	96.8	20412	99.5	0.2163	0.4458	0.50
UKX-6	100.00	70	12.62	2.67	4275	55.4	2576	37.7	0.4309	1.7748	1.03
…..											
UKX-50	26.47	2884	9.42	1.51	2108	71.4	3199	62.3	0.2574	0.7006	1.36

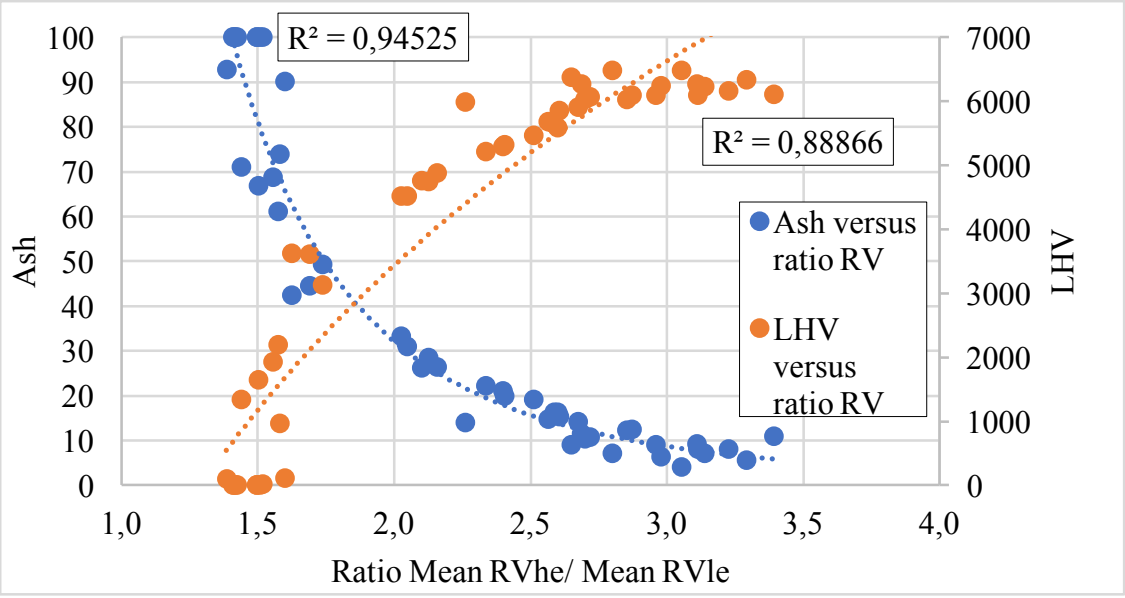


Figure 7. Ash, Ratio, LHV three pivot graphics

The ratio between the initial energy of the X-rays and the remaining energy after passing through the material exhibits a linear relationship with the lower heating values (LHV) of the coal particles in figure-7. This relationship arises from energy absorption behavior, which is influenced by the density and composition of the coal. When Equation 1 is rearranged, this linear correlation can be expressed as follows:

$$I = I0 \times e^{-\mu m \times \rho \times t} \quad \text{(a)}$$

$$\frac{I}{I0} = e^{-\mu m \times \rho \times t} \quad \text{(b)}$$

$$ln\frac{I}{I0} = -\mu m \times \rho \times t \quad \text{(c)}$$

$$ln\frac{I0}{I} = \mu m \times \rho \times t \quad \text{(d)}$$

The value of $\ln(I_0/I)$ can be calculated even in the absence of specific energy data from the X-ray tube. Particle thickness was estimated by assuming the arithmetic mean of the size fraction used in the study. The ratio between the initial energy of the X-rays and the remaining energy after passing through the material increases with particle density, as denser particles absorb more energy. However, using this parameter alone as a separation threshold would be insufficient. Therefore, the average pixel brightness values obtained through image analysis for each particle were also incorporated into the calculations.

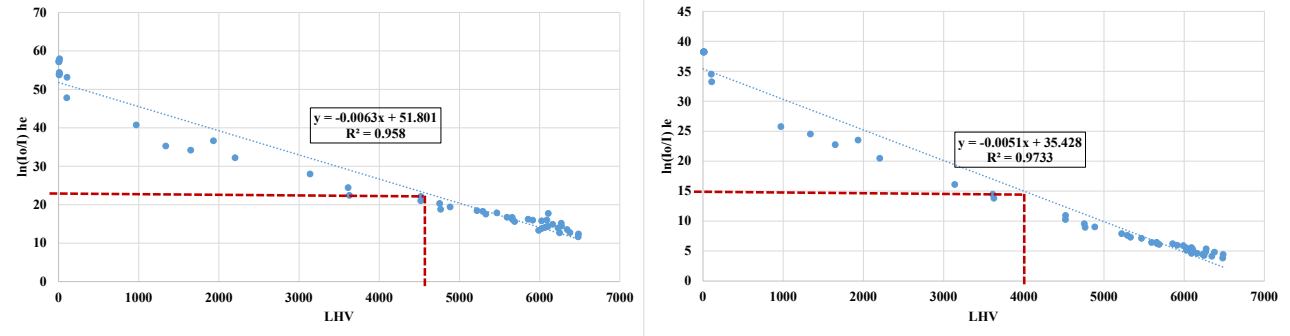


Figure 8. Ln(I0/I)he vs LHV and Ln(I0/I)le vs LHV

Based on the results obtained from Figure 8, in addition to the ln (I0/I) values, the average pixel brightness values (RV) of each particle were also included in the threshold value calculation. To ensure that the coefficient used as the threshold remains numerically smaller, the natural logarithms of the RV values were taken. The product Ln(RV)*ln(I0/I) as calculated for both energy levels and presented in Table 2, labeled from right to left as TV-le (for low energy) and TV-he (for high energy), respectively.

Table 2. ln(RV)*ln(I0/I) results for high and low energy

Sam. Code	LHV, kCal/kg	Mean RV-he	Mean RV-le	ln(RV)-he	ln(RV)-le	ln(Io/I)-he	ln(Io/I)-le	TV-he Ln(RV)he*ln(I0/I)-he	TV-le Ln(RV)le*ln(I0/I)-le
UKX-1	6091	81.1	77.8	4.396	4.354	16.011	5.578	70.38	24.29
UKX-2	5467	73.4	64.8	4.296	4.172	17.873	7.122	76.79	29.71
UKX-3	6273	52.8	47.0	3.966	3.851	14.441	5.375	57.28	20.70
UKX-4	3627	82.0	71.3	4.406	4.267	22.427	13.813	98.82	58.93
UKX-5	6377	96.8	99.5	4.573	4.601	12.770	4.820	58.40	22.18
UKX-6	70	55.4	37.7	4.015	3.631	57.597	38.233	231.27	138.81
…									
UKX-50	4884	71.4	62.3	4.268	4.132	19.438	9.019	82.954	37.270

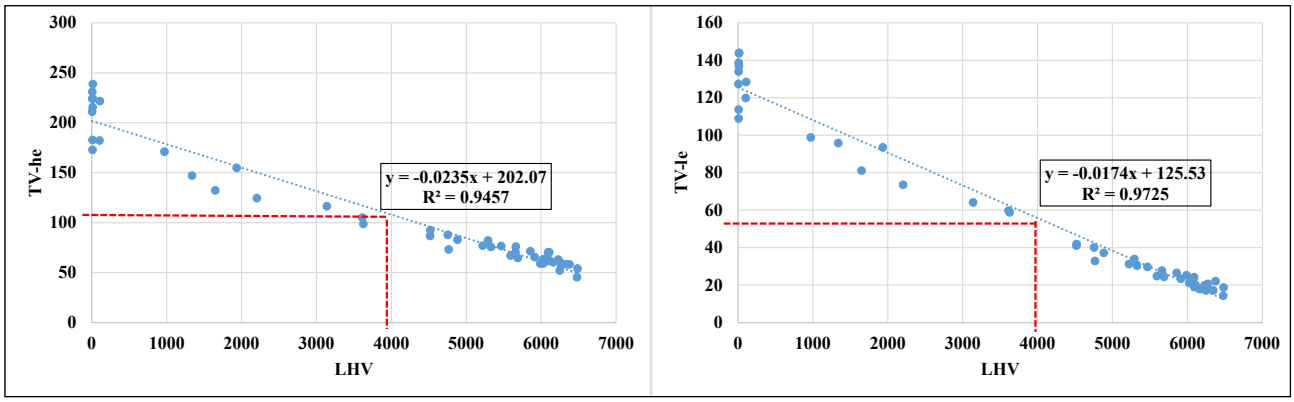


Figure 9. Threshold-he vs LHV and Threshold-le vs LHV

In the figure 9, analyzing the relationship between both high-energy and low-energy threshold values and the lower heating value, a negative linear correlation was observed. As the TV (Threshold Value) decreased, the lower heating value of the particles increased. This indicates an inverse relationship between the energy-based threshold values and the quality parameters of the coal.

CONCLUSION AND DISCUSSION

In this study, the applicability of XRT (X-ray Transmission) sorting technology was investigated for a coal sample obtained from the Tekirdağ region. The collected coal samples were representatively divided, and both image analysis and density measurements were conducted. Additionally, the obtained data were correlated with proximate analysis results. Based on the findings, it was determined that the coal sample from the Tekirdağ region can be effectively separated using XRT sorting equipment.

• Low-energy X-rays are absorbed more significantly as they pass through materials, resulting in images with higher contrast compared to those obtained using high-energy X-rays. For this reason, low-energy image data exhibit a stronger and more correlated relationship with the structural properties of the ore than high-energy image data.

• When evaluated specifically for the ore samples, it was observed that particles with higher density exhibited greater effective atomic numbers (Zeff) and mass attenuation coefficients (μ/ρ) compared to lower-density particles. This finding highlights the critical role of both density and atomic structure in determining the interaction of particles with X-rays.

• For -80+20mm Tekirdağ coal ore, the density difference between coal and gangue materials enables the applicability of XRT sorting equipment. However, both literature and experimental studies have demonstrated that particle size is also a critical parameter influencing the efficiency of the separation process.

• In X-ray-based scanning and security equipment, the color representation of organic, inorganic, and metallic materials is performed based on curves derived from their effective atomic number (Zeff) and density values. This approach allows for the differentiation of various material types in X-ray imaging systems.

• XRT-based beneficiation may be favored over DMS, as it offers notable advantages such as the absence of dense media requirements, reduced workforce demand, a more compact plant layout relative to the DMS circuit, and, most critically, the complete elimination of water usage during the beneficiation process.

KAYNAKLAR

Comex Group Reference. (n.d.). Retrieved from COMEX GROUP: https://comex-group.com/reference/

GÜLCAN, E. (2013). MİNERALLERİN OPTİK AYIRMA İLE AYRILABİLİRLİĞİNİN ARAŞTIRILMASI.

Ketelhodt, L., & Bergmann, C. (2010). Dual energy X-ray transmission sorting of coal. The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 371-379.

Mahmoodabadi, M. (2015). KOREAN ANTHRACITE COAL CLEANING BY MEANS OF DRY AND WET BASED SEPERATION TECHNOLOGIES.

Metso. (2025). Sensor-based particle sorting solutions.

Robben, C., Korte, J., Wotruba, H., & Robben, M. (2014). Experiences in Dry Coarse Coal Separation Using X-Ray-Transmission-Based Sorting. International Journal of Coal Preparation and Utilization, pp. 210-219.

Udoudo, O. B. (2010). MODELLING THE EFFICIENCY OF AN AUTOMATED SENSOR-BASED SORTER.

Wills, B. A., & Finch, J. A. (2016). DENSE MEDIUM SEPERATION. In B. A. Wills, Wills' Mineral Processing Technology (pp. 246-265).

X-Ray Form Factor, Attenuation and Scattering Tables. (n.d.). Retrieved from National Institute of Standards and Technology (NIST): https://physics.nist.gov/PhysRefData/FFast/html/form.html

.

APPLYING GEOMETALLURGY APPROACH TO SAB CIRCUIT OF A GOLD PLANT

Y. Cınar*[1], B. Sarıoğlu[1], R. Ayhan[1], U. Yontar[1], O. Altun[2]

[1] Anagold Madencilik A.Ş, Erzincan, Turkey
(*Corresponding author: yigit.cinar@anagold.com.tr)
[2] Hacettepe University, Mining Engineering Department, Ankara, Turkey

ABSTRACT

Geometallurgy is a multidisciplinary approach that classifies ore types based on process performance, linking rock characteristics to comminution and beneficiation parameters. It enhances risk management, throughput prediction, and budget forecasting. This study investigates a gold plant's geometallurgy program and model development phases for a SAG and ball milling circuit (SAB). In total, 40 samples having different lithologies and oxidation states were tested and Bond Work index (BGWi), low energy abrasion breakage (ta) and A×b values were determined. Simultaneously, a steady-state sampling campaign was conducted to evaluate the circuit's performance and develop a predictive model. The measured comminution parameters of each lithology were then the input of the model to analyze changes in production rate and grind size. Results showed that ore lithology significantly influenced grinding performance. Higher A×b values, indicating softer ore, produced finer products. Dolomite-OX, with the highest A×b, yielded the finest product (d80 of 106 µm), while Jasperoid-SU (lowest A×b), resulted in the coarsest size (d80 of 120 µm). The highest feed rate occurred with Dolomite-OX, with energy consumption of 10.76 kWh/t, whereas the lowest feed rate was noted for Jasperoid-SU, consuming 19.43 kWh/t. This study highlights the critical role of ore variability in determining circuit performance, emphasizing the need for geometallurgical analysis to optimize production efficiency or budgeting accuracy.

Keywords: Geometallurgy, SAG milling, comminution, optimization, grinding.

INTRODUCTION

Geometallurgy is an interdisciplinary discipline designed to classify and characterize ore types based on their process-related behavior. It integrates geological, mineralogical, metallurgical, mining, and economic data to predict operational performance. Specifically, physical and chemical attributes—such as lithology, texture, mineral content, geomechanics, and geochemistry—are linked to metallurgical properties including crushability, grindability, flotation efficiency, and leaching behavior. These relationships are eventually incorporated into spatial block models to forecast metallurgical responses within mining domains (Pérez-Barnuevo et al., 2018; Rincon et al., 2019).

Numerous studies confirm geometallurgy's value in both greenfield and brownfield projects. In the latter, geometallurgy enhances risk management by accounting for ore variability, which supports more accurate throughput and budget forecasting (Rincon et al., 2019; Wirfiyata & McCaffery, 2012). In greenfield ventures, geometallurgical assessments have proven effective in reducing capital expenditure (CAPEX) overruns by aligning circuit design decisions with ore characteristics (Michaux & O'Connor, 2019).

A critical component of geometallurgy involves selecting representative samples from either drill cores or pit sites. These samples are subjected to standardized laboratory analyses tailored to project-specific goals and ore types (Pérez-Barnuevo et al., 2018). The selection of geometallurgical indicators is highly project-specific, often requiring extensive experimental validation (Lund et al., 2015).

Empirical models linking ore properties to process performance have been developed. For instance, Lund et al. (2015) showed that mineralogical textures influence iron ore recovery. Burger et al. (2006) developed models that successfully predicted plant throughput based on ore type and grindability. Mineralogy-related parameters like modal composition and texture have also been used to infer liberation characteristics critical to process modeling (Lotter, 2011; Suazo et al., 2010).

While comprehensive programs trace ore behavior from characterization to product, many limit their scope to specific operations like comminution. Harbort et al. (2013) demonstrated how lithology and alteration data could be used to estimate the energy demands of comminution circuits. Mwanga et al. (2017) and Lopera (2014) further confirmed that mineralogical factors influence key parameters like Bond Work Index (BGWi) and drop-weight indices (A×b). Some studies also explored internal relationships among comminution parameters. For example, Haffez (2012) found an inverse correlation between BGWi and abrasion indices but a direct correlation with compressive strength. Aras et al. (2012) linked BGWi to point load strength, confirming the value of mechanical properties in predictive modeling.

This study investigates a gold plant's geometallurgy program and model development phases for a SAG and ball milling circuit (SAB). In total, 40 samples having different lithologies and oxidation states were tested and BGWi, low energy abrasion breakage (ta) and A×b values were determined. Simultaneously, a steady-state sampling campaign was conducted to evaluate the circuit's performance and develop a predictive model. The measured comminution parameters of each lithology were then the input of the model to analyze the changes in production rate and grind size.

MATERIALS AND METHODS

Materials

In the scope of the study, 4 geological domains were subjected to comminution characterization studies. Table 1 summarizes the lithological descriptions, and the number of tests performed for each of them.

Table 1. The scope of comminution testing.

Description	Count	Percent
Dolomite		
OX	10	25
Jasperoid		
HSOX	2	5
SU	14	35
Listwanite		
HSOX	1	2.5
OX	13	32.5
Total	40	100

The predominant lithology of the scope was "Jasperoid" accounting for 40% of the total. This is followed by Listwanite (35%) and Dolomite (25%). When lithology is considered along with the oxidation states, the majority of the scope is allocated to Jasperoid-SU (35%) and Listwanite-OX (32.5%) samples. Jasperoid-HSOX and Listwanite-HSOX together represent 7.5% in total. The number of Dolomite-OX sample accounts for 25% of the total analyses.

Comminution tests

Comminution tests included determination of Bond work index (BGWi), ore competency via SMC test and abrasion breakage characteristics (ta) of the selected samples. The procedure of BGWi, established by Bond, is a widely accepted method used to determine the energy consumption required in a ball milling circuit (Bond, 1961). It calculates the energy needed to reduce a specific feed size (F80) to a defined product size (P80), provided the material's grindability is known. Generally, a higher value of BGWi indicates greater resistance to grinding, thereby implying increased energy demand for size reduction (Bond, 1961). The Drop Weight Test was developed by the Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre to generate rock hardness data, which is subsequently used in modeling, evaluating circuit efficiency, and designing AG/SAG milling operations. A comprehensive explanation of the test procedure and data reduction methods is available in the literature (Napier-Munn, 1996). Briefly, while the parameters A and B lack direct physical interpretation, their product (A×b) serves as a practical indicator of ore hardness in the context of AG and SAG milling. Unlike many hardness metrics, a higher A×b value reflects a softer ore. SMC test uses the same device as the JK Drop Weight test and requires a smaller amount of sample. Typically, one of the size classes used in JK Drop Weight test is selected for the characterization works (Morrell, 2004).

Mass balancing and modelling of the circuit

In order to test the ore variability with the aid of simulation techniques, a base condition should be defined where the model structure is developed. The first stages of the model development phase is the sampling and mass balancing. For a mass balancing, applying an accurate sampling strategy is a prerequisite. Within the scope of the study, steady state conditions were established and then the samples were collected from each of the stream while the plant was running. The circuit flowsheet and the sampled points are depicted in Figure 1. It should be noted that the whole circuit was then crash-stopped to measure the ball filling and to determine the ball size distributions of both SAG and ball milling.

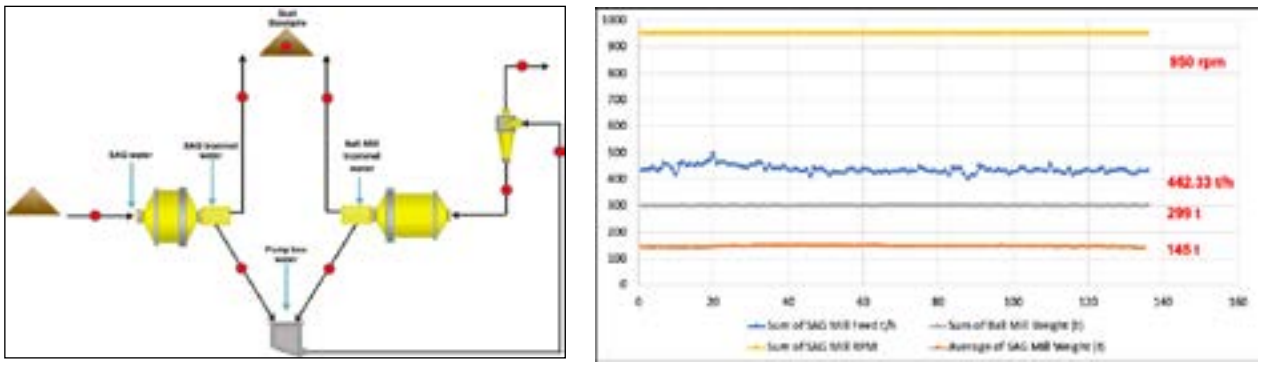


Figure 1. Flowsheet of the comminution circuit.

Prior to commencing the sampling campaign, time series plots of the circuit were followed to decide whether the circuit had reached to a steady state. Figure 1 implies that the given process conditions fluctuate to a minimum extend.

Mass balancing is the process of minimizing the sum of squared errors subject to multiple linear constraints, a type of problem commonly referred to as a "quadratic optimization problem." Its primary goal is to statistically redistribute the errors arising from sampling and experimental measurements. In this study, JK-SimMet V6.01 software was employed for this purpose. The underlying algorithm follows a Quasi-Newton method, wherein discrepancies in the constraints guide the adjustments made to calculated variables. The extent of these adjustments is regulated by the standard deviations associated with the experimental data.

SAG mill model considers collision frequency, ore size distribution after collision and particle transport out of the mill. For the ball mill modelling, the population balance modelling technique was considered as well. This technique has been in use for modelling of the comminution machines. Napier Munn et al. (Napier-Munn, 1996) stated that the outcomes of the approach were accurate in estimating both the size distributions and flow rates. In modelling of Trommel screen, efficiency curve approach was used. In this approach, the mathematical function defining the shape of the efficiency curve is back-fitted with the least sum of errors and the parameters are calculated. Altun (2007) had compared the predicting capabilities of the equations derived until now and concluded that Whiten model fitted the curve with the least sum of squares of deviations, in particular at fine sizes. For hydrocyclone, the most significant model in terms of industry impact and development of the current model is the modified Nageswararao (1978) model (Napier-Munn, 1996). The model has the advantage of extensive industry use, in addition to successful use for both simulation and hydrocyclone control. The model consists of three expressions predicting cut size, throughput and water split to underflow.

Simulation Scenarios

Within the scope of the research 27 simulation scenarios were tested in 3 stages. The methodology and the targets of each stage are illustrated in Figure 3.

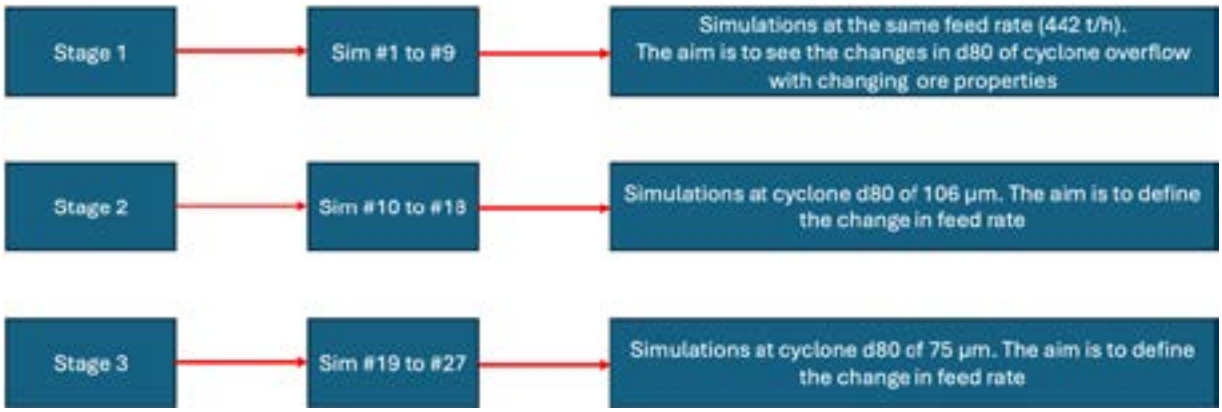


Figure 3. Tested scenarios.

The first stage targeted defining the effects of ore variability on the product d80s (cyclone overflow) for the same throughput. Stage 2 and Stage 3 on the other hand defined the changes in throughput at d80s of 106 µm and 75 µm respectively. Table 2 summarizes the scope of each stage.

Table 2. The simulation scenarios of each stage and the range of comminution parameters.

Designation	A×b	t_a	B_{GWi}
Dolomite-Ox			
Min A×b	31	0.29	18.6
Max A×b	103.2	1.05	10.8
Jasperoid-HSOX			
Min A×b	30.36	0.31	17.1
Max A×b	34.20	0.33	15.9
Jasperoid-SU			
Min A×b	28	0.27	20.3
Max A×b	45.76	0.43	14.2
Listwanite-HSOX*			
Min A×b	36.08	0.34	18.4
Max A×b			
Listwanite-OX			
Min A×b	42.5	0.43	17.8
Max A×b	96.92	0.97	15.4

*Listwanite-HSOX lithology has a single test result (max=min)

RESULTS AND DISCUSSIONS

Mass balancing and modelling

The calculated flow rates are depicted in Figure 5. The success of mass balancing is assessed by comparing the experimental and the calculated ones. Figure 4 illustrates that the error is in acceptable range as the two values are similar to each other. In other words, sampling strategy was executed accurately, and the results can further be used in the modelling stage.

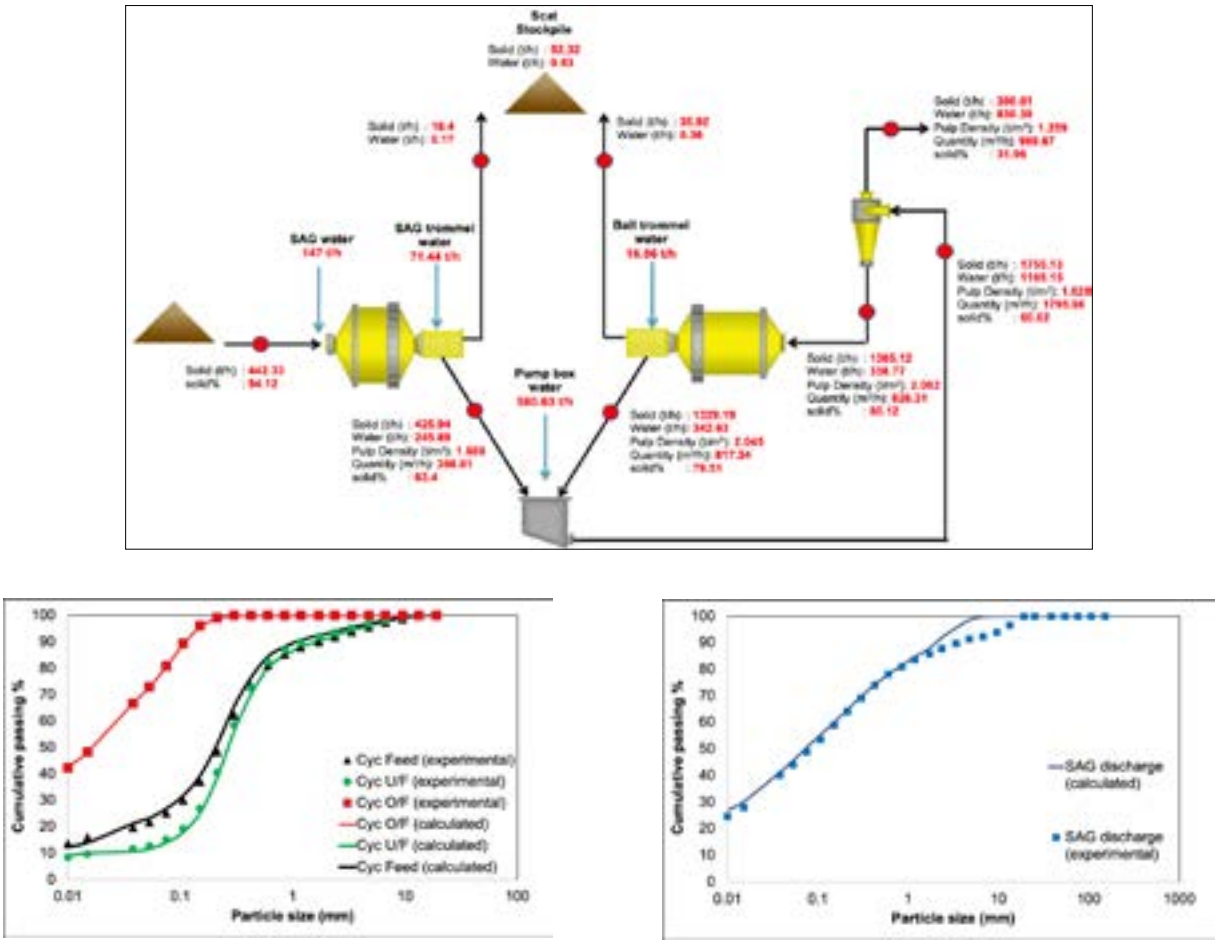


Figure 4. Comparison of experimental and mass balanced size distributions.

The model development stage comprised of calculating the specific breakage rate of SAG and ball milling, efficiency curve modeling of trommel screens, and hydrocyclone modelling.

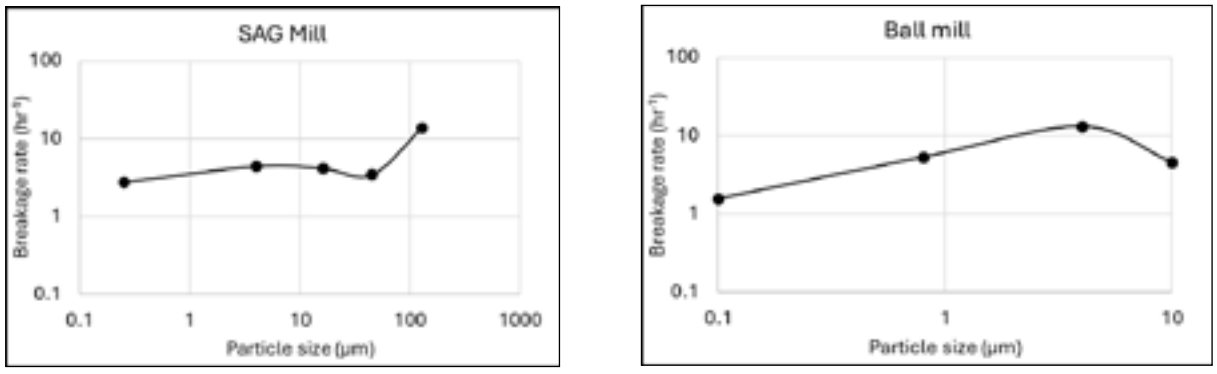


Figure 5. Comparison of experimental and mass balanced size distributions.

Trommel models are given in Table 3.

Table 3. Model parameters of the Trommel screens

Parameter	SAG Mill Trommel	Ball Mill Trommel
α	3	2
d_{50c} (mm)	11	7.3
β*	1.006	1.086

α: Sharpness of separation

d50c: Corrected cut size

β*: Parameter that preserves the definition of d50c ; d=d50c when E=(1/2)C

Simulations

Stage 1

The ore types used in these simulations correspond to those listed in Table 2. The assessed performance metrics included total scat generation (comprising SAG and ball mill trommel oversize), cyclone overflow solid flow rate, d80 of the cyclone overflow, and the ball mill circulating load. These outcomes were then compared with those from the base case simulation, as detailed in Table 4.

Table 4. Simulation result at feed rate of 442 t/h as a comparison with the base case.

Designation	Simulation number	Rate of scat production (t/h)	Solid flow of cyclone overflow	Circulating load of ball milling	d_{80} of cyclone overflow (µm)
Base case (reference) simulation		51.75	390.58	364%	107
Dolomite-OX					
Min A×b	Sim #1	102.12	340.21	537%	117
Max A×b	Sim #2	50.63	391.7	351%	106
Jasperoid-HSOX					
Min A×b	Sim #3	101.58	340.75	525%	118
Max A×b	Sim #4	92.09	350.24	483%	115
Jasperoid-SU					
Min A×b	Sim #5	122.74	329.58	590%	120
Max A×b	Sim #6	76.34	365.99	433%	113
Listwanite-HSOX*					
Min A×b	Sim #7*	94.15	348.18	517%	117
Max A×b	Sim #7*				
Listwanite-OX					
Min A×b	Sim #8	84.99	357.34	486%	115
Max A×b	Sim #9	57.9	384.43	400%	110

*Listwanite-HSOX lithology has a single test result (max=min)

Key observations from the simulations are as follows:

- Except for Simulations #2 and #9, the solid flow in the cyclone overflow decreased relative to the base case.

- As the A×b value increased—indicating softer ore—the d80 value of the cyclone overflow generally decreased, reflecting a finer product.

- Scat production was found to be strongly dependent on ore hardness. Lower A×b values (representing harder, more competent ores) led to greater scat generation.

- Among all cases, Simulation #2 (Dolomite-OX with the highest A×b value) produced the finest product (d80 of 106 µm), while Simulation #5 (Jasperoid-SU with the lowest A×b value) yielded the coarsest product (d80 of 120 µm).

- The relationship between ore softness (A×b) and circuit response is clearly visualized in Figure 6, where fineness and scat production trends are illustrated.

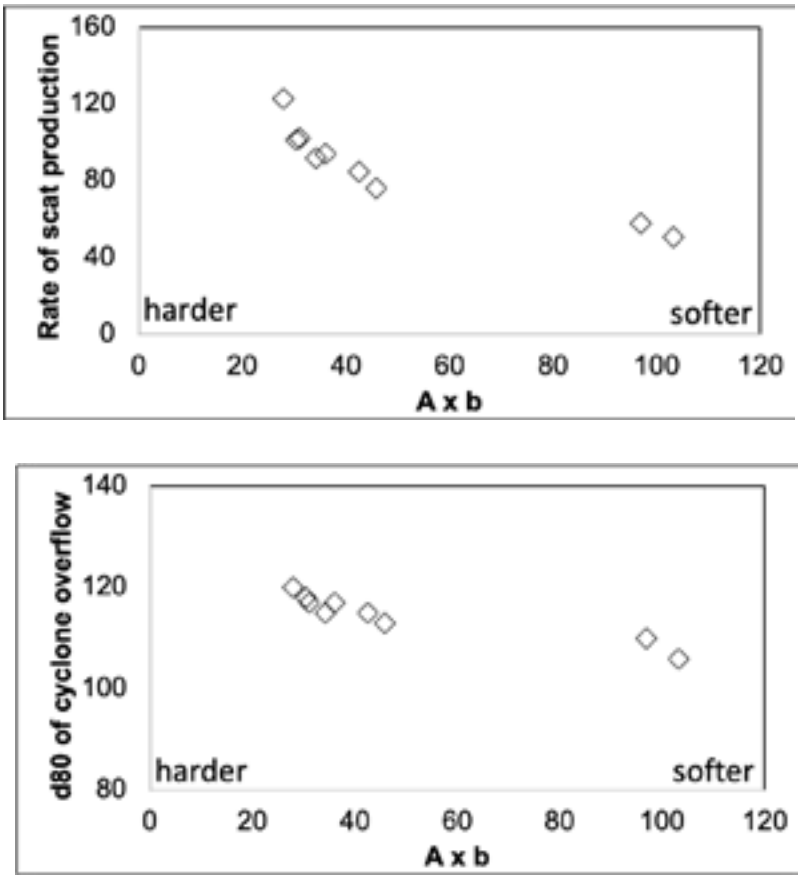


Figure 6. Fineness and scat production change with A×b parameter.

Stage 2

In this stage, the objective was to determine the required feed rate to the circuit in order to achieve a target product size of d80 of 106 µm. The constraints of the simulations were; the maximum allowable load for the SAG mill was set at 30%, the solids content in the cyclone overflow was maintained within the range of 30–34%, the solids content in the cyclone underflow was restricted to a maximum of 82%, cyclone pressure was kept at 80 kPa, the solid flow rate of the cyclone underflow was limited to 1,370 t/h, which was the survey result (Figure 4). A summary of the simulation outcomes is presented in Table 5.

Table 5. Simulation results at d80 of 106 µm.

Designation	Simulation number	cyclonesin operation	SAG Feed (t/h)	Cyclone Overflow (t/h)	Solids content of cyclone overflow	Cyclone pressure (kPa)	Energy (kWh/t)
Dolomite-Ox							
Min A×b	Sim #10	3	275	228.33	36%	35	18.57
Max A×b	Sim #11	3	445	393.9	32%	80.2	10.76
Jasperoid-HSOX							
Min A×b	Sim #12	2	260	222	42.7%	43	19.07
Max A×b	Sim #13	3	290	244	37.9%	35.3	17.38
Jasperoid-SU							
Min A×b	Sim #14	2	260	218.19	37.7%	50.3	19.43
Max A×b	Sim #15	3	320	275	37%	41	15.4
Listwanite-HSOX*							
Min A×b Max A×b	Sim #16* Sim #16*	3	295	246.8	33.6%	42	17.2
Listwanite-OX							
Min A×b	Sim #17	3	315	266.5	33%	47	15.91
Max A×b	Sim #18	3	400	350.6	30.4%	75	12.02

*Listwanite-HSOX lithology has a single test result (max=min)

The results indicated that the SAG mill feed rate is significantly influenced by ore competency parameters, including A×b, ta, and BGWi.

- The highest feed rate was observed in Simulation #11, where the Dolomite-OX ore with the maximum A×b value—along with its corresponding ta and BGWi —was used. This scenario also demonstrated the lowest energy consumption, at 10.76 kWh/t.

- The lowest feed rates were recorded for the Jasperoid lithology in Simulations #12 and #14, both of which required approximately 19 kWh/t of energy.

- Another example of a soft ore, Listwanite-OX (Simulation #18), enabled a feed rate of 400 t/h.

- In several cases, the cyclone overflow solids content and pressure could not simultaneously meet the desired operational range. Achieving the target solids content was only possible at lower pressure levels, likely due to suboptimal cyclone design—particularly regarding the apex and vortex configurations.

- It is therefore recommended that the cyclone geometry be revised to optimize performance

Stage 3

In this phase of the study, the target product size was reduced to d80 of 75 µm, and the corresponding feed rate to the SAB circuit was estimated while applying the same operational constraints used for the 106 µm simulations. There are two important notes that cyclone pressure was allowed to vary across a broad range, which is discussed further in the analysis and the solid flow rate of the cyclone underflow was kept at 1,370 t/h, which is the survey data.

Table 6. Simulation results at d80 of 75 µm.

Designation	Simulation number	cyclones in operation	SAG Feed (t/h)	Cyclone Overflow (t/h)	Solids content of cyclone overflow	Cyclone pressure (kPa)	Energy (kWh/t)
Dolomite-Ox							
Min A×b	Sim #19	1	230	202	34.9%	123	20.83
Max A×b	Sim #20	2	300	274	30%	86	15.16
Jasperoid-HSOX							
Min A×b	Sim #21	2	220	189	27.7%	60	22.24
Max A×b	Sim #22	2	230	199.5	29.4%	59	21.05
Jasperoid-SU							
Min A×b	Sim #23	2	190	163	30%	44	25.6
Max A×b	Sim #24	2	265	233	27%	83	18.03
Listwanite-HSOX*							
Min A×b	Sim #25*	2	215	187	28.7%	56	22.36
Max A×b	Sim #25*						
Listwanite-OX							
Min A×b	Sim #26	2	220	194	29.5%	56	21.51
Max A×b	Sim #27	2	260	236	29.5%	73	17.51

*Listwanite-HSOX lithology has a single test result (max=min)

Key findings from this simulation stage are summarized below:

- Simulation #23 recorded the lowest feed rate and the highest energy consumption, corresponding to the Jasperoid-SU sample with the minimum A×b value. The calculated energy usage for this case was 25.6 kWh/t.

- Simulation #20, using the Dolomite-OX sample with the maximum A×b value, achieved the highest feed rate among all scenarios. This case also demonstrated the lowest energy consumption, measured at 15.16 kWh/t.

CONCLUSIONS

Stage 1 results indicated that higher A×b values associated with softer ores produced finer products, as followed by the d80 values. For example, Simulation #2 (Dolomite-OX with maximum A×b) resulted in the finest product (d80 of 106 µm), whereas Simulation #5 (Jasperoid-SU with minimum A×b) produced the coarsest product (d80 of 120 µm). Stage 2 revealed that the highest feed rate was achieved in Simulation #11, where Dolomite-OX was processed with its maximum A×b value, ta, and BGwi parameters. This case also led to low energy consumption at 10.76 kWh/t. Conversely, the lowest feed rate was obtained in Simulation #14 (Jasperoid-SU with minimum A×b), where energy consumption was calculated as 19.43 kWh/t. Stage 3 showed that Simulation #23 (Jasperoid-SU with the lowest A×b) had both the lowest feed rate and the highest energy utilization, at 25.6 kWh/t. In contrast, the most efficient performance was obtained in Simulation #20 (Dolomite-OX with maximum A×b), which yielded the highest feed rate and the lowest energy consumption, 15.16 kWh/t. As a result, the variations in the ore characteristics had significant impact on the response of the circuit dynamics, i.e., energy utilization, product fineness. Consequently, conducting geometallurgy analysis may lead to foreseen the circuit response prior to the real production stage. Moreover, the budgeting accuracy of the plant can be improved once the performance of the ore that has not been processed by the plant is known through the simulations.

REFERENCES

Aras, A., Ozkan, A., & Aydogan, S. (2012). Correlations of Bond and breakage parameters of some ores with the corresponding point load index. Particle & Particle Systems Characterization, 29(3), 204–210.

Altun, O., 2007. Comparison of different efficiency curve approaches in modelling of air classifers, MSc. Thesis, Hacettepe University, Ankara, Turkey.

Bond, F. C. (1961). Crushing and grinding calculations. Allis-Chalmers Industrial Press.

Burger, B., McCaffery, K., Jankovic, A., Valery, W., & McGaffin, I. (2006). Batu Hijau model for throughput forecast, mining and milling optimisation and expansion studies. SME Annual Conference and Expo, 461.

Haffez, G. S. A. (2012). Correlation between work index and mechanical properties of some Saudi ores. Materials Testing, 54(2), 108–112.

Harbort, G. J. L., La Rosa, D., & Sola, C. (2013). The use of geometallurgy to estimate comminution parameters within porphyry copper deposits. The Second AUSIMM International Geometallurgy Conference.

Lotter, N. O. (2011). Modern process mineralogy: An integrated multi-disciplined approach to flowsheeting. Minerals Engineering, 24(12), 1229–1237.

Lopera, P. A. M. (2014). Geometallurgical mapping and mine modelling comminution studies: La Colosa case study (M.Sc. thesis, University of Tasmania).

Lund, C., Lamberg, P., & Lindberg, T. (2015). Development of a geometallurgical framework to quantify mineral textures for process prediction. Minerals Engineering, 82, 61–77.

Michaux, S., & O'Connor, L. (2019). How to set up and develop a geometallurgical program. GTK Open Work File Report 72.

Mwanga, A., Lamberg, P., & Rosenkranz, J. (2017). Comminution modeling using mineralogical properties of iron ores. Minerals Engineering, 111, 182–197.

Napier-Munn, T. J., Morrell, S., Morrison, R.D., Kojovic, T. . (1996). Mineral comminution circuitstheir operation and optimization, . JKMRC monograph series in mining and mineral processing, Brisbane, Australia.

Pérez-Barnuevo, L., Lévesque, S., & Bazin, C. (2018). Drill core texture as geometallurgical indicator for the Mont-Wright iron ore deposit. Minerals Engineering, 122, 130–141.

Rincon, J., Gaydardzhiev, S., & Stamenov, L. (2019). Coupling comminution indices and mineralogical features as an approach to geometallurgical characterization of a copper ore. Minerals Engineering, 130, 57–66.

Suazo, C. J., Kracht, W., & Alruiz, O. M. (2010). Geometallurgical modelling of the Collahuasi flotation circuit. Minerals Engineering, 23(2), 137–142.

Wirfiyata, F. M., & McCaffery, K. (2012). Applied geo-metallurgical characterisation for life of mine throughput prediction at Batu Hijau. Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum, 214408.

EVALUATING REY+SC CONCENTRATION AND MODE OF OCCURRENCE IN COAL, ROOF AND FLOOR SAMPLES: A CASE STUDY OF WITBANK COALFIELD, SOUTH AFRICA

D. G. Modiba [1, *], N. J. Wagner [2]

[1] *University of the Witwatersrand, School of Mining Engineering, Johannesburg, South Africa*
*(*DG Modiba: duduzile.modiba@wits.ac.za)*
[2] *DSTI-NRF CIMERA, Department of Geology, University of Johannesburg, South Africa*

ABSTRACT

There has been an increase in the demand for critical elements, such as rare earth elements (Sc, Y, La, Ce, Pr, Nd, Pm, Sm, Eu, Gd, Tb, Dy, Ho, Er, Tm, Yb), with the advent of green energy economies. The global demand for these elements has led to a need to broaden extraction from primary mineable ore deposits and expand extraction from alternative, non-conventional sources, such as coal and combustion ash. There is currently limited knowledge concerning South African coal deposits as critical hosts for REY+Sc. This paper aims to discuss the concentration and mode of occurrence of REY+Sc in coal and associated sediments, using a borehole core extracted from the Witbank Coalfield as a case study. There were ten coal samples and eight associated sediment samples (roof and floor) that were analysed for mineralogy, geochemistry, and coal petrography. The deposit is Permian in age (299 to 251 million years ago), and the coals are of medium rank C and dominated by inertinite. The mineralogy data indicated that quartz and kaolinite were the dominant minerals. The ∑REY+Sc for coal and associated sediments is 428.3 µg/g, which is higher than the Upper Continental Crust Values (179.4 µg/g). The Mineral Liberation Analysis results indicate that the host mineral of REY+Sc is monazite.

Keywords: REY+Sc, Coal, South Africa, ICP-MS, MLA

INTRODUCTION

There has been an increase in the demand for critical elements such as lithium, uranium, germanium and rare earth elements (Sc, Y, La, Ce, Pr, Nd, Pm, Sm, Eu, Gd, Tb, Dy, Ho, Er, Tm, Yb) with the advent of the fourth industrial revolution (4IR), green energy, and the need to reduce global Green House Gas (GHG) emissions (Bullock *et al.,* 2018; Dai and Finkelman, 2018, Fu *et al*., 2022). Critical elements don't have a standard definition because they are country-specific, depending on the country's economic priorities, technological developments and how vulnerable the commodity is to supply risks. It may also include elements or metals that cannot be substituted and have low recycling potential (South African Department of Mineral and Petroleum Resources, 2025). This research focuses solely on rare earth elements, which have been classified as critical elements according to the South African Critical Minerals and Metals Strategy, published in May 2025. The significant uses of rare earth elements (REEs), including yttrium and scandium (REY+Sc), are primarily in the renewable energy industry, specifically in the manufacturing of wind turbines, batteries, catalysts, and electric vehicles (Haque *et al.*, 2014). The REE market size was valued at US$6 billion as of 2024 and is projected to reach US$10.9 billion by 2029, according to Markets and Markets (2025).

Numerous studies have been conducted internationally on the occurrence of REY+Sc in coal and coal byproducts (Anggara *et al.,* 2020; Arbuzov *et al.,* 2019; Arnold, 2023; Dai *et al.*, 2004; Dai *et al*., 2017; Ekmann, 2012; Eskenazy, 1987; Finkelman *et al*., 2018; Fu *et al*., 2022; Hower *et al*., 2020; Zhou *et al.,* 2017). In a recent article by Texas Geoscience (2024), the University of Texas at Austin revealed compelling evidence of REE, amounting to 11 million tonnes in a coal ash dump, which is quantified to be worth US$8.4 billion. There has also been a growing body of literature in the investigation of REY+Sc within the South African context, such as research conducted by Wagner and Matiane (2016), which focuses on REE in South African coal ash. More recently, Akintola (2025) investigated the concentration of REE in carbonaceous shale samples. However, there remains some uncertainty about the REY+Sc concentration of South African coals and associated sediments, particularly in the Witbank Coalfields. This knowledge gap has sparked the inception of this study and is the premise of this conference paper.

METHODOLOGY

Sample collection and preparation

The Witbank Coalfield is situated in the Mpumalanga Province, approximately 130 km east of Johannesburg, South Africa (Figure 1), and forms part of the Main Karoo Basin. The preserved coal seams were formed between the early and late Permian periods (299 to 251 million years ago). The depositional environment is believed to be of deltaic and fluvial origin. Hence, the lithologies associated with the coal seams are non-marine, terrestrial sedimentary clastic rocks, such as sandstones, mudstones, and siltstones (Cairncross, 2001; Falcon and Ham, 1988; Jeffrey, 2005). The authors collected and logged complete borehole cores from the study area. The coal seam, roof, and floor were sampled, i.e., the lithologies found immediately above and below the coal seam. Eighteen samples were obtained from the study area. The samples consist mainly of coaly shales, dull-banded coal, and bright coal. The clastic sediments are carbonaceous shale, mudstone, sandstone, siltstone and diamictite.

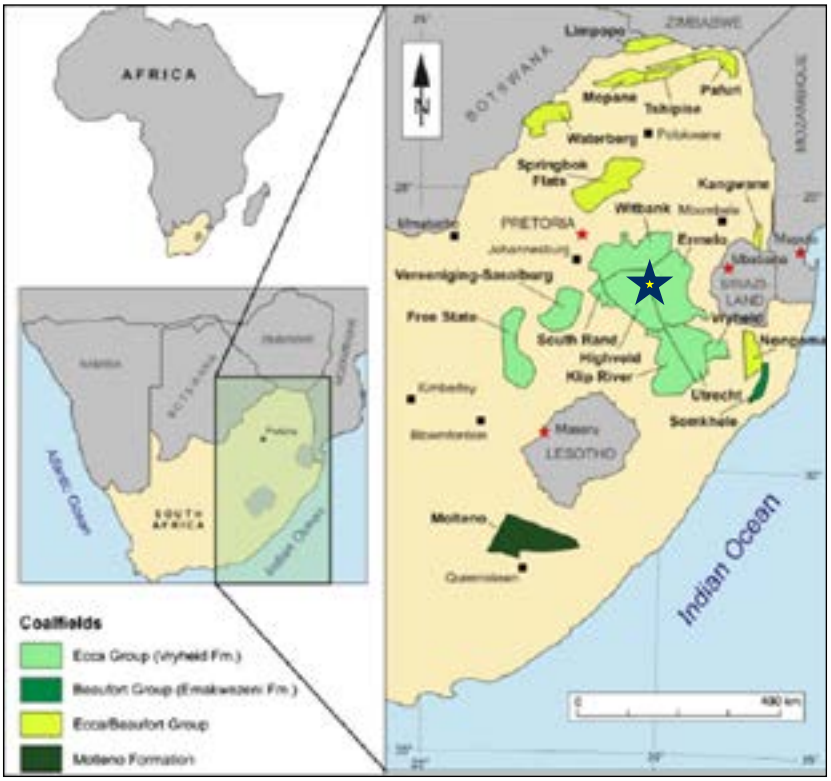


Figure 1. South African Coalfields with Witbank Coalfield indicated by the star (modified from Hancox and Gotz, 2014)

The coal samples were manually crushed using a hammer and milled using the Retsch ZM200 ultra centrifugal mill. The sedimentary associated samples were crushed using a jaw and roll crusher to achieve a 2–4 mm particle size. This took place at the University of Johannesburg (UJ), Kingsway Campus. The samples were subsequently split into representative samples (2–4 mm) using riffle splitters. One fraction of the samples was milled to -1 mm and used for coal petrography, by the preparation of sample blocks. The blocks were prepared following SANS 7404-2 (2015) at the UJ Department of Geology sample preparation facility. The other fraction was further milled to -212 µm for X-ray diffraction (XRD) analysis. The third split was milled to -106 µm to enable the ease of sample digestion prior to inductively coupled plasma mass spectrometry (ICP-MS) analysis. The sample with the highest REY+Sc results from ICP-MS analysis was selected for Mineral Liberation Analysis (MLA) for elemental mapping.

Petrography: Maceral group and reflectance analysis

Coal petrographic analyses entailed maceral group composition (including observable minerals). The maceral group analysis was conducted based on 500-point counts per sample, categorising the components observed as either vitrinite, liptinite, inertinite, or one of five mineral groups (i.e., clay, quartz, sulphides, carbonates, and other minerals). This analysis is based on the South African National Standard (SANS) 7404-3 (2016). The Zeiss Axio Imager M2 polarised reflected light microscope was used, and is housed at the Department of Geology, UJ. It is fitted with Hilgers Diskus Fossil components and software, at a total magnification of x500.

To place the samples in terms of maturity and determine if any intruded samples were included, the coal rank was determined using a mean random reflectance (% RoV). The microscope and computer were switched on for at least 30 minutes before calibration to allow stabilisation of the light source (SANS 7404-5, 2016). The measurements were done using green reflected light and a 50X oil objective. The microscope's semi-automated stage moved in a predetermined raster pattern across the surface of the coal block. Calibration was carried out using a Yttrium-Aluminium Garnet (YAG) 0.90 standard (supplied by Klein & Becker GmbH & Co., Germany) to ensure that the intensity of the reflected light was at 0.90% with a standard deviation of 0.1%, as stipulated by SANS 7404-5 (2016).

Mineralogy: XRD

The sample's mineral compositions were determined using XRD. This analysis was conducted at XRD Analytical and Consulting, Pretoria, South Africa. The samples were prepared using a backloading preparation method and analysed on a PANalytical Aeris diffractometer with a PIXcel detector and fixed slits with Fe-filtered Co-Kα radiation. The phases were identified using X'Pert Highscore Plus software. The relative phase amounts (wt.%) were estimated using the Rietveld method, XRD Analytical & Consulting (2018).

ICP-MS analysis

The coal and associated sediment samples were digested before ICP-MS analysis at Spectra, UJ. The sample digestion was conducted using a Milestone Mars 6 microwave digestion system using Xpress Plus vessels, manufactured by CEM Corporation, based in the United States of America. A 0.1-0.2 g coal sample was accurately weighed to the nearest 0.0001g using a Mettler Toledo XP205 analytical balance and transferred to the Teflon digestion vessel. 10 mL HNO_3(65% Purity, Suprapure, Merc) and 10 µL HF (30% purity, Suprapure, Merc) were added to each digestion vessel, including a blank. The vessels were placed in a Mars 6 microwave digestion system, where they were heated to 180 °C for 10 minutes and maintained at 180°C for an additional 10 minutes. After digestion, the samples were transferred and diluted to 50mL using ultra-pure water. The samples were then centrifuged and/or filtered for 10 minutes at a maximum speed of 6000rpm, to remove any remaining solids. The supernatant was diluted with an additional 20X by pipetting 500 µL and diluting to 10 mL with 2% HNO_3. This was done to matrix-match the sample solution with that of the calibration standards, ideal for PerkinElmer NexION 300 ICP-MS analysis.

MLA analysis

Coal sample, ZBS2B, which has the highest REY+Sc, was selected for MLA analysis. The sample was ashed at 450ºC for eight hours, to remove all the volatile matter, before analysis. The sample preparation for the MLA was conducted by SJT MetMin Services, South Africa. The samples were mounted in 30mm diameter epoxy resin blocks and cured, polished and coated with carbon for examination. The prepared, polished blocks were analysed at the UJ Spectrum MLA laboratory. A scanning electron microscope FEI QUANTA 650 FEG instrument, which operates in a vacuum to ensure no interactions with air particles, was used. The BSE images were captured using MLA processing software. The results presented in this paper indicate which mineral hosts the respective REY+Sc. The results are presented as BSE images with their respective spectra plots.

Economic Evaluation for REY+Sc in Coal

Dai *et al.* (2017) proposed an index called the outlook coefficient (C_{outl}) that assists in a rapid preliminary evaluation of economic REE coal-hosted deposits. The C_{outl} is defined as "the ratio of the relative amount of critical REY metals in the total REY to the relative amount of excessive REY" (Dai *et al*., 2017:247) and is thus calculated as indicated by equation (1).

$$Coutlook = [(Nd + Eu + Tb + Dy + Er + Y)/\sum REY]/\,[(Ce + Ho + Tm + Yb + Lu)/\sum REY] \quad (1)$$

The different clusters indicating economic potential are defined as follows (Dai *et al*., 2017):

- Cluster I: unpromising REY source: $C_{outl} < 0.7$
- Cluster II: promising REY source: $0.7 \leq C_{outl} \leq 1.9$
- Cluster III: highly promising REY source: $C_{outl} > 2.4$

In addition to the C_{outl} criteria stipulated above, the ΣREY should be ≥ 1000 µg/g to meet the cut-off grade required for coal ash's economic recovery, as proposed by Seredin and Dai (2012).

RESULTS AND DISCUSSION

Petrographic Observations: Maceral group and reflectance analysis

The petrographic results are indicated in Figure 2. According to the SANS 11760 (2022) for coal classification, the Witbank coal samples are high inertinite, medium-rank C bituminous coal. The dominant minerals, as determined by petrographic analysis, are clay and quartz, in accordance with SANS 7404-3 (2016). The photomicrographs depicted in Figure 3 A&B confirm the presence of inertinite, vitrinite, quartz and clays.

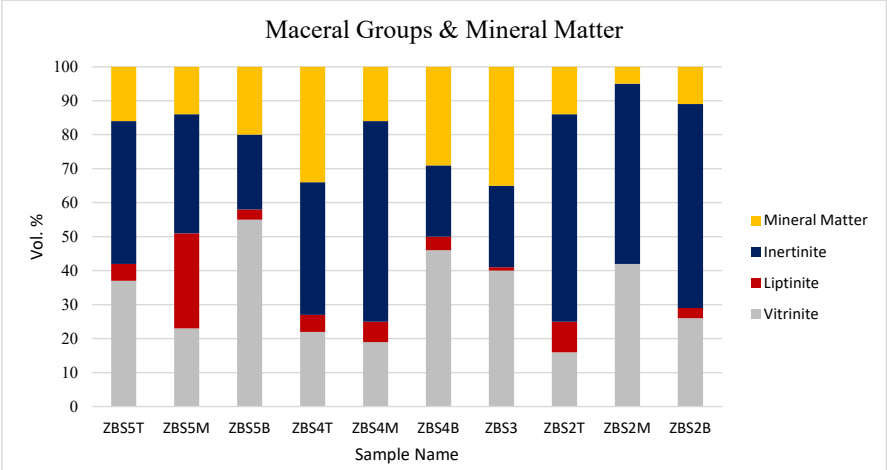


Figure 2. Graphical Representation of the Maceral Groups and Mineral Matter for all Coalfields (Vol.%)

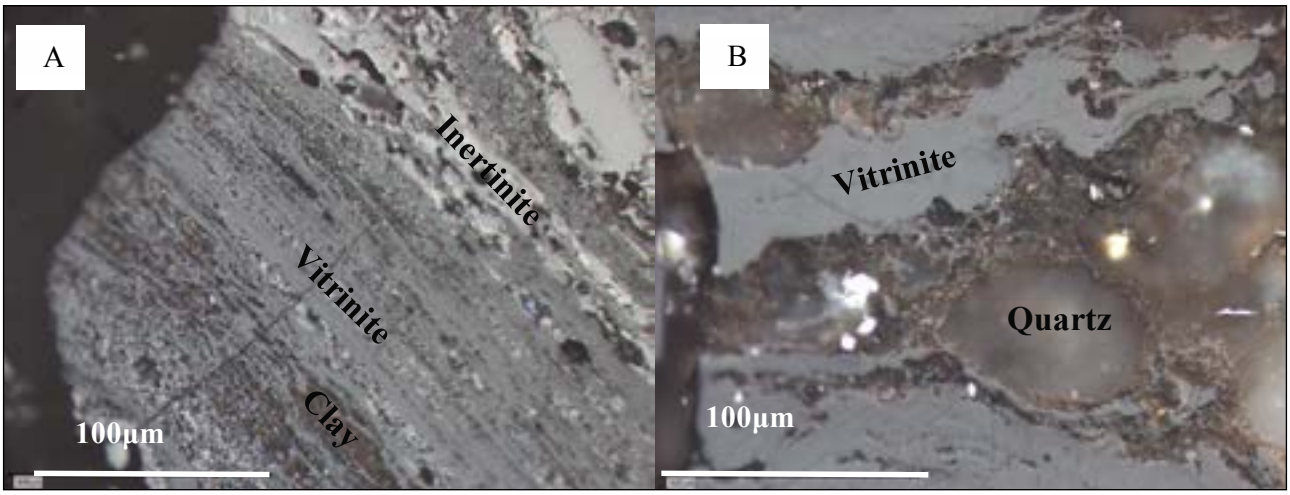


Figure 3 A&B. Photomicrographs under reflected white light with immersion oil; total magnification x500; scale bar is indicated. A) Banded vitrinite and inertinite clay particles embedded in the organic matrix. B) A sizeable, rounded quartz grain with the vitrinite band

Mineralogy: XRD

The mineralogy results are represented in Figure 4. The two dormant minerals in all the Witbank coal and associated sediment samples are Kaolinite and Quartz. These are followed by Microcline, Plagioclase and Dolomite.

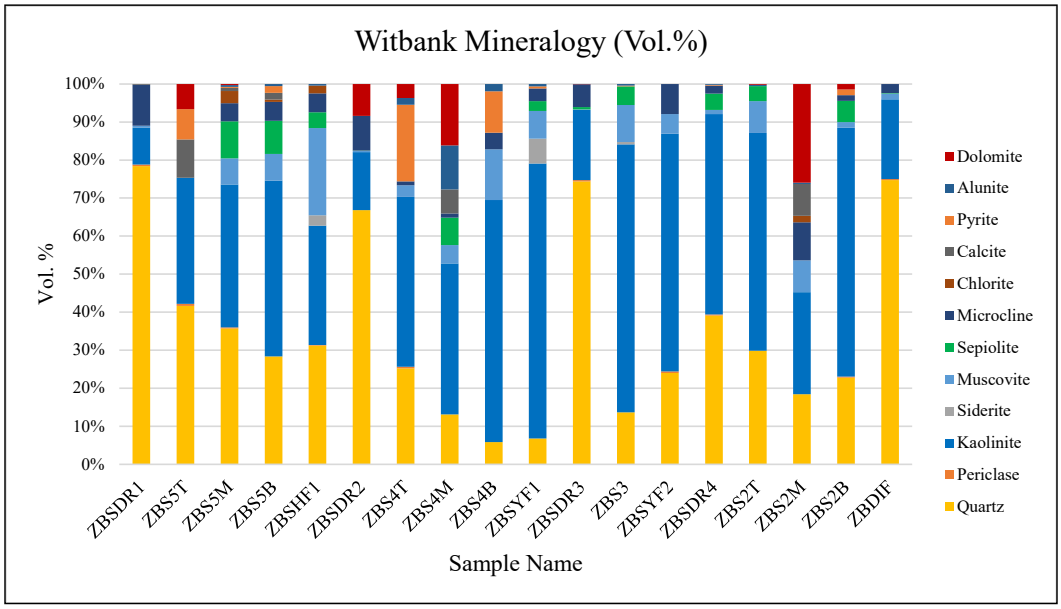


Figure 4. Mineralogy of all Coalfields

ICP-MS analysis

Table 1 indicates that the coal sample with the highest ∑REY+Sc concentration is ZBS4B (dull coal), with a 93 µg/g concentration. The sample with the lowest concentration is ZBS2M (dull coal), with a 20 µg/g concentration. The REY+Sc concentrations in all the coal samples are lower than the UCC and world hard coal values, as reported by Taylor and McLennan (1985) and Ketris and Yudovich (2009), respectively. Table 2 indicates the associated sediment samples. The sample with the highest ∑REY+Sc is ZBSYF1 (shale-siltstone), with 428 µg/g (higher than the UCC). The sample with the lowest ∑REY+Sc concentration is ZBSDR1

(sandstone) 61.5 µg/g. The overall concentration pattern for the coal and associated sediment samples is ∑LREE>∑MREE>∑HREE. The associated sediment samples have higher ∑REY+Sc concentrations than the coal samples.

Table 1. ICP-MS Data for Coal Samples REY+Sc(µg/g)

ICP-MS Data: Coal Samples:REY+Sc(µg/g)												
Geochemical Class	ZBS5T	ZBS5M	ZBS5B	ZBS4T	ZBS4M	ZBS4B	ZBS3	ZBS2T	ZBS2M	ZBS2B	UCC values (Taylor and McLennan, 1985)	World Hard Coal values (Ketris and Yudovich, 2009)
∑LREE	12.3	15.9	9.4	21.3	46.7	73.7	14.4	20.8	11.5	49.5	131.6	51.6
∑MREE	1.3	1.1	1.1	1.9	2.6	5.4	3.2	2.3	0.8	3.1	8.82	5.54
∑HREE	1.2	0.6	0.8	1.1	1.3	3.8	2.6	1.3	0.6	1.1	5.95	3.07
∑REE	14.8	17.6	11.3	24.3	50.6	82.8	20.2	24.4	12.9	53.7	146.37	60.21
∑REY+Sc	25.5	28.6	36.6	39.3	64.6	93.0	30.6	35.1	20.0	64.6	179.37	72.11

Table 2. ICP-MS Data for Associated Sediments Samples REY+Sc(µg/g)

	ICP-MS DataAssociated Sediment Samples:REY+Sc(µg/g)									
Geochemical Class	ZBSDR1	ZBSHF1	ZBSDR2	ZBSYF1	ZBSDR3	ZBSYF2	ZBSDR4	ZBDIF	UCC values (Taylor and McLennan, 1985)	World Hard Coal values (Ketris and Yudovich, 2009)
∑LREE	40.6	242.9	89.4	331.4	106.3	249.1	154.7	33.6	131.6	51.6
∑MREE	2.3	13.0	6.2	20.4	5.4	14.9	6.0	2.3	8.82	5.54
∑HREE	0.9	4.9	4.0	8.7	2.2	5.1	2.2	1.9	5.95	3.07
∑REE	43.8	260.8	99.6	360.5	113.9	269.1	162.8	37.9	146.37	60.21
∑REY+Sc	61.5	291.6	171.5	428.3	155.1	286.7	207.1	113.2	179.37	72.11

The normalised values are plotted in Figures 5 A and B for the coal and associated sediment samples. All coal samples are below enrichment. However, sample ZBS4B has the highest peak. The coal samples are dominated by LREE. The associated sediment results are enriched in LREE, MREE, and HREE. Y is elevated in all the samples. Some

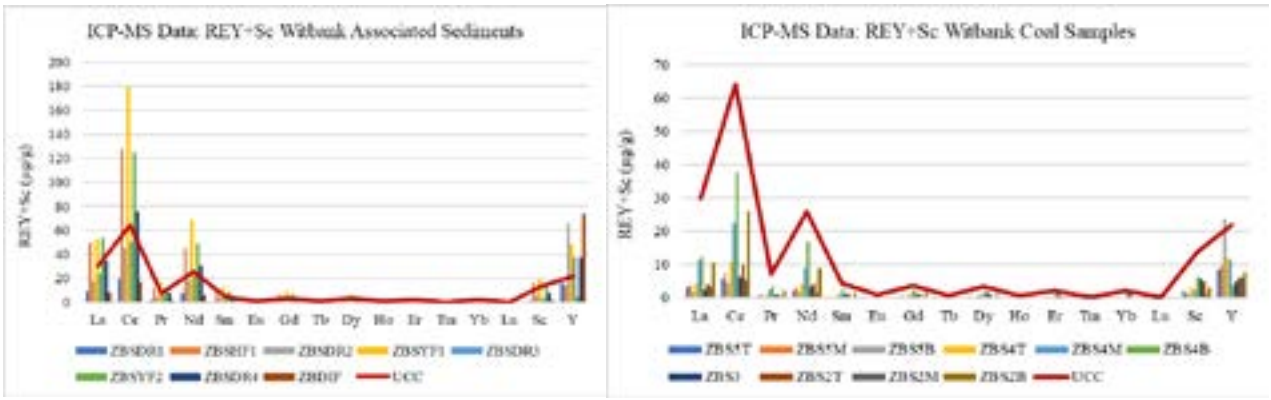


Figure 5 A & B. Witbank REY+Sc normalised distribution to UCC for coal and associated sediments

MLA analysis

Figure 6 A depicts a cluster of monazites locked in kaolinite. Its respective spectral image is depicted in Figure 6 B. The elements hosted in this monazite particle are La, Ce, Pr, Sm, Nd, Gd, and Th. This is a typical elemental composition of monazite. The presence of monazite concurs with the findings discussed in Arnold (2023), Eterigho-Ikelegbe *et al.* (2021), Fu *et al.* (2022), Modiba and Wagner (2024), Rerani *et al.* (2024) and Seredin and Dai (2012).

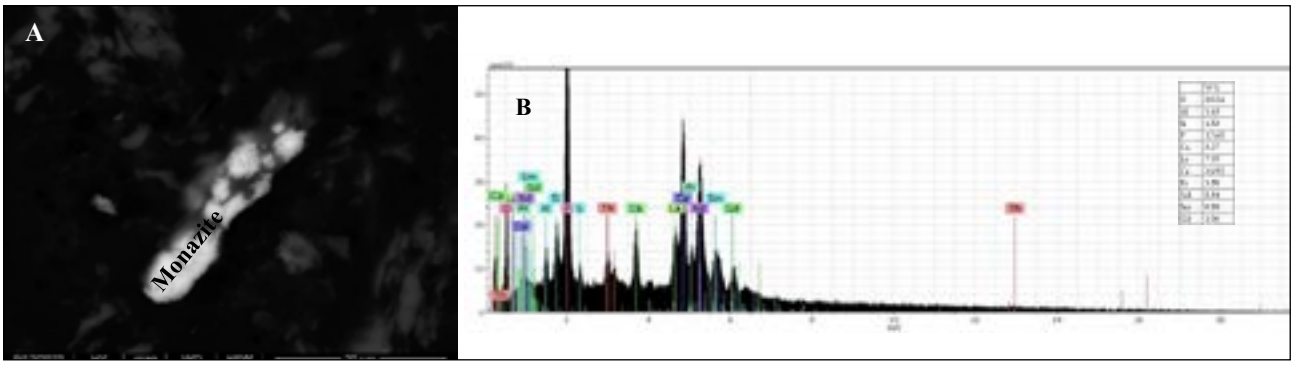


Figure 6. Witbank MLA BSE and spectral images of monazite clusters locked in kaolinite

Potential Economic Viability of REY+Sc in Coal and Associated Sediments

The analysed samples from Witbank Coalfield's Coutlook results, depicted in Figure 7, are plotted on the unpromising portion of the C_{outl} graph. Although the promising coal samples' C_{outl} range from 0.72 to 5.45, the promising associated sediment samples range from 0.72 to 4.69. The concentrations are below the 1000 µg/g cut-off; hence, they're deemed as unpromising (Dai *et al*., 2017). The concentration may not be economically significant when analysed on a whole coal basis. However, pre-concentrating the samples via ashing may help increase the REY+Sc concentrations to a specific amount depending on the ash yield (Hower *et al*., 2016).

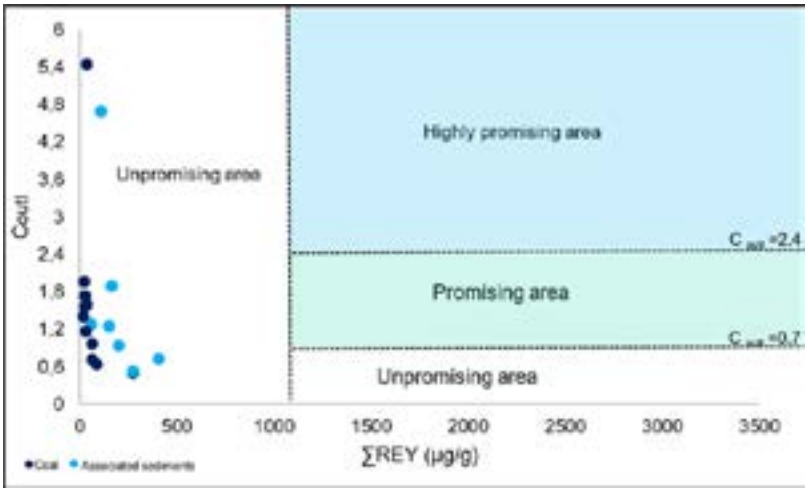


Figure 7: Witbank ∑REY concentrations for coal and associated sediment samples plotted against Coutlook using the modified Coutlook graph by Dai et al. (2017).

CONCLUSION

The Witbank coal samples are classified as medium-rank C bituminous coals. The main minerals found in all coalfields are Kaolinite and Quartz. All the Witbank coal samples' REY+Sc concentrations are lower than the UCC and world hard coal values, as per Taylor and McLennan (1985) and Ketris and Yudovich (2009), respectively. Contrary to the coal samples, the majority of the associated sediment samples are above UCC and world hard coal values, indicated by sample ZBSYF1 (428 µg/g). The associated sediment samples have higher ∑REY+Sc concentrations than the coal samples. The overall concentration pattern for the coal and associated sediment samples is ∑LEREE>∑MREE>∑HREE. The analysed samples' REY+Sc concentrations may not be economically viable according to the outlook coefficient analysis. However, this study contributed to the creation of a database for the concentration of REY+Sc in coal and associated sediments within the study area. The extraction of REY+Sc from coal and coal combustion products, such as ash, may reduce the environmental impact of coal combustion. The enriched associated sediment samples could imply that several coal

mining concessions that discard the roof and floor sediments as waste could potentially economically extract these REY+Sc from what is considered waste.

ACKNOWLEDGEMENTS

The authors are grateful for the support from the Centre of Excellence for Integrated Mineral and Energy Resources Analysis (DSI-NRF CIMERA) at the University of Johannesburg and the University of Johannesburg Spectrum Analysis Facility. This work is based on research financially supported by the National Research Foundation (NRF) of South Africa under Grant Number 118564; any opinion, findings, conclusions, or recommendations expressed in this material are those of the author(s)and therefore, the NRF does not accept any liability in regard thereto. The authors are also thankful to Dr TV Makhubela for his unlimited laboratory support in conducting the study.

REFERENCES

Anggara, F., Petrus, H. T., Patria, A.A., & Bangun, A. S., 2020. Preliminary study of rare earth element and yttrium (REY) content of coal in Sangatta Coalfield, East Kalimantan, Indonesia. *Indonesian Journal on Geoscience,* 7(3), pp. 305-314.

Arbuzov, S. I., Spears, D. A., Vergunov, A. V., Ilenok, S. S., Mezhibor, A. M., Ivanov, V.X. P. & Zarubina, N. A., 2019. Geochemistry, mineralogy and genesis of rare metal (Nb-Ta-Zr-Hf-Y-REE-Ga) coals of the seam XI in the south of Kuznetsk Basin, Russia. *Ore Geology Reviews,* Volume 113, pp. 1-19.

Arnold, B. J., 2023. A review of element partitioning in coal preparation. *International Journal of Coal Geology,* Volume 274, p. 104296.

Akintola, G. O., 2025. Carbonaceous shale deposits as potential unconventional sources for rare earth elements at the Witbank Coalfield, Permian Vryheid Formation, South Africa. Minerals, 15(4), p. 388.

Bullock, L. A., Parnell, J., Perez, M., Armstrong, J.G., Feldmann, J. J. & Boyce, A.J., 61-74. High selenium in the Carboniferous coal measures of Northumberland, Northeast England. *International Journal of Coal Geology,* Volume 195.

Cairncross, B., 2001. An overview of the Permian (Karoo) coal deposits of Southern Africa. *Journal of African Earth Sciences,* Volume 33, pp. 529-562.

Dai, S. & Finkelman, R. B., 2018. Coal as a promising source of critical elements: Progress and prospects. *International Journal of Coal Geology,* Volume 186, pp. 155-164.

Dai, S., Li, D., Deyi, R., Yuegang, T., Longyi, S., & Huibo, S., 2004. Geochemistry of the late Permian No.30 coal seam, Zhijun Coalfield of Southwest China: influence of a siliceous low temperature hydrothermal fluid. *Applied Geochemistry,* Volume 19, pp. 1315-1330.

Dai, S., Xie, P., Ward, C. R., Yan, X., Guo, W., French, D., & Graham, I. T., 2017. Anomalies of rare metals in Lopingian super-high-organic-sulfur coals from the Yishan Coalfield, Guangxi, China. *Ore Geology Reviews,* Volume 88, pp. 235-250.

Ekmann, J. M., 2012. Rare earth elements in coal deposits: a prospectivity analysis. [Online] Available at: https://www.searchanddiscovery.com/pdfz/documents/2012/80270ekmann/ndx_ekmann.pdf.html [Accessed 29 June 2020].

Eskenazy, G. M., 1987. Rare earth elements and yttrium in lithotypes of Bulgarian coals. *Organic Geochemistry,* 11(2), pp. 83-89.

Eterigho-Ikelegbe, O., Harrar, H. & Bada, S., 2021. Rare earth elements from coal and coal discard–a review. Minerals Engineering, Volume 173, p. 107187

Falcon, R. & Ham, A. J., 1988. The characteristics of Southern African coals. *Journal of South African Institute of Mining and Metallurgy,* 88(5), pp. 145-161.

Finkelman, R. B., Palmer, C. A., & Wang, P., 2018. Quantification of the modes of occurrence of 42 elements in coal. *International Journal of Coal Geology,* Volume 185, pp. 138-160.

Fu, B., Hower, J. C., Zhang, W., Luo, G., Hu, H., & Yao, H., 2022. A review of rare earth elements and yttrium in coal ash: Content, modes of occurrences, combustion behaviour, and extraction methods. *Progress in Energy and Combustion Science,* Volume 88, pp. 1-47.

Hancox, P. J. & Götz, A. E., 2014. South Africa's coalfields—A 2014 perspective. *International Journal of Coal Geology,* Volume 132, pp. 170-254.

Haque, N., Hughes, A., Lim, S. & Vernon, C., 2014. Rare earth elements: Overview of mining, mineralogy, uses, sustainability and environmental impact. Resources, Volume 3, pp. 614-635.

Hower, J. C., Eble, C. F., Dai, S. & Belkin, H. E., 2016. Distribution of rare earth elements in eastern Kentucky coals: Indicators of multiple modes of enrichment? International Journal of Coal Geology, pp. 73-81.

Hower, J. C., Qian, D., Briot, N. J., Hood, M.M., & Eble, C. F., 2020. Mineralogy of a rare earth element-rich Manchester coal lithotype, Clay County, Kentucky. *International Journal of Coal Geology,* Volume 2020, p. 103413.

Jeffrey, L. S., 2005. Characterization of the coal resources of South Africa. *The Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy,* Volume 105, pp. 95-102.

Ketris, M. & Yudovich, Y., 2009. Estimations of Clarkes for Carbonaceous Biolithes: world averages for trace element contents in black shales and coals. *International Journal of Coal Geology,* Volume 78, pp. 135-148.

Markets and Markets, 2025. *Rare Earth Metals Market.* [Online] Available at: https://www.marketsandmarkets.com/Market-Reports/rare-earth-metals-market-121495310.html [Accessed 2 September 2025].

Modiba, D. G., & Wagner, N. J. (2024). An assessment of Rare Earth Elements in borehole cores from the Ermelo, Witbank and Waterberg Coalfields, South Africa: Focus on Mode of Occurrence. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 124*(10), 559-566.

Rerani, V. P., Mabowa, H. M. & Wagner, N. J., 2024. Characterisation of rare earth element-bearing mineral phases present in South African coal ash using Mineral Liberation analysis. *Fuel,* Volume 368, p. 131661.

SANS 11760: 2022.2nd Edition, Coal Classification. South African National Standard, Pretoria.

SANS 7404-2: 2015. Methods for the petrographic analysis of coals Part 2: Methods of preparing coal samples. South African National Standard, Pretoria (2015).

SANS 7404-3: 2016. Methods for the petrographic analysis of coals Part 3: Method of determining maceral group composition. South African National Standard, Pretoria (2016).

SANS 7404-5: 2016. Methods for the petrographic analysis of coals Part 5: Method of determining microscopically the reflectance of vitrinite. South African National Standard, Pretoria (2016).

Seredin, V. V. & Dai, S., 2012. Coal deposits as potential alternative sources for Lanthanides and Yttrium. *International Journal of Coal Geology,* Volume 94, pp. 67-93.

South African Department of Minerals and Petroleum Resoures, 2025. *Critical Minerals and Metals Strategy, South Africa.* [Online] Available at: https://www.gov.za/sites/default/files/gcis_document/202505/critical-minerals-and-metals-strategy-south-africa-2025.pdf [Accessed 2 September 2025].

Texas Geoscience, University of Texas in Austin, 2024. Enormous Cache of Rare Earth Elements Hidden Inside Coal Ash Waste. [Online]

Available at: https://www.jsg.utexas.edu/news/2024/11/enormous-cache-of-rare-earth-elements-hidden-inside-coal-ash-waste/ [Accessed 2 September 2025].

Taylor, S. R. & McLennan, S. M., 1985. The continental crust: its composition and evolution. Oxford: Blackwell Scientific Publications.

Wagner, N. J. & Matiane, A., 2018. Rare earth elements in select Main Karoo Basin (South Africa) coal and coal ash samples. *International Journal of Coal Geology,* Volume 196, pp. 82-92.

XRD Analytical & Consulting, 2018. X-Ray Diffraction. [Online] Available at: www.xrd.co.za [Accessed 16 November 2020].

Zhou, B., Li, Z. & Chen, C., 2017. Global Potential of Rare Earth Resources and Rare Earth Demand from Clean Technologies. *Minerals,* 7(203), pp. 1-14.

KARADİKMEN/AKDAĞMADENİ / YOZGAT, POLİMETAL MADEN YATAĞININ PETROGRAFİK, MİNERALOJİK VE JEOKİMYASAL İNCELENMESİ

PETROGRAPHIC, MINERALOGICAL, AND GEOCHEMICAL INVESTIGATION OF THE KARADİKMEN/AKDAĞMADENİ / YOZGAT POLYMETALLIC ORE DEPOSIT

S. Kaya [1, *], A. İlhan, S. Tarhan, T. K. Türeli [1], B. Köse[1], A. Buhur[1], E. Ulu[1]

[1] *Argetest Cevher Zenginleştirme, Ar-Ge ve Analiz Hizmetleri*
*(*Sorumlu yazar: simgekaya@argetest.com)*

ÖZ

Bu çalışmada, Yozgat ili Akdağmadeni ilçesi Karadikmen köyü civarında yer alan ruhsatlı polimetal maden yatağının petrografik, mineralojik ve jeokimyasal özellikleri incelenmiştir. Cevherleşme, karbonatlaşma ve silisleşme izleri gösteren altere piroklastik ile latitik±andezitik bileşimli parçalar içeren epiklastik dönüşümlü kayaçlar içerisinde gelişmiştir. Bu birimler, andezit–bazalt volkanitleriyle örtülmüş olup; yer yer dissemine, damar ve/veya masif yerleşimli olabilen, değişebilen oranlarda pirit-galen-sfalerit-kalkopirit birlikteliklerini içermektedir. Sondajla (80-100 m derinlikten) alınmış ve fraksiyonlanmış numunelere yapılan MLA (Mineral Liberation Analyzer) analizleri bu gözlemleri desteklemiş, ayrıca Türkiye'de nadiren gözlenen akantit (Ag_2S) ile nabit gümüş mineralleri belirlenmiştir. MLA çalışmalarında; -106+75 µm fraksiyonunda serbest halde bulunmayan eser miktarda akantit mineralinin, -30 µm fraksiyonunda %74,50 oranında serbestleştiği belirlenmiş, böylece sahadaki başlıca gümüş taşıyıcısı olduğu anlaşılmıştır. Ayrıca, oksitli üst zondan alınan örneklerde yapılan ayrı bir MLA analizlerinde, akantitin oksitlenmiş formu olarak yorumlanan embolit (Ag(Br,Cl)) benzeri fazlara rastlanmıştır. Sondaj numuneleri üzerinde gerçekleştirilen 4-asit çözdürme sonrası ICP-OES analizleri sonucunda; %0.01–33.65 Pb, %0.01–29.76 Zn, %0.01–2.87 Cu; 0.05–733.00 ppm Ag ve 0.01–39.47 ppm Au değerleri saptanmıştır. Cevherleşmiş zonlarda izlenen ametist-kuvars oluşumları ile sahada gözlenen kolloform (bantlı) dokulu kalsedonik silis blokları, bölgedeki mineralizasyonun yüzeye yakın, epitermal karakterli bir süreç olduğuna işaret etmektedir.

Anahtar Kelimeler: Yozgat/Akdağmadeni/Karadikmen, hidrotermal cevherleşme, epitermal mineralizasyon, polimetal yatak, mineraloji

ABSTRACT

In this study, the petrographic, mineralogical, and geochemical characteristics of a concessioned polymetallic ore deposit located near Karadikmen (Akdağmadeni, Yozgat) were investigated. The mineralization developed within hydrothermally altered pyroclastic–epiclastic rocks with latitic-andesitic fragments and signs of carbonatization/silicification. These units are overlain by fault-controlled andesite–basalt volcanic rocks, and contain variable proportions of pyrite–galena–sphalerite–chalcopyrite assemblages as disseminated, vein-type and/or massive mineralization. MLA analyses performed on drill core-fractionated samples support these observations and also revealed the presence of acanthite (Ag_2S) and native silver, both of which are rarely observed in Türkiye. According to MLA results, trace amounts of acanthite were not liberated in the -106+75

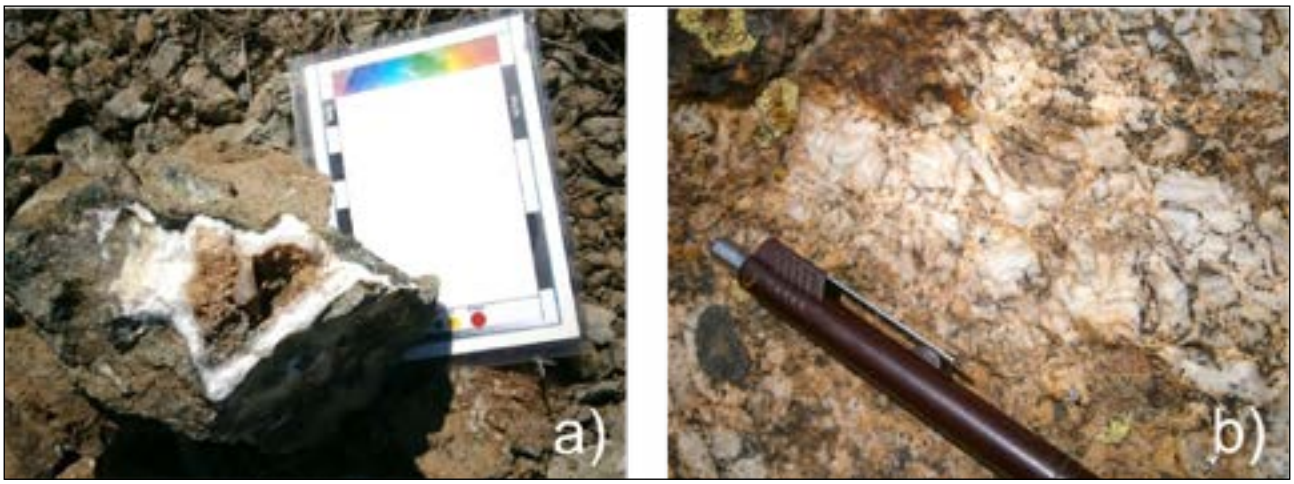
μm fraction, whereas 74.50% liberation was observed in the -30 μm fraction, indicating that acanthite is the main silver-bearing phase in the deposit. Additionally, distinct MLA analyses performed on samples from the oxidized upper zone identified embolite (Ag(Br,Cl)), regarded as the oxidized form of acanthite. Following four-acid digestion, ICP-OES analyses of drill core samples yielded values of 0.01–33.65 wt.% Pb, 0.01–29.76 wt.% Zn, 0.01–2.87 wt.% Cu; 0.05–733.00 ppm Ag, and 0.01–39.47 ppm Au. The presence of amethyst–quartz assemblages and colloform chalcedony indicates a shallow-level epithermal system.

Keywords: Yozgat Akdağmadeni/Karadikmen, hydrothermal mineralization, epithermal mineralization, polymetallic deposit, mineralogy

GİRİŞ

Polimetalik maden yataklarının oluşum süreçlerinin anlaşılması hem ekonomik jeoloji hem de sürdürülebilir doğal kaynak yönetimi açısından büyük önem taşımaktadır. Metal açısından zengin magmalardan doğrudan ya da sıcak su dolaşımıyla kayaçlardan metal çözülmesi ve bu metallerin belirli yapısal ve litolojik ortamlarda birikmesiyle oluşabilirler. Bu süreçler sonucunda metaller, yer kabuğunun yaklaşık 1000 metre derinliğinden yüzeye kadar olan zonlarda çökelerek ekonomik değeri yüksek cevherleşmeleri oluşturur (Kırıkoğlu, 1990).

Türkiye'nin önemli metalojenik kuşaklarından biri olan Orta Anadolu, hidrotermal süreçlerle oluşan polimetalik mineralizasyonlara ev sahipliği yapan aktif jeodinamik bir alandır. Çalışma kapsamında, Yozgat ili Akdağmadeni ilçesi Karadikmen köyü civarında yer alan ruhsatlı bir polimetalik maden yatağı, detaylı petrografik, mineralojik ve jeokimyasal analizlerle incelenmiş olup cevherleşmenin karakterizasyonu ve yorumu hedeflenmiştir. İncelenen sahada, Geç Senozoik dönemde Orta Anadolu'da çarpışma sonrası (post-collisional) gerilme rejimiyle ilişkili olarak gelişen magmatik faaliyetlerin izleri gözlenmektedir (Göncüoğlu ve Türeli, 1994; Yılmaz vd., 1995; Aydın vd., 1998; Alpaslan, 2000). Hidrotermal cevherleşme, temeli oluşturan Orta Anadolu Kristalin Masifi'ne ait kuvarsit, kalkşist, mermer, amfibolit, kalksilikatlı gnays, mikaşist ve gnays gibi metamorfik birimler ile bunları kesen ofiyolitik kayaçların üzerine gelen Orta–Üst Eosen yaşlı (Beyazpirinç vd., 2014) volkanik kayaçların örttüğü, belirgin bir yapısal zon boyunca gelişmiştir (Yılmaz vd., 1995; Çolakoğlu ve Genç, 2001; Gökçe ve Canbaz, 2024). Bu zon, yaklaşık D-B uzanımlı ve 50-60° kuzeye eğimli, belirgin killeşme ve silisleşmeye yol açmış büyük bir oluşum olarak izlenebilmektedir. Söz konusu yapısal zon, yalnızca cevherleşmenin mekânsal dağılımını belirlemekle kalmamakta, aynı zamanda gelişen alterasyon tiplerini ve yoğunluklarını da kontrol eden başlıca jeolojik unsur olarak öne çıkmaktadır. Cevherleşmiş zonlarda izlenen ametist-kuvars oluşumları ile kolloform (bantlı) dokulu kalsedonik silis blokları, bölgedeki mineralizasyonun yüzeye yakın, epitermal karakterli bir süreç olduğuna işaret etmektedir (Şekil 1.).



Şekil 1. Arazi gözlemlerinde incelenen vuggy ve kolloform (bantlı) dokulu silis oluşumları

ANALİTİK BULGULAR

Petrografik-Mineralojik Çalışmalar

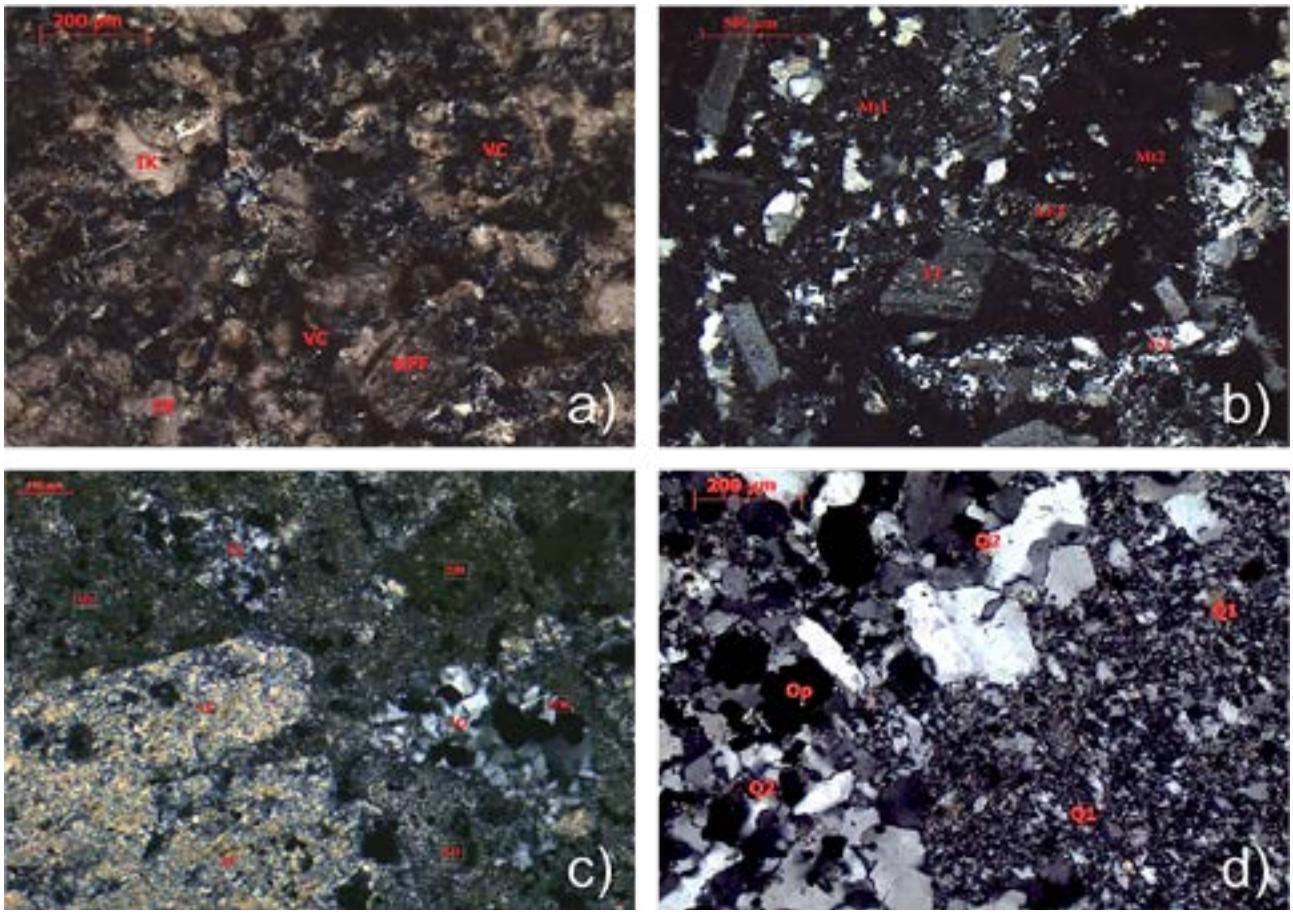
Karadikmen köyü civarındaki polimetalik maden sahasında, Soner Temel Mühendislik tarafından bu çalışma için tüf ve breşleşmeler gösterebilen volkanik kayaçlardan oluşan 10 adet temsili kayaç örneği üzerinde polarizan alttan aydınlatmalı mikroskop altında ayrıntılı petrografik incelemeler gerçekleştirilmiştir. Hazırlanan ince kesitlerde özellikle kayaçların doku özellikleri, birincil mineral bileşimleri, alterasyon tipleri ve ikincil mineral oluşumları detaylı biçimde değerlendirilmiştir.

Birincil önem taşıyan, karbonatlaşma ve silisleşme izleri barındıran tüfler, ana bileşen olarak volkan camı ve feldispat mikrofenokristalleri parçalarını içermektedir. İzotrop volkan camı parçaları kısmen killeşmeler ve kloritleşmeler göstermektedir. Levhamsı dikdörtgen formları nedeniyle feldispat olarak yorumlanan mineraller ise genellikle karbonat türü ikincil minerallerle dolgulanmıştır. Kayaçta az miktarda bulunan mafik mineraller (olasılıkla biyotit? türü) lökoksenleşmiş ve limonitleşmiş haldedir. Ayrıca, kayaçta yaygın olarak saçılmış şekilde bulunan ikincil mikrokristalin mineralleşmeler izlenmiştir. Bu ikincil mineralleşmeler genellikle kalsitleşmeler daha az oranda da silisleşmeler halinde gözlenmektedir. Örnekte daha az oranlarda da kloritleşmeler, limonitleşmeler ve serizitleşmeler gelişmiştir (Şekil 2.a)).

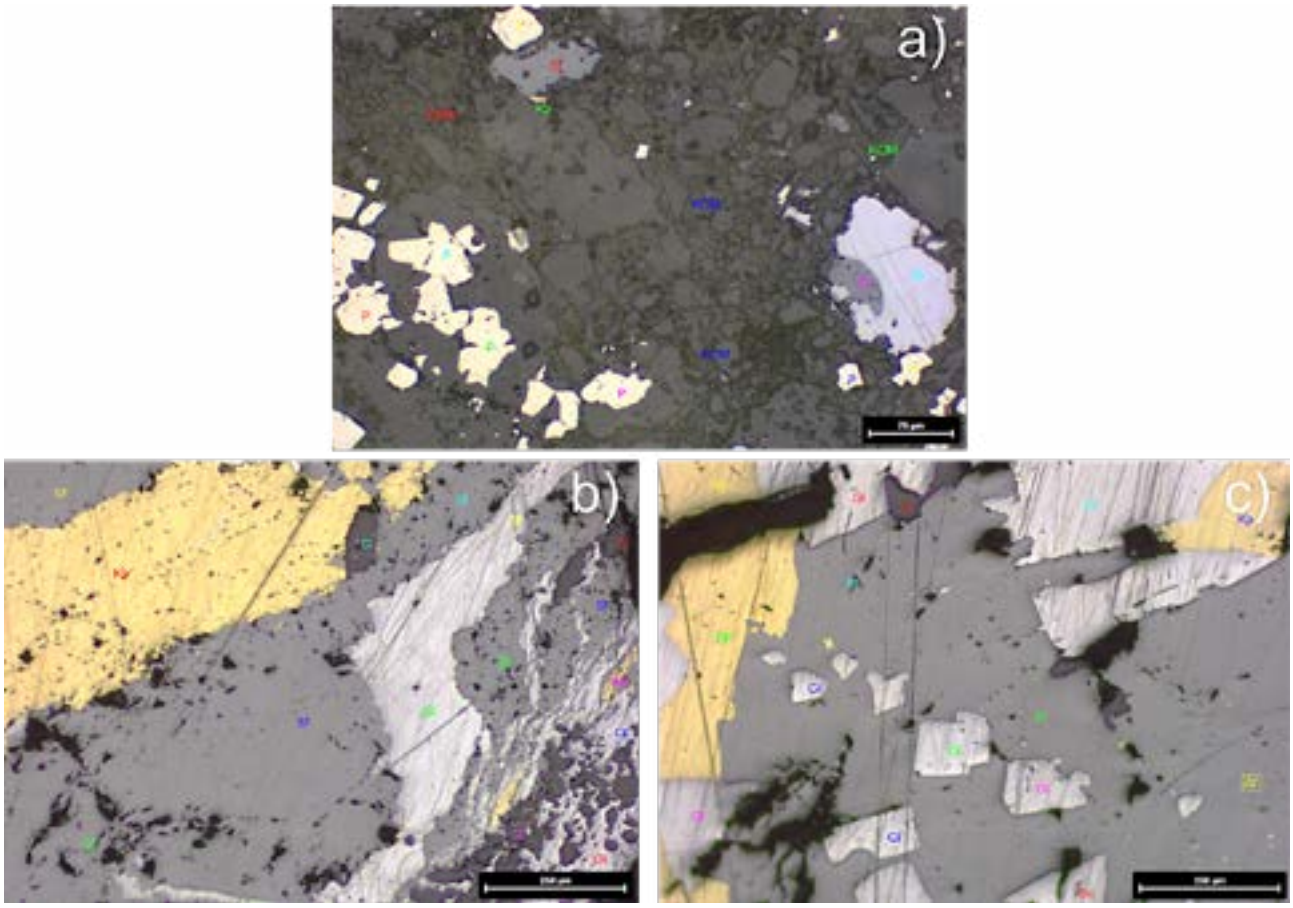
Diğer önemli kayaç türü ise baskın olarak latitik±andezitik bileşimli kayaçlardan oluşan volkanik breş birimleridir. Tane boyutları değişebilen, genellikle köşeli-yarı köşeli volkanik kayaç ve daha az orandaki volkanik cam parçaları, kısmen kontak olarak, kısmen ince taneli volkan külü malzemesi, kısmen de kriptokristalin kuvarstan oluşan bağlayıcılarla birbirine kenetlenmiştir (Şekil 2.b)) Kayaç parçalarının çoğunluğunu yaygın olarak sanidin, çok daha az oranlarda da plajiyoklaz fenokristallerinin, volkan camı ve ince taneli feldispat mikrolitlerinden oluşan bir hamur içerisinde bulunduğu latitler±andezitler oluşturmaktadır. Bunlar genellikle hidrotermal alterasyona maruz kalmış olup feldispatlarda serizitleşmeler gözlenmiştir. Kayaçta hidrotermal oluşumlu serizitler, daha az oranda da silisleşmeler, limonitleşmeler ± epidotlaşmalar gözlenmiştir. Kayaçta birincil kuvars mineralleri gözlenmemiş olup çok az miktarda bulunan mafik mineraller (olasılıkla biyotit? türü) lökoksenleşmiş ve limonitleşmiş haldedir.

Sorumluluk bölgesindeki bu altere piroklastik-epiklastik kayaç türlerinin alterasyon dereceleri değişmekte olup aşağıda az altere, altere ve tamamen altere olarak polarizan alttan aydınlatmalı mikroskop ile çekilmiş fotoğrafları verilmiştir (Şekil 2. a)-d)). Petrografik incelemelerde, cevherleşme zonunu örten bazaltlar hafif alterasyonlar gösterebilen plajiyoklaz + olivin + piroksen ± amfibol; andezitler ise plajiyoklaz + amfibol + biyotit ± piroksen minerallerini içermektedir.

Ayrıca, cevher mikroskopisi incelemeleri kapsamında da silisleşmeler ve breşleşmeler gösteren bu litolojilerden seçilen örnekler için temsili parlak kesitler üzerinde yansıtmalı cevher mikroskobu ile detaylı mineralojik gözlemler gerçekleştirilmiş olup, başlıca cevher mineralleri kuru objektif altında fotoğraflanmıştır. Tüvenan örneklerden yapılan parlak kesitlerde pirit (FeS_2), sfalerit (ZnS), galenit (PbS), kalkopirit ($CuFeS_2$) ve eser miktarda kovellin (CuS) gibi mineraller tespit edilmiştir. Bunların tane şekilleri, boyut dağılımları, kenetlilik ilişkileri ve dağılım özellikleri belirlenmiştir. Örnekler, cevher yoğunluğu, serbestlik ve kenetlilik düzeyi bakımından çeşitlilik göstermekte olup, bazı numunelerde masif veya damar tipi karakterde yoğun cevherleşme izlenirken (Şekil 3. a)-b); bazılarında dissemine pirit ağırlıklı, diğer sülfürlü minerallerce oldukça fakir cevherleşmeler izlenmektedir (Şekil 3. c)).



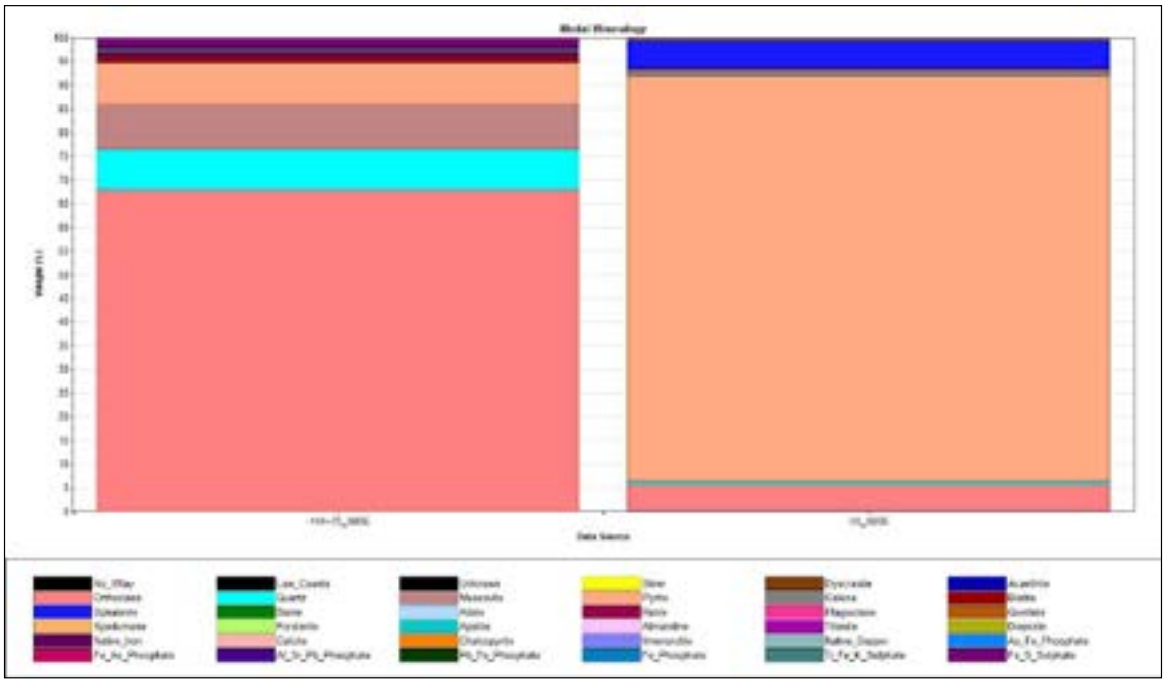
Şekil 2. a) İzotrop-siyah görünen volkan camları (VC), dikdörtgen şekilli karbonatlaşmış feldispat fonokristali (KFF), mikrokristalin saçılmış ikincil kalsitleşmeler (IK) ve bunlarla birlikte ufak taneli ikincil kuvarslar **içeren tüf**; b) hafif devitrifikasyonlar gösteren volkanik camdan oluşan matriks (Mt1) ve koyu renkli amorf volkanik cam malzemesinden oluşan matriks (Mt2) bünyesinde alkali feldispat fenokristalleri (FF) ve serizitleşmiş altere feldispat fenokristallerini (AFF) barındıran köşeli parçaların oluşturduğu breşleşmiş dokuyu ve ikincil silis (IS) oluşumlarını içeren volkanik breş; c) silis, serizit, kil, karbonat dönüşümleri gösteren matriks (Mt) içerisinde formundan feldispat olduğu tahmin edilen tamamen serizitleşmiş altere fenokristal (AF) ile çatlak ve boşluklarında daha temiz yüzeyli ikincil kuvars (İQ) mineralleşmesi ve opak mineraller (OM) barındıran altere volkanik kayaç; *d) maruz kaldığı hidrotermal alterasyon nedeniyle ilksel dokusal ve mineralojik özelliklerini tamamen kaybetmiş altere kayaçta ana bileşeni oluşturan iki fazlı ikincil silisleşme ürünü kripto (Q1) ve mikrokristalin (Q2) kuvars mineralleriyle bunlara genellikle eşlik eden ince taneli serizitleşmeler ve damarcıklar - kümelenmeler halindeki opak mineraller (Op)*



Şekil 3. a) *Kayaç oluşturan mineraller (KOM) arasında dissemine serbest taneler halinde gözlenen yarı özşekilli krem renkli piritler, metalik gri renkli sfalerit (Sf) ve sarı renkli çok ufak kalkopirit (Kp) minerali ile sağ kenar orta kesimde kirli beyaz renkli galenit (Gl) metalik gri sfaleritle (Sf) kenetli halde, b) Masif cevherleşme bünyesinde diyagonal damar halinde uzanan metalik gri renkli sfaleritler (Sf), kirli beyaz renkli galenitler (Gl), sarı renkli kalkopiritler (Kp). Masif cevherleşmenin çatlak ve boşluklarında, ufak taneli koyu siyahımsı gri renkli gang (G) mineralleri, c) Masif cevherleşmede iç içe birlikte gözlenen metalik gri renkli sfaleritler (Sf), kirli beyaz renkli galenitler (Gl), sarı renkli kalkopiritler (Kp) ve ufak taneli koyu gri renkli gang (G) mineralleri ile siyah gözüken düzensiz şekilli kesimler parlatmadaki çatlak-boşluklar*

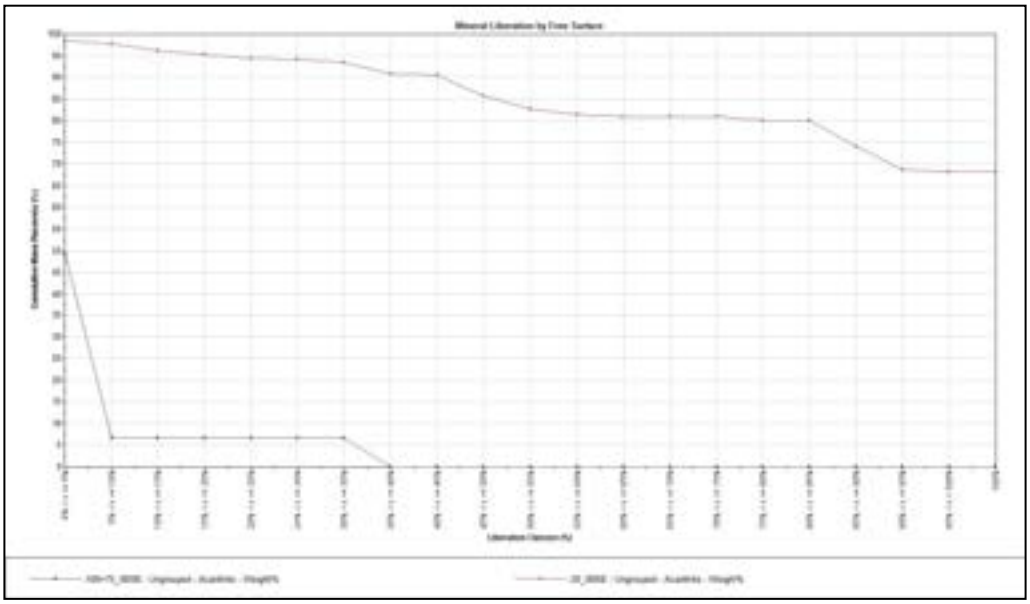
MLA Analizleri ve Değerlendirmeleri

Ankara-Maden Tetkik ve Arama bünyesinde, FEI MLA 650 cihazı ile Bruker XFlash 50/30 çift (dual) EDS sistemi kullanılarak, Soner Temel Mühendislik tarafından alınan sondaj numuneleri (80-100 m) üzerinde -106+75 µm tane boyutu için toplam 27757 parçacık üzerinde ve toplam 141629 mineral tanesi üzerinde; -30 µm tane boyutu için toplam 100384 parçacık üzerinde ve toplam 116527 mineral tanesi üzerinde olmak üzere iki numune için MLA analizleri gerçekleştirilmiştir. Modal mineralojik analiz sonuçlarına bakıldığında (Şekil 4.); grafikte gözlenen -106+75 µm fraksiyonunda ağırlıklı olarak silikat fazlarının (sanidin, kuvars, serizit gibi) bulunduğu görülmektedir. Bu iri fraksiyonda cevher mineralleri çok az oranlarda bulunurken zenginleştirilmiş -30 µm fraksiyonunda pirit ana mineral fazı olarak öne çıkmaktadır. Diğer cevher minerallerini, numunelere göre değişen oranlarda sfalerit, galenit, eser miktarlarda götit, rutil, ilmenorutil, fosfatlı ve sülfatlı mineraller oluşturmakta olup cevher mikroskobunun duyarlılık sınırları içerisinde gerçekleştirilen mineralojik değerlendirmeler ile uyumludur. Ayrıca, -30 µm fraksiyonunda diğer fraksiyona göre zenginleşmiş akantit ve galen mineralleri belirlenmiştir. Bu durum, ince fraksiyonda Ag minerallerinin daha konsantre hale geldiğini ve potansiyel olarak zenginleştirme süreçlerine daha uygun olduğunu göstermektedir.



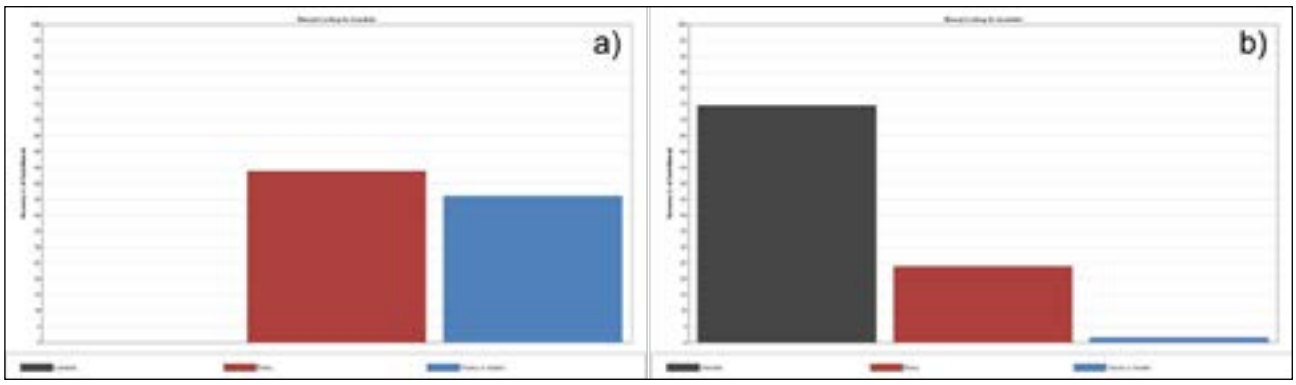
Şekil 4. -106+75 µm ve -30 µm fraksiyonlarına ait modal mineralojik bileşimlerin ağırlıkça yüzdelerinin karşılaştırılması (Şunu belirtmek gerekir ki, MLA sonuçlarında ortoklaz-sanidin ayrımı yapılmamıştır. Kesit ve arazi gözlemlerine dayalı olarak volkanik-piroklastik kökenli olan kayaçlar için buradaki ortoklaz mineralinin sanidin olarak değerlendirilmesi gerekmektedir.)

Birinci derecede önemli akantit mineralinin serbestleşme derecesi (Şekil 5.) grafiğinde; -106+75 µm fraksiyon aralığındaki numune için mineralin büyük kısmı %10'un altında serbestleşmiş olarak kalmış olup bu da düşük serbestleşme verimini yansıtmaktadır. Buna karşılık -30 µm fraksiyonunda, akantit tanelerinin daha geniş bir serbestleşme aralığına yayıldığı ve %70'in üzerinde (serbestleşme derecesi %74,50) serbestleşmeye ulaşan önemli bir kütle oranı olduğu gözlenmektedir. Bu durum, zenginleştirilmiş fraksiyonun cevher hazırlama süreçleri açısından daha avantajlı olduğunu ortaya koymaktadır.



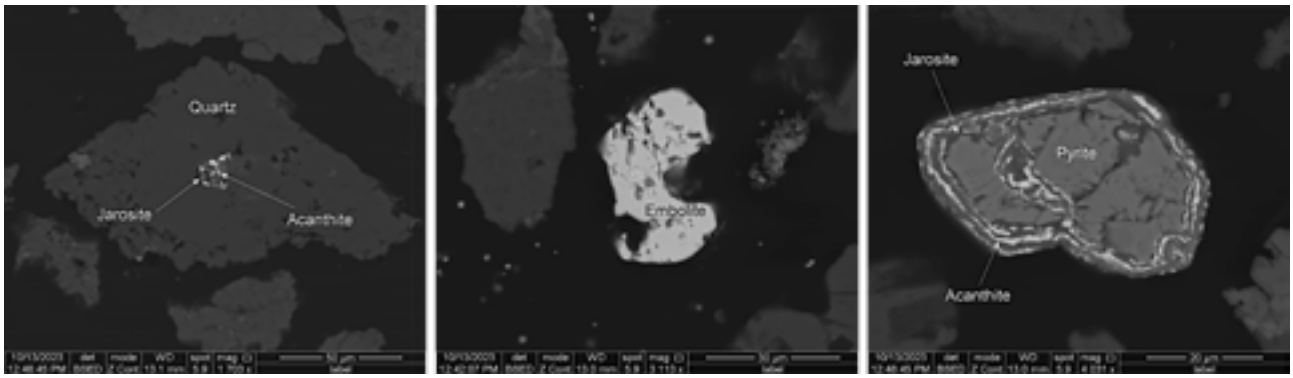
Şekil 5. Belirlenebilen akantit minerallerinin serbest yüzey alanına göre -106+75 µm ve -30 µm fraksiyonlarındaki serbestleşme sınıflarının kümülatif kütle geri kazanım eğrisi

Akantit minerallerinin kenetlilik ilişkisine ait grafiklerine bakıldığında, -106+75 µm (Şekil 6.a)) fraksiyonundaki akantit minerallerinin büyük çoğunluğunun "interlocked" (tamamen kenetlenmiş) olduğu ve serbest (liberated) tanelerin oranının oldukça düşük olduğu görülmektedir. -30 µm fraksiyonunda (Şekil 6.b)) ise akantit tanelerinin önemli bir kısmı serbest hale geçmiş olup, bu durum fraksiyonun cevher zenginleştirme işlemlerine daha uygun olduğunu göstermektedir. Aynı zamanda kenetlenmiş tanelerin azalmış olması, serbestleşme veriminin arttığını göstermektedir. Akantit minerali ikili veya üçlü kenetlenmeleri başlıca pirit daha az miktarlarda ortoklaz, nadiren de galenit, sfalerit ve kuvars ile yapmaktadır.



Şekil 6. MLA analizlerine göre akantit (Ag□S) mineralinin a) -106+75 µm ve b) zenginleştirilmiş -30 µm fraksiyonundaki kenetlenme karakteristiği

Ayrıca, cevherleşmenin oksitli üst zonundan Soner Temel Mühendislik tarafından alınan örneklerde Kanada-Nordwest Geochemical Consulting tarafından yapılan MLA analizlerinde, akantitin oksitlenme ürünü formu olarak yorumlanan embolit (Ag(Br,Cl)) ile jarosit ($KFe_3^{3+}(SO_4)_2(OH)_6$) minerallerine de rastlanmıştır (Şekil 7.).



Şekil 7. Üst cevherleşme zonundan alınan örneklerin BSE (Back Scattered Electron) mikroskobu görüntüleri ve var olan mineraller

Jeokimyasal Bulgular

Çalışma kapsamında incelenen numunenin 4-asit çözdürmesi sonucu ICP-OES (PerkinElmer Avio 550 Max) cihazı ile elde edilen kimyasal değerler; %0.01-%33.65 Pb, %0.01-%29.76 Zn, %0.01-%2.87 Cu; 0.05-733.00 ppm Ag ve 0.01-39.47 ppm Au aralıklarında olarak tespit edilmiştir.

MLA sonuçlarına göre alt zondan yapılan hesaplamalarda, tüm numunelerdeki elementsel Ag miktarı değişimlerinin, bunları içeren minerallerinin toplam modal miktarlarındaki değişime paralellik gösterdiği dikkati çeker. Numunelerdeki Ag değeri -106+75 µm fraksiyon aralığındaki numunede oldukça az iken, -30 µm fraksiyonundaki numunede % 0,16 (1600 ppm) değerindedir.

SONUÇLAR VE TARTIŞMA

Yozgat ili Akdağmadeni ilçesinde yer alan çalışma alanında gerçekleştirilen petrografik, mineralojik, MLA ve jeokimyasal analizler; sahadaki ametist–kuvars oluşumları ve kolloform kalsedonik silis yapıları, hidrotermal cevherleşmenin yüzeye yakın, epitermal karakterli bir sistemin ürünü olduğunu ortaya koymuştur. Cevherleşme, karbonatlaşma ve silisleşme etkisiyle altere olmuş piroklastik ve epiklastik kayaçlar içinde gelişmiş bu birimler, andezit–bazalt volkanitleriyle örtülmüştür.

MLA analizlerinde, sondaj numunelerinden özellikle -30 µm fraksiyonunda akantit (Ag_2S) ve nabit gümüş mineralleri tespit edilmiştir. Akantit tanelerinin %74,50 oranında serbestleşmiş olması, bu fraksiyonun cevher zenginleştirme işlemleri açısından uygunluğunu göstermektedir. Oksitli üst zon örneklerinde ise akantitin oksitlenmiş formu olarak değerlendirilen embolit (Ag(Br,Cl)) benzeri fazlara ve jarosit minerallerine rastlanmıştır. Bu durum, cevherleşmenin gerçekleştiği yatak ile ilgili bilgi sağlayarak modelleme konusunda yol göstericidir.

Yapılan parlak kesitlerde pirit (FeS_2), sfalerit (ZnS), galenit (PbS), kalkopirit ($CuFeS_2$) ve eser miktarda kovellin (CuS) gibi mineraller gözlenmiştir. Örnekler arasında cevherleşmenin yaygınlık derecesi, tane boyu aralığı ve kenetlilik düzeyi bakımından çeşitlilik göstermekte olup, bazı numunelerde masif veya damar tipi karakterde yoğun cevherleşme izlenirken; bazılarında dissemine pirit ağırlıklı, diğer sülfürlü minerallerce oldukça fakir cevherleşmeler izlenmektedir. ICP-OES analizleri, sahadaki polimetalik karakteri destekleyen yüksek Pb, Zn, Cu, Au ve Ag değerlerini doğrulamıştır.

Gümüş, çoğunlukla geç evrelerde kristalleşir ve bu nedenle kendisinden önce çökelmiş minerallerin yerini alma eğilimindedir. Özellikle galen, kalkopirit ± fahlerz, gümüş tarafından sıklıkla ornatılır. Bu süreçler, mikroskobik düzeyde incelendiğinde yerini alma ilişkileriyle birlikte karakteristik doku tipleri ve zonlanmalarla kendini gösterebilir (Ramdohr, 1980). Ayrıca ppm mertebelerinde gümüş içeriği özellikle galenit daha az oranlarda da sfalerit, pirit ve kalkopirit minerallerinin kafes yapılarında da bulunabilir. İncelenen örneklerde, gümüş oranının bir kısmın MLA sonuçlarında olduğu gibi akantit, bir kısmının da arjentifer galen (gümüş içeren galen) minerallerinden geldiği düşünülmektedir. Bunlar, kurşun geri kazanımı sırasında yan ürün olarak elde edilebilmektedirler. Bunun tespiti için elektron mikroskobu ile spot-line analiz çalışmaları yapılması planlanmaktadır.

MLA analizlerinde ayrıca gözlemlenen nabit gümüşün, arjantit-akantite ve yeniden arjantit-akantitten gümüşe dönüşümleri, çeşitli sıcaklıklarda gerçekleşebilir. Örneğin, gümüş dişleri (silver-teeth) olarak adlandırılan yapılar, başlangıçta arjantitten (monoklinik) türemişken, yaklaşık 175 °C altında ya da oda sıcaklığında aynı kimyasal bileşime (Ag_2S) sahip olmalarına rağmen farklı kristal yapısına dönüşerek akantit (kübik) minerali olarak bulunur (Ramdohr, 1980).

Mineralojik olarak zenginleştirilmemiş numuneler üzerinde yapılan cevher mikroskobu analizlerinde herhangi bir gümüş mineraline rastlanılmaması, MLA analizlerinde büyük tane boyuna ait fraksiyonlu numunelerde de serbestleşmemiş eser miktarda akantit mineralinin bulunduğu sonuçları ile desteklenmektedir. MLA analizlerinde numunelerden çok fazla sayıda taneler incelemekteyken parlak kesit üzerindeki incelemeler çok daha sınırlıdır.

Oksidasyon zonunda, gümüş genellikle gümüş halojenürlerinden embolit şeklinde görülürken, çok az oranda sülfürlü gümüş, akantit minerallerine de rastlanmıştır. Oksitlenmiş zonlarda, klorargirit, bromargirit, embolit ve iodargirit gibi gümüş halojenürlerine ek olarak akantit ve nabit gümüş de gözlenebilir (Sillitoe, 2007).

Cevher zenginleştirme süreçlerine değinilirse, polimetalik kurşun-çinko (Pb–Zn) sülfür cevherlerinden arjantitin (Ag_2S) verimli bir şekilde geri kazanımı oldukça zordur. Fakat yeni gerçekleştirilen mikroflotasyon

testleri, nanokabarcıkların flotasyon teknolojisiyle arjantit geri kazanımını belirgin şekilde artırdığını doğrulamıştır (Yan vd., 2025). Çalışılan bölgede cevher zenginleştirme aşamaları gerçekleştirilmiş olup %80'e yakın bir verim ile gümüş geri kazanımı gerçekleştirilebilmiştir.

KAYNAKLAR

Alpaslan, M. (2000). Pazarcık Volkanitinin (Yıldızeli-Sivas) Mineralojik-Petrografik ve Jeokimyasal Özellikleri. Türkiye Jeoloji Bülteni, 43(2), 49–60.

Aydın, N., Göncüoglu, M.C., Erler, a, 1998. Latest Cretaceous Magmatism in the Central Anatolian Crystalline complex: review of field, petrographic and geochemical features. Turkish Journal of Earth Sciences.

Beyazpirinç, M., Akçay, A. E., Tarhan, N., Sönmez, M. K., Havzoğlu, T., Bilgiç, T., Bademler, F., Ünal, M. (2014). Akdağmadeni masifinin jeolojisi ve jeodinamik evrimi projesi: 2011–2012 yıllarına ait ara rapor. Maden Tetkik ve Arama Genel Müdürlüğü, Jeoloji Etütleri Dairesi Başkanlığı, Ankara. (Yayımlanmamış rapor).

Çolakoğlu, K., Genç, Ş.C. (2001). Yozgat-Akdağmadeni yöresindeki kurşun-çinko yataklarının jeolojik özellikleri ve metalojenik evrimi. Türkiye Jeoloji Kurumu Bülteni, 44(1), 55–66.

Gökçe, A., Canbaz, O. (2024). Mineralization characteristics of lead–zinc–copper deposits in the Akdağmadeni region (northern Central Anatolia, Türkiye): Integration of field study, geochemical, isotope, and geophysical data. Chemical Geology, 642, 121624. https://doi.org/10.1016/j.chemgeo.2024.121624.

Göncüoğlu, M.C., Türeli, K.T. (1994). Alpine Collisional-Type Granitoids from Western Central Anatolian Crystalline Complex, Turkey. Journal of Kocaeli University, Earth Science Section 1, 39–46.

Kırıkoğlu, M. S. (1990). Epitermal Altın Yataklarının Oluşumu ve Özellikleri. Maden Tetkik ve Arama Dergisi, 111, 1–21.

Ramdohr, P. (1980). The Ore Minerals and Their Intergrowths (2nd ed., Vol. 1). Oxford: Pergamon Press. ISBN: 0-08-021902-1.

Sillitoe, R. H. (2007). Hypogene and supergene characteristics of silver mineralization at Chañarcillo, northern Chile. Economic Geology, 102(5), 929–952. https://doi.org/10.2113/gsecongeo.102.5.929.

Yan, S., Fang, X., Zhao, G., Qiu, T., Ding, K. (2025). Nanobubbles Adsorption and Its Role in Enhancing Fine Argentite Flotation. Molecules, 30(1), 79.

Yılmaz, A., Uysal, Ş., Bedi, Y., Yusufoğlu, H., Havzoğlu, T., Ağan, A., Göç, D., & Aydın, N. (1995). Akdağ Masifi ve Dolayının Jeolojisi. Maden Tetkik ve Arama Dergisi, 117, 125–138.

EVALUATING THE REMOVAL OF THE DRY COBBING SECTION IN HEMATITE IRON ORE PROCESSING AT THE JALAL ABAD CONCENTRATE PLANT

M. M. Bahar [1 *], M. Zare [2], N. Esmaeili [3], M. Saghaeian [4], and V. Sheikhzadeh [5]

[1] *Mineral Processing Expert, R&D Department, Fakoor Sanat Tehran Company, Tehran, Iran*
*(*Corresponding Author: Mohammadinejad@fstco.com)*
[2] *R&D Manager, Fakoor Sanat Tehran Company, Tehran, Iran.*
[3] *Mineral Processing Expert, R&D Department, Fakoor Sanat Tehran Company, Tehran, Iran*
[4] *Technical Chairman, Fakoor Sanat Tehran Company, Tehran, Iran.*
[5] *Managing Director, Fakoor Sanat Tehran Company, Tehran, Iran.*

ABSTRACT

The depletion of magnetite resources has increased the economic importance of extracting iron from low-grade hematite ores. The Jalal Abad Concentrate Plant (Phase-1) in Kerman, Iran, constructed in 2017, produces 66% Fe concentrate from hematite-magnetite and hematite ores. In 2021, Phase-2 was added to process wet tailings, yielding 60% Fe concentrate. This study explores the use of dry cobbing tailings, given their similarity to wet tailings. Laboratory tests simulating plant conditions produced a 61.3% Fe concentrate with 26% weight recovery from hematite tailings (Fe = 29.3%, FeO = 2.2%). Analysis of three years of operational data and various feed combinations determined a maximum mixing ratio of 35% for hematite tailings and main feed in industrial applications. Monitoring revealed that eliminating the dry beneficiation section increased the plant's feed supply by 12%. Although Phase-1's weight recovery decreased by 3%, its concentrate production remained stable due to sufficient feed capacity. Meanwhile, Phase-2's concentrate production increased by 20%. Overall, the combined weight recovery of Phase-1 and Phase-2 rose from 30.9% to 38%. This study demonstrates the feasibility of integrating dry cobbing tailings into the processing circuit, enhancing feed supply and overall recovery while maintaining concentrate quality.

Keywords: Hematite ore, Dry cobbing, Hematite recovery, processing plant

INTRODUCTION

Nowadays, due to the depletion of mineral resources and existing environmental concerns, the demand for efficient, clean, and simple separation methods for valuable materials has become highly significant. Therefore, magnetic separation is preferred over other available separation methods, as it is a clean process that does not require the use of chemicals [1]. This method has been a conventional technique for decades for separating ferromagnetic materials in steel production chains as well as in coal processing [2]. These separators are classified based on various parameters (such as magnetic field intensity and gradient, whether the separation process is dry or wet, etc.) into different groups including: dry and wet separators, low-, medium-, and high-intensity separators, high-gradient and high-intensity separators, and so on [3]. On the other hand, the reprocessing of mine tailings has become essential due to several reasons, including maximizing profit, minimizing costs, and most importantly, reducing the environmental impacts caused by leftover tailings [4]. However, due to the lack of access to the necessary methods and technologies for economically reprocessing tailings and extracting valuable components from them, it still remains a major challenge [5]. Over time, with advancements in the use of high-intensity magnetic separators for processing low-grade iron ores, the reprocessing of tailings

from processing plants has become a profitable approach. Considering economic, environmental, and strategic factors, the use of this process ensures maximum recovery of valuable materials and helps minimize environmental impacts [6].

Among these methods, the use of Wet High-Intensity Magnetic Separators (WHIMS) is an effective technique for removing paramagnetic particles in slurry environments [7]. This method is widely accepted in mineral processing to recover weakly magnetic particles and separate them from non-magnetic ones [8,9]. Studies have shown that WHIMS can perform efficiently in recovering iron oxide particles from tailings of iron ore processing lines with hematite iron grades ranging from 23% to 34% and particle sizes below 10 microns [10]. According to operational data, over 400,000 tons of dry coarse tailings have accumulated in the dry beneficiation section, and this amount continues to grow. This paper focuses on the performance of WHIMS in the phase 2 circuit of the concentrate plant and investigates the feasibility of reprocessing the dry tailings generated in the dry separation section. Additionally, it evaluates the elimination of the dry beneficiation section for these iron ores and its impact on the processing plant's overall circuit.

2.1. Introduction of Jalal Abad Concentrate Plant

The hematite-magnetite iron ore concentrate plant is located 35 kilometers northeast of the city of Zarand, in the province of Kerman, Iran. The plant was commissioned in two phases: Phase 1 in the year 2017, and Phase 2 in the year 2021. Phase 1 includes the crushing and beneficiation of hematite-magnetite iron ores using medium-intensity magnetic separators, producing a concentrate with an iron grade above 66% and a tailing with an iron grade of around 30% and iron oxide in the range of 2 to 2.5%. Phase 2 involves the beneficiation of the tailings from Phase 1 using high-intensity electromagnetic separators (WHIMS), producing a concentrate with an iron grade above 60% and iron oxide in the range of 2 to 2.5%. Figure 1 shows the schematic flow diagram of this concentrate plant.

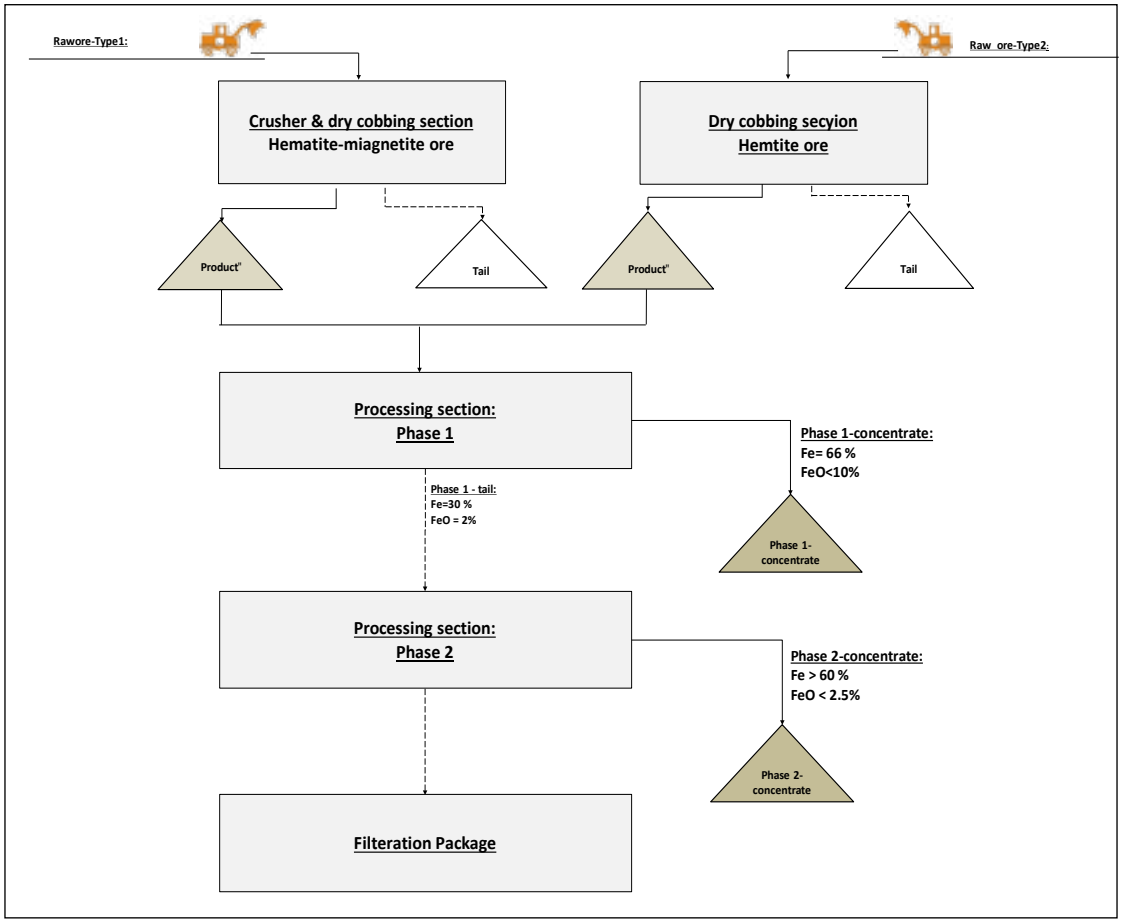


Figure 1. Schematic Flow Diagram of the Jalal Abad Concentrate Plant

EXPERIMENTAL STUDIES

The study was conducted in two main stages: first, sampling the targeted tailings; and second, performing laboratory tests to determine the quantitative and qualitative characteristics of the producible concentrate. These results were then compared with the currently operating process circuit to estimate and forecast achievable conditions under industrial settings. For laboratory studies, representative samples were collected from two different size fractions of hematite tailings from the existing dry beneficiation section, based on the various stockpiles. These included fine-grained (0–10 mm) and coarse-grained (10–30 mm) fractions. A 300 kg representative sample was prepared for each type of dry hematite tailings. The physical and chemical properties of the samples were determined through laboratory tests, including sieve analysis, wet chemical tests, and X-ray fluorescence (XRF). The samples were prepared by crushing and grinding in a laboratory ball mill to reach K80: 106 microns. Laboratory beneficiation tests were carried out using a Davis tube and various magnetic and electromagnetic separators, simulating the actual operational process, as follows:

- Two-stage wet medium-intensity magnetic drum: 3800 Gauss
- Wet medium-intensity magnetic drum: 5000 Gauss
- Wet high-gradient electromagnetic separator: 7000 Gauss
- Wet high-gradient electromagnetic separator: 4000 Gauss

The characteristics of various process streams in both Phase 1 and Phase 2 of the processing plant were investigated based on the operational data recorded. Mass balance of the selected process streams under different scenarios were conducted. Laboratory results were compared with operational data to identify critical points and bottlenecks, and to evaluate the usage and impact of hematite tailings and hematite ores in terms of their influence and the outcomes obtained.

RESULTS AND DISCUSSION

The characteristics of the representative samples collected from fine-grained and coarse-grained tailings indicate that the Fe grade of the tailings is around 30%, as detailed in Table 1.

Table 1. XRF and chemical analysis results of representative tailings samples

Row	Sample Type	Fe (%)	FeO (%)	SiO_2 (%)	SO_3	P_2O_5
1	Fine	31.3	2.1	22.2	0.49	0.10
2	Coarse	27.4	2.4	22.9	0.20	0.09

Chemical analysis of the samples shows that the iron and iron oxide content in these tailings falls within a range similar to that observed in the Phase 2 plant feed.

Figure 2 presents the sieve analysis results of the two investigated samples.

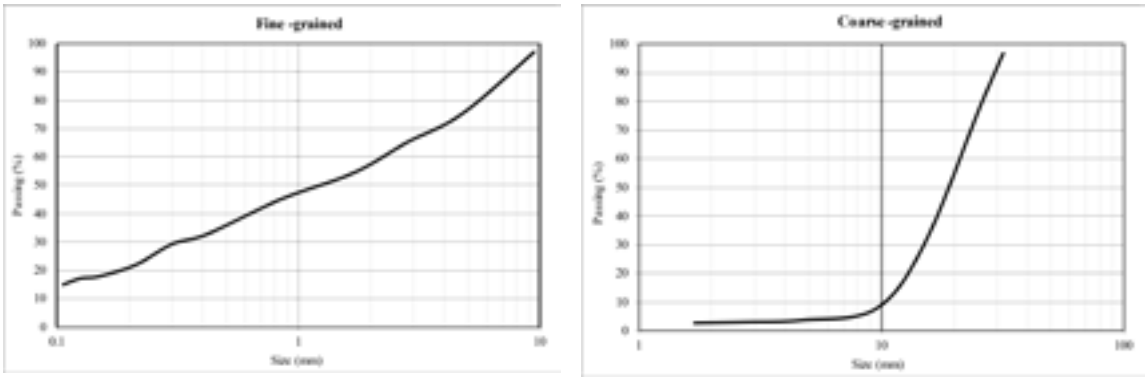


Figure 2. Particle size distribution of representative tailings samples

Based on the sieve analysis results of the samples, the K_{80} of the fine-grained and coarse-grained samples were determined to be 5.8 mm and 26.2 mm, respectively. Since the particle size distribution of the feed material to Phase 2 has a K_{80} of approximately 100–120 microns, the collected samples were subjected to crushing and grinding to achieve the appropriate size. Given the current process and operational circuit of Phases 1 and 2 of the plant, the ball mill available in Phase 1 must be used to grind these tailings. Therefore, the impact of particle size reduction on the downstream magnetic separators in the grinding circuit must also be evaluated. Considering these aspects, a set of laboratory tests was designed and conducted based on the process flow diagram shown in Figure 3. The results of the tests conducted based on the flow diagram shown in Figure 3 are presented in Table 2.

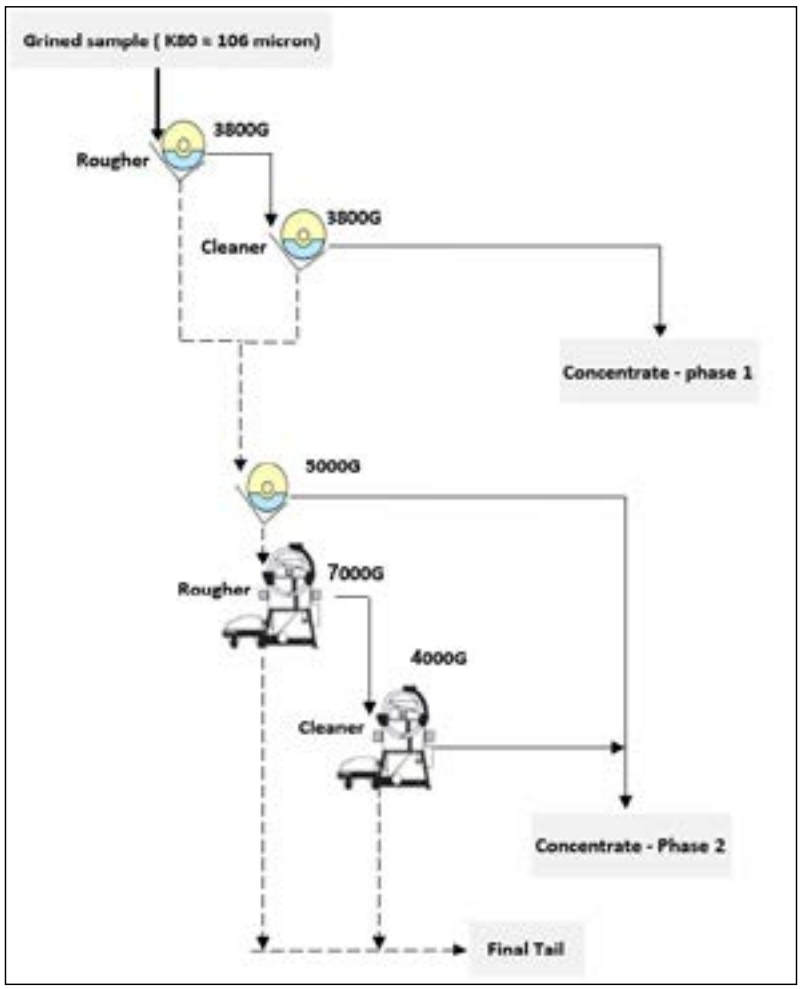


Figure 3. Flowchart of laboratory tests performed on tailings samples

Table 2. Results of lab tests on tailings samples based on the plant process flow diagram

Row	Sample Type	Concentrate Produced in Phase 1	Concentrate Produced in Phase 2	Cumulative	Iron Recovery (%)
		Fe (%)	Wt. Rec. (%)	Fe (%)	Wt. Rec. (%)
1	Fine	63.7	5.1	60.9	22.7
2	Coarse	64.2	3.6	60.8	22.4

The laboratory test results showed that from the hematite tailings of the dry beneficiation section, a concentrate with an iron grade of approximately 64% and a weight recovery of 3–5% could be produced in a circuit similar to Phase 1. In Phase 2, a concentrate with an iron grade of around 61% and weight recovery of approximately 22% could be obtained. A comparison of the properties of the laboratory-produced concentrates in both phases with those obtained under industrial conditions revealed that the concentrate from Phase 1 in the laboratory had an iron grade approximately 2–3% lower than in industrial conditions, with a significantly lower weight recovery. However, the laboratory concentrate from Phase 2 showed an iron grade similar to the industrial output and a weight recovery approximately 4% higher than industrial performance. Additionally, the results indicated that eliminating the dry beneficiation section for hematite iron ores (given the potential concentrate yield from its tailings) could contribute to increased process efficiency. Therefore, to evaluate the interaction between the two production phases, as well as to propose feasible operational solutions based on the plant's performance, further studies were carried out.

3.1 Reuse of Hematite Tailings from the Dry Beneficiation Section

The laboratory test results, along with their alignment with the plant's operational conditions, showed that feeding the processing plant exclusively with hematite tailings would lead to the use of the existing grinding equipment in Phase 1, while the majority of the concentrate would be produced by Phase 2. The schematic process flow for upgrading iron ore tailings is shown in Figure 4.

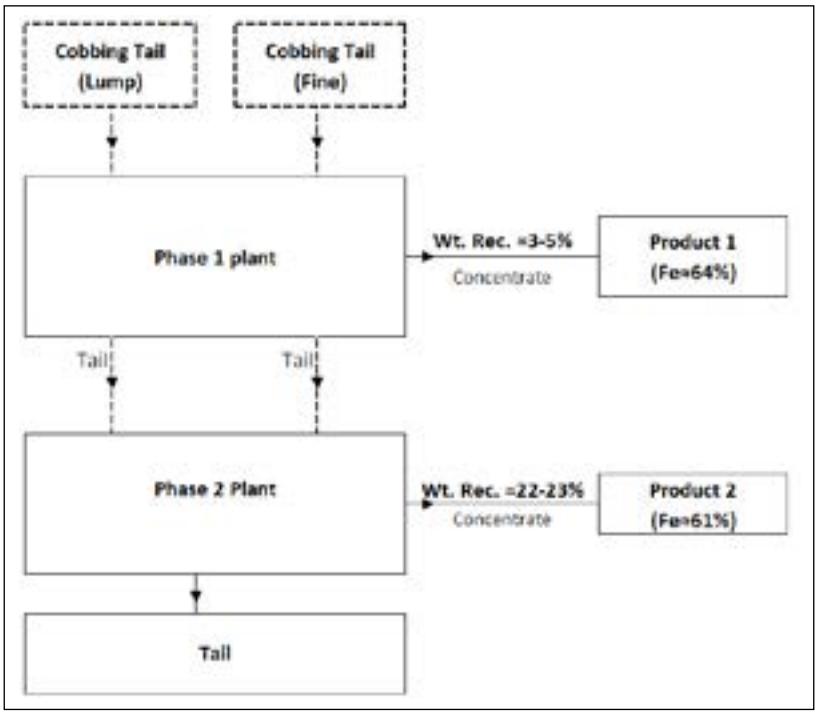


Figure 4. Flowchart of forecasted achievable conditions in the processing line (phases 1 and 2) using hematite tailings exclusively.

Therefore, in order to optimally maintain the concentrate production in both phases of the plant, the reprocessing of these tailings should be evaluated in combination with the plant's current feed material. By analyzing the properties of the iron ore and the produced concentrate in the processing plant (Phases 1 and 2), and considering the forecasted conditions for reprocessing hematite tailings, the blending conditions of iron ore and hematite tailings were assessed (Figure 5).

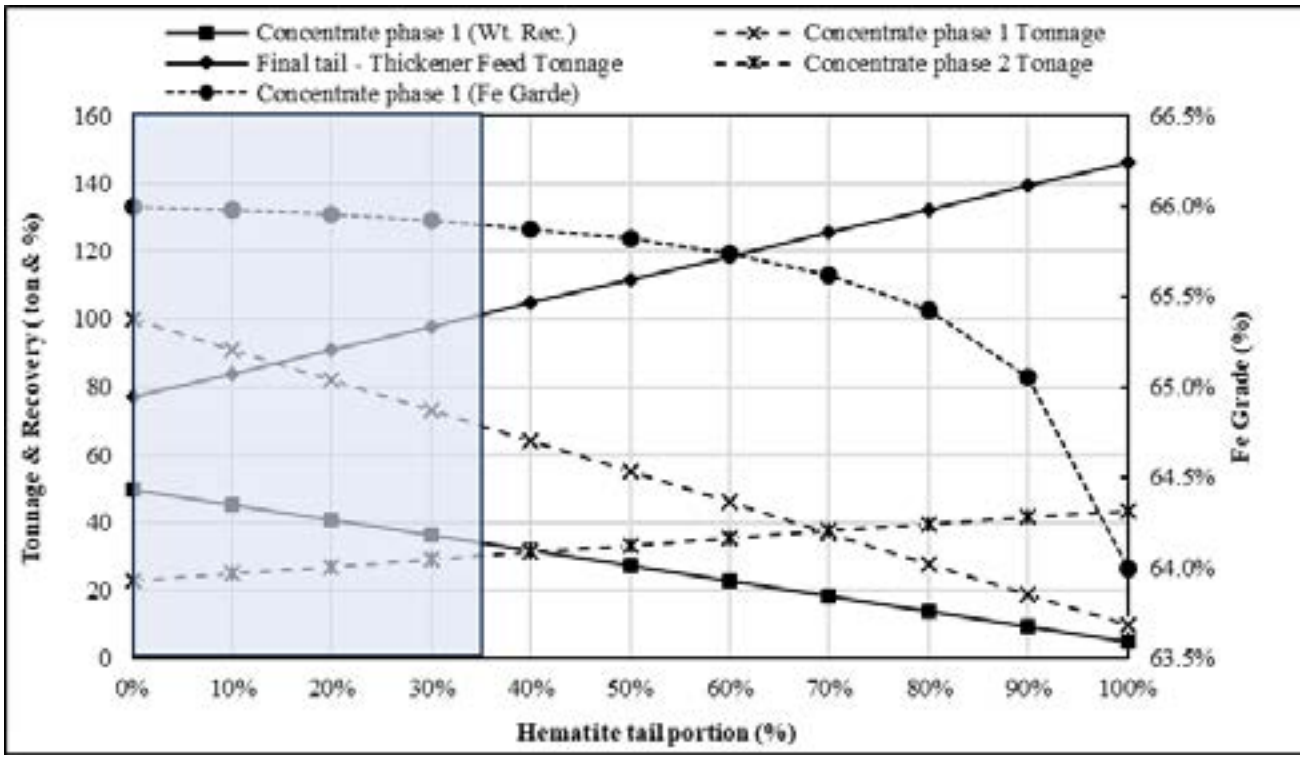


Figure 5. Graph of variations in weight recovery, iron grade, and produced concentrate tonnage.

Based on Figure 5, considering operational conditions and assuming a feed rate of 200 tons per hour for Phase 1, it was shown that the key limiting factor in determining the proportion of hematite tailings used as feed is the capacity of the tailings thickener. Based on a review of four years of operational data, industrial observations, and laboratory results, and to maintain optimal performance, the maximum allowable replacement ratio of hematite tailings with the plant's main feed was determined to be 35%. Evaluation of laboratory and industrial-scale conditions for substituting hematite tailings with the plant's primary feed showed that, under this change, the production rate of high-grade concentrate in Phase 1 (Fe > 66%) would decrease by approximately 35%, while the production of hematite concentrate in Phase 2 would increase by about 70%. Therefore, this feed strategy—blending tailings with the main feed—can be implemented during periods when there is a shortage of main feed, to recover the potential concentrate from the tailings, eliminate the need for the dry beneficiation section, and increase overall process efficiency.

3.2 Elimination of Crushing and Dry Beneficiation of Hematite Iron Ores

Given the favorable recovery of hematite tailings from the dry beneficiation section in laboratory tests, the feasibility of eliminating this section was evaluated. Figure 6 shows the schematic process flow when hematite iron ore is used directly as feed in the wet beneficiation plant (Phases 1 and 2). This flow is based on a match between laboratory and industrial conditions. Table 3 presents the results of the beneficiation process from raw hematite ore to concentrate, comparing the conditions before and after the elimination of the dry beneficiation section.

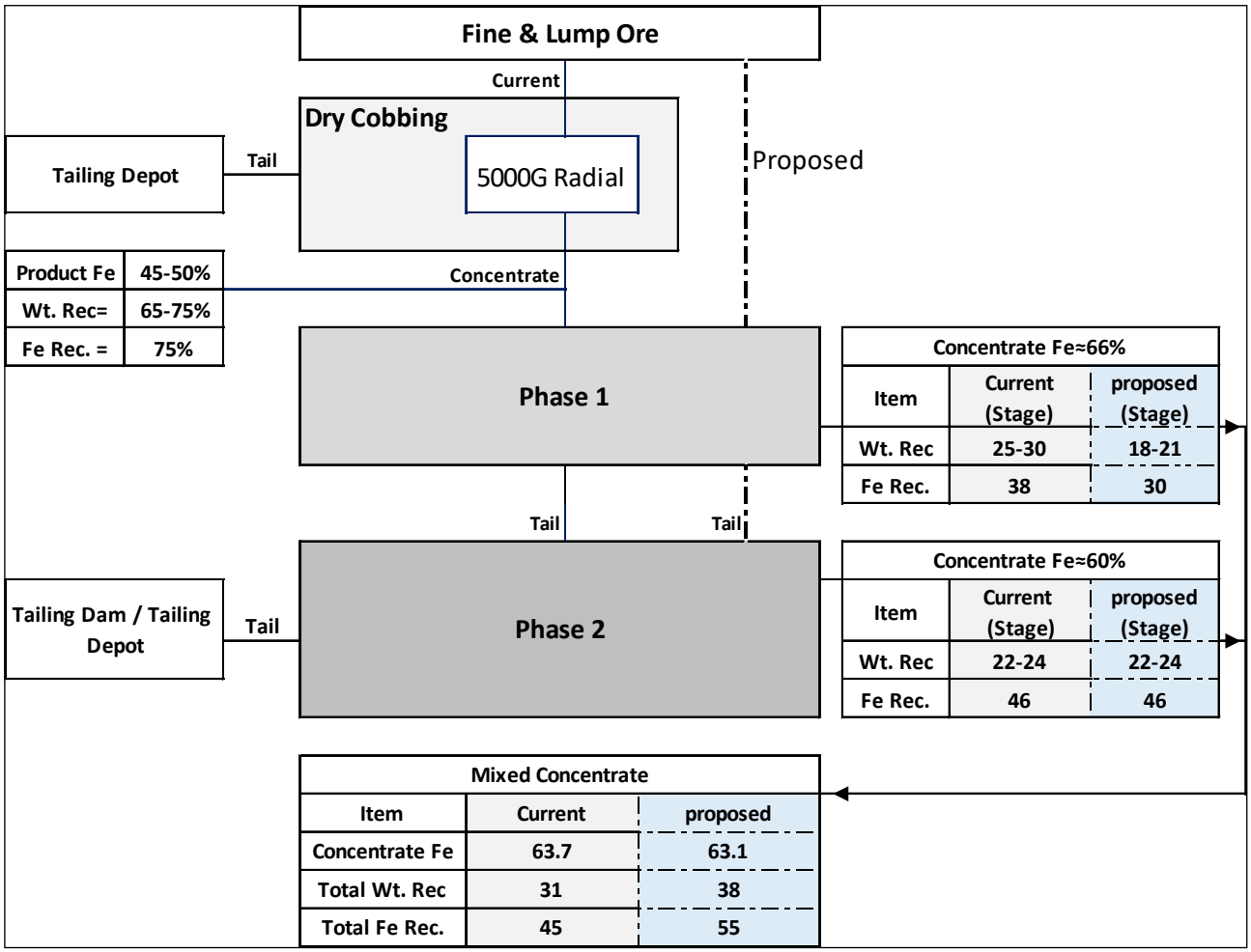


Figure 6. Forecasted operational conditions for processing hematite iron ores in the plant circuit

Table 3. Forecasted achievable specifications upon elimination of the hematite dry beneficiation section

Since you have changed the table format, several extra columns have appeared. Please remove the unnecessary columns.	Dry Cobbing		Phase 1		Phase 2		Total	
	Wt. Rec. (%)		Wt. Rec. (%)		Wt. Rec. (%)		Wt. Rec.	Concentrate Fe
	Stage	total	Stage	total	Stage	total	(%)	(%)
With Dry Cobbing (Current)	65-75	70	25-30	19.3	23	11.7	30.9	63.7
without Dry Cobbing (Proposed)	100	100	18-21	19.5	23	18.5	38.0	63.1

The results obtained from laboratory studies and their alignment with the operational conditions of the processing plant indicate the following:

• Utilizing the dry beneficiation section for hematite iron ores results in a total weight recovery of 19.3% in Phase 1 and 11.7% in Phase 2 of the processing plant. Therefore, by combining the products of both phases, a concentrate with an iron grade of 63.7%, total weight recovery of approximately 30.9%, and iron recovery of 45% can be produced.

- Eliminating the dry beneficiation section for hematite iron ores results in a total weight recovery of 19.5% in Phase 1 and 18.5% in Phase 2. Consequently, by combining the outputs of both phases, a concentrate with an iron grade of 63.1%, total weight recovery of 38%, and iron recovery of 55% is forecasted.

Based on these results, eliminating the dry beneficiation section for hematite iron ores would increase the total weight recovery of concentrate in the plant circuit (Phase 1 + Phase 2) from approximately 30.9% to 38%, and the total iron recovery would increase from 45% to 55%. However, the combined concentrate grade would slightly decrease from 63.7% to 63.1%.

Laboratory and operational analyses also indicate that the weight recovery in Phase 1 would decrease if the dry beneficiation section is removed. Nonetheless, the total amount of iron ore that can be supplied to the processing plant would increase. Therefore, further investigations were carried out to assess the impact of changes in feed rate, weight recovery, and the ratio of hematite to hematite-magnetite ores under industrial conditions.

Figure 7 presents the quantitative comparison of the main process streams before and after the change (i.e., the elimination of the dry beneficiation section for hematite iron ores).

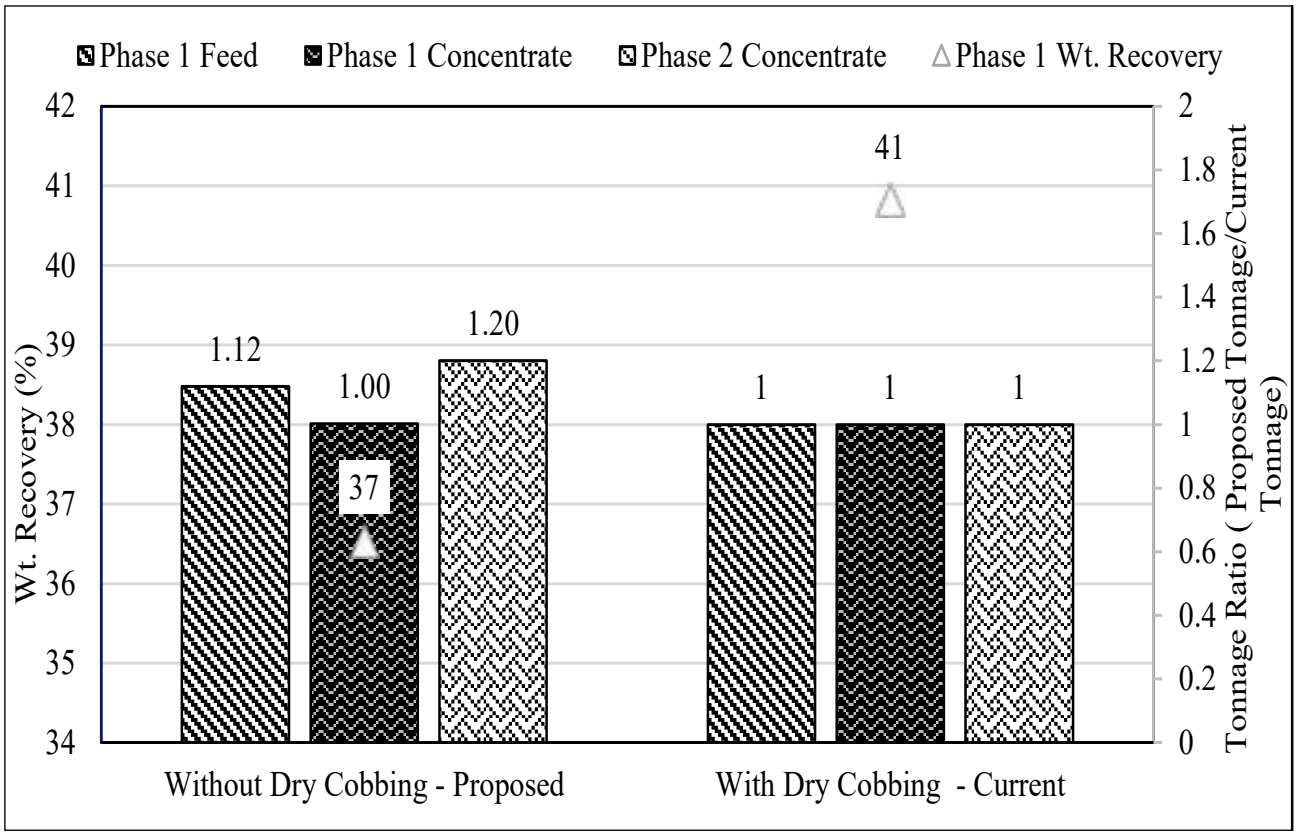


Figure 7. Quantitative and qualitative characteristics under operational conditions with and without the use of the dry beneficiation section for hematite iron ores

Based on the study results, it was determined that the elimination of the dry beneficiation section for hematite iron ores would result in approximately a 12% increase in the amount of feed available to the processing plant. This increase, considering the plant's designed capacity and current operational conditions, can be interpreted as a rise in the feed rate to the plant. Although this feed rate increase, resulting from the removal of the dry beneficiation section, leads to a 4% decrease in weight recovery in Phase 1, it compensates for the loss and maintains the overall production rate in Phase 1 unchanged. However, in Phase 2, due to the increased amount of Phase 1 tailings, enriched with hematite tailings, the production of hematite concentrate in Phase 2 increased by 20%.

CONCLUSION AND RECOMMENDATIONS

To assess the feasibility of reprocessing over 400,000 tons of tailings from the crushing and dry beneficiation section of hematite iron ores at the concentrate plant, representative samples (with average Fe and FeO contents of 29.3% and 2.2%) were prepared. Laboratory-scale tests using magnetic and electromagnetic separators under processing conditions similar to the existing plant indicated the potential for producing a concentrate with 61% Fe and 26% weight recovery in Phase 2. Additionally, the results showed that a concentrate with 64% Fe and 3–5% weight recovery could be produced in Phase 1. Due to the need to grind these tailings using the existing ball mill in Phase 1 and the relatively low weight recovery in phase 1, the four-year operational data of the Phase 1 processing plant was reviewed to assess the impact. The review showed that increasing tailings feed to the thickener above 110 tons per hour impairs its performance due to reduced sedimentation rate. Thus, considering the thickener as a bottleneck, the maximum allowable replacement ratio of hematite tailings in the plant feed was determined to be 35%. Given the iron content in these tailings and the total volume of 400,000 tons, it is estimated that over 100,000 tons of hematite concentrate with Fe > 60% could be produced.

Due to the valuable hematite iron content in the dry beneficiation tailings, the feasibility of eliminating the dry beneficiation section was studied. For this purpose, the plant's operational data were compared with laboratory results. Based on these comparisons, a new mass balance of the plant was developed assuming the use of a new feed blend (excluding the dry beneficiation section). This updated mass balance showed that eliminating the dry beneficiation section did not significantly affect the total weight recovery in Phase 1 (from 19.3% to 19.5%) for a 66% Fe concentrate. However, in Phase 2, the total weight recovery of hematite concentrate with 60% Fe increased from 11.7% to 18.5%. Overall, for both phases combined, the total weight recovery from hematite iron ores increased from 30.9% to 38%, while the iron grade of the final concentrate slightly decreased from 63.8% to 63.1%. Considering the share of hematite ores in the total feed of the processing plant, the elimination of the dry beneficiation section resulted in a 12% increase in the total iron ore supply to the plant. Operational evaluations confirmed that, thanks to sufficient feed capacity, the production rate of 66% Fe concentrate in Phase 1 remained stable despite a ~4% decrease in weight recovery—due to the introduction of hematite ores. However, the production of 60% Fe hematite concentrate in Phase 2 increased by 20%.

REFERENCES

Mohanty, S., Das, B. and Mishra, B.K. (2011). A preliminary investigation into magnetic separation process using CFD. Minerals Engineering. 24 (15): 1651-1657.

Yavuz, C.T., Prakash, A., Mayo, J.T. and Colvin, V.L. (2009). Magnetic separations: from steel plants to biotechnology. Chemical Engineering Science. 64 (10): 2510-2521.

Svoboda, J. and Fujita, T. (2003). Recent developments in magnetic methods of material separation. Minerals Engineering. 16 (9): 785-792.

LI, C.; SUN, H.; BAI, J.; LI, L., 2010. "Innovative methodology for comprehensive utilization of iron ore tailings: part 1. The recovery of iron from iron ore tailings using magnetic separation after magnetizing roasting". Journal Hazardous Materials, v. 174, p. 71-77.

WOLFF, A. P.; COSTA, G. M.; DUTRA, F. C., 2010. "A comparative study of ultra-fine iron ore tailings from Brazil". Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review, v. 32, n. 1, p. 47–59.

SVOBODA, J.; FUJITA, T., 2003. "Recent developments in magnetic methods of material separation". Minerals Engineering, v. 16, n. 9, p.785–792.

Padmanabhan, N.; Sreenivas, T., 2011., "Process parametric study for the recovery of very fine size uranium values on super-conducting high gradient magnetic separator". Adv. Powder Technol., 22, 131–137.

Chen, L.; Xiong, D.; Huang, H., 2009., "Pulsating high-gradient magnetic separation of fine hematite from tailings". Miner. Metall. Proce. 2009, 26, 163–168.

Chen, L.; Liao, G.; Qian, Z.; Chen, J., 2012., "Vibrating high gradient magnetic separation for purification of iron impurities under dry condition". Int. J. Miner. Process. 2012, 130, 136–140.

DWORZANOWSKI, M., 2014., "Maximizing hematite recovery within a fine and wide particle-size distribution using wet high-intensity magnetic separation". Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, v. 114, p. 559-567.

ENRICHMENT STUDIES OF KAZAKHSTAN CU ZN ORE

S. Doğan [1 *], M. Sarıkaya [1,2], H. Baştürkçü [2]

[1] *Esan Eczacıbaşı Industrial Raw Materials Co., R&D Center, Maltepe, Istanbul, Turkey*
[2] *Department of Mineral Processing Engineering, Faculty of Mine, Istanbul Technical University, 34467 Istanbul, Turkey*
*(*Corresponding author: sinem.dogan@esan.com.tr)*

ÖZ

Bu çalışmada, farklı bakır ve çinko içeriklerine sahip iki polimetalik cevher kompozitinin mineralojik karakterizasyonu ve flotasyon performansı incelemiştir. Kompozit 1 bakır içeriği açısından zengin, çinko açısından fakir iken; Kompozit 2 yüksek çinko ve düşük bakır içeriğine sahiptir. Kimyasal ve mineralojik analizler, cevherin kalkopirit, sfalerit ve ikincil bakır sülfür minerallerine sahip olduğunu doğrulamıştır. Flotasyon için optimal tane boyutları, öğütme kalibrasyon testleri ile belirlenmiştir. Flotasyon sonuçlarına göre, Kompozit 1 cevherinden bakır, -75 µm tane boyutunda %16,85 bakır ve %85,73 verim, yeniden öğütme sonrası −75+20 µm boyutunda ise %22,12 bakır içeriği ve %76,08 verimle kazanılmıştır. Kompozit 2 cevherinden ise −20 µm boyutunda %42,70 çinko ve %67,49 verimiyle beraber %8,55 bakır içeren bir çinko konsantresi üretilmiştir. Elde edilen sonuçlar, tane boyutu ve reaktif kullanımının flotasyon verimliliği ve konsantre kalitesi üzerindeki önemli rolünü ortaya koymaktadır.

Anahtar Kelimeler: Flotasyon, sülfür mineralleri, cevher hazırlama, proses mineralojisi

ABSTRACT

In this study, the mineralogical characterization and flotation performance of two polymetallic ore composites with different copper and zinc contents were investigated. Composite 1 is rich in copper and poor in zinc, whereas Composite 2 has high zinc and low copper content. Chemical and mineralogical analyses confirmed the presence of chalcopyrite, sphalerite, and secondary copper sulfide minerals in the ore. The optimal particle sizes for flotation were determined through grinding calibration tests. According to the flotation results, from Composite 1 ore, copper was recovered with a grade of 16.85% Cu and a recovery of 85.73% at a particle size of -75 µm, and after regrinding, with a grade of 22.12% Cu and a recovery of 76.08% at a particle size of −75+20 µm. From Composite 2 ore, a zinc concentrate containing 42.70% Zn and 67.49% recovery, along with 8.55% Cu, was produced at a particle size of −20 µm. The results obtained highlight the significant role of particle size and reagent usage on flotation efficiency and concentrate quality.

Keywords: Flotation, sulfide minerals, mineral processing, process mineralogy

INTRODUCTION

Copper (Cu) is highly valued for its superior electrical and thermal conductivity, strong resistance to corrosion, and exceptional malleability and ductility, making it a vital material in numerous sectors such as construction, electronics and industrial machinery. Consequently, the effective beneficiation of copper-containing ores are essential to satisfy the increasing industrial requirements. Flotation is a widely utilized method for the beneficiation of complex Cu-Zn sulfide ores, aiming to separate valuable minerals such as chalcopyrite ($CuFeS_2$) and sphalerite (ZnS) from gangue minerals like pyrite (FeS_2). In these ores, chalcopyrite often coexists with sphalerite, galena (PbS), and pyrite, each exhibiting distinct flotation behaviors influenced by their surface chemistry, mineralogical composition, and the reagents used during processing.

The flotation response of sphalerite in the presence of pyrite is notably affected by the galvanic interactions between pyrite and chalcopyrite (Fen et al., 2015). These interactions can enhance the dissolution of chalcopyrite, releasing Cu^{2+} ions into the flotation pulp, which may unintentionally activate sphalerite and complicate its selective depression (Buckly et al., 1989). Additionally, the presence of pyrite can significantly affect the adsorption of zinc precipitates such as $Zn(OH)_2$ on sphalerite surfaces by altering the electrochemical conditions of the flotation pulp. Through oxidative dissolution, pyrite increases the redox potential of the medium, which may lead to the oxidation of sphalerite surfaces and reduce the number of active sites available for $Zn(OH)_2$ adsorption. Furthermore, pyrite may compete with sphalerite for zinc hydroxide species, diverting them toward its own surface. These combined effects hinder the formation of the $Zn(OH)_2$ surface layer that is essential for effective sphalerite depression, thereby decreasing the efficiency of depressants such as zinc sulfate and cyanide (Bicak et al., 2007). To counteract this, various depressants including zinc sulfate and dextrin have been investigated for their ability to selectively suppress pyrite and sphalerite flotation, enhancing the overall selectivity and recovery of copper and zinc concentrates (Soltani et al., 2014). To address these challenges, various strategies have been explored. The use of selective collectors, such as Aero3418A, sodium isopropyl xanthate (SIPX), has been investigated to enhance the flotation of chalcopyrite while suppressing sphalerite and pyrite (Can et al., 2021).

This study aims to evaluate the flotation performance of two different Cu-Zn ore composites with varying pyrite content and mineralogical characteristics. By optimizing flotation parameters and reagent dosages for each composite, the objective is to achieve selective separation of chalcopyrite and sphalerite, thereby enhancing the efficiency and sustainability of the beneficiation process.

EXPERIMENTAL STUDIES

Mineralogical Characterization

As part of the characterization studies, polished section and X-ray diffraction (XRD) analyses were performed on all samples to identify the mineralogical composition and textural relationships. Polished sections were prepared for microscopic examination to evaluate the liberation and association of ore minerals. XRD analysis was conducted to confirm the mineral phases present in the composites. Composite 1 was designed to represent zones of the orebody with medium to high copper content and very low zinc grades, while Composite 2 was prepared to represent areas with high zinc content and relatively low copper grades. Mineral liberation analyses were carried out for specific size fractions, particularly focusing on the −75+63 μm range.

Enrichment Studies

Grind Calibration

To determine the optimal grinding conditions, preliminary calibration tests were conducted using a laboratory-scale ball mill. Grinding experiments were performed on 2 kg samples from the Composite 1 and Composite 2 materials, with the pulp density adjusted to a solid concentration of 60%. Based on the results obtained, grinding durations of 20, 30, and 40 minutes were selected for subsequent flotation tests to investigate the effect of particle size on flotation performance.

Flotation Tests

A Denver floatation machine, a 4.5 liter floatation cell and tap water were used for the batch floatation tests. Chalcopyrite and sphalerite floatation experiments were carried out at about 30% solids, respectively. The impeller speed was set at 1000 rpm and the air flow rate was 4 dm^3/min. In flotation stages of chalcopyrite and sphalerite, pH adjusted by using lime 11.5 by WTW pH meter model 7110.

Flotation recoveries were calculated using a standard equation where R represents the recovery percentage, f is the feed grade, c is the concentrate grade, and t is the tails grade. This calculation (Equation 1) method provides an accurate measure of flotation efficiency by accounting for the distribution of valuable minerals between the concentrate and tailings.

$$R = 100 * \frac{c\,(f-t)}{f(c-t)} \quad (1)$$

Reagents and Conditioning

For Composite 1, Aerophine 3418A (Solvay, sulfide-type), DOW, and sodium metabisulfite (SMBS) were used as collector, frother, and depressant, respectively. Both SMBS and an elevated pH condition of 11.5 were employed synergistically to suppress the flotation response of pyrite. The flotation particle size was set at 75 µm, followed by a regrind stage to reduce the particle size to 20 µm. After the regrind, two cleaning stages were applied to improve concentrate quality.

For Composite 2, Aerofloat 721 (xanthate-type), methyl isobutyl carbinol (MIBC), and copper sulfate ($CuSO_4$) were used as collector, frother, and activator, respectively. The flotation particle size was determined as 20 µm, and after the rougher flotation stage, two cleaning stages were performed to enhance concentrate purity.

In the flotation tests, the conditioning times were set as follows: 5 minutes for depressants and activators, 2 minutes for collectors, and 1 minute for frothers. For Composite 1, the optimum rougher flotation time was determined to be 3 minutes. This was followed by four cleaning stages, each carried out with a flotation time of 5 minutes. In the case of Composite 2, the optimum rougher flotation time was found to be 2 minutes, while the cleaning stages were conducted under the same conditions as those used for Composite 1.

RESULTS & DISCUSSION

Mineral and Chemical characterization

As part of the characterization studies, chemical and mineralogical analyses were conducted to determine the elemental composition and mineral phases present in the ore samples. The chemical

analysis results are presented in Table 1. According to the polished section results shown in Figure 1 and Figure 2, with the presence of dense pyrite, it was generally observed in Figure 1 that the ore contains sphalerite and chalcopyrite. In addition to sphalerite and chalcopyrite, secondary copper sulfide minerals such as covelline and bornite were also detected. Composite 1 was prepared to reflect the areas of the deposit where copper is medium-high and zinc is very low grade. In composite 1, approximately 50-60% chalcopyrite is liberated for the -75+63 µm fraction. Composite 2 was prepared to reflect the high amount of zinc deposit where copper is found much less than the other composites. In composite 2, sphalerite, which is disseminated in pyrite, can be liberated in the -20 µm size fraction and chemical, and mineralogical analyses were conducted to understand which minerals the ore contains. The chemical analysis results are presented in Table 1.

Table 1. Chemical analysis results

Sample	Cu (%)	Zn (%)	Fe (%)	Ag (ppm)	S (%)
Composite 1	1.6	0.2	29.36	<5	27.58
Composite 2	0.9	3.91	24.59	5.12	40.18

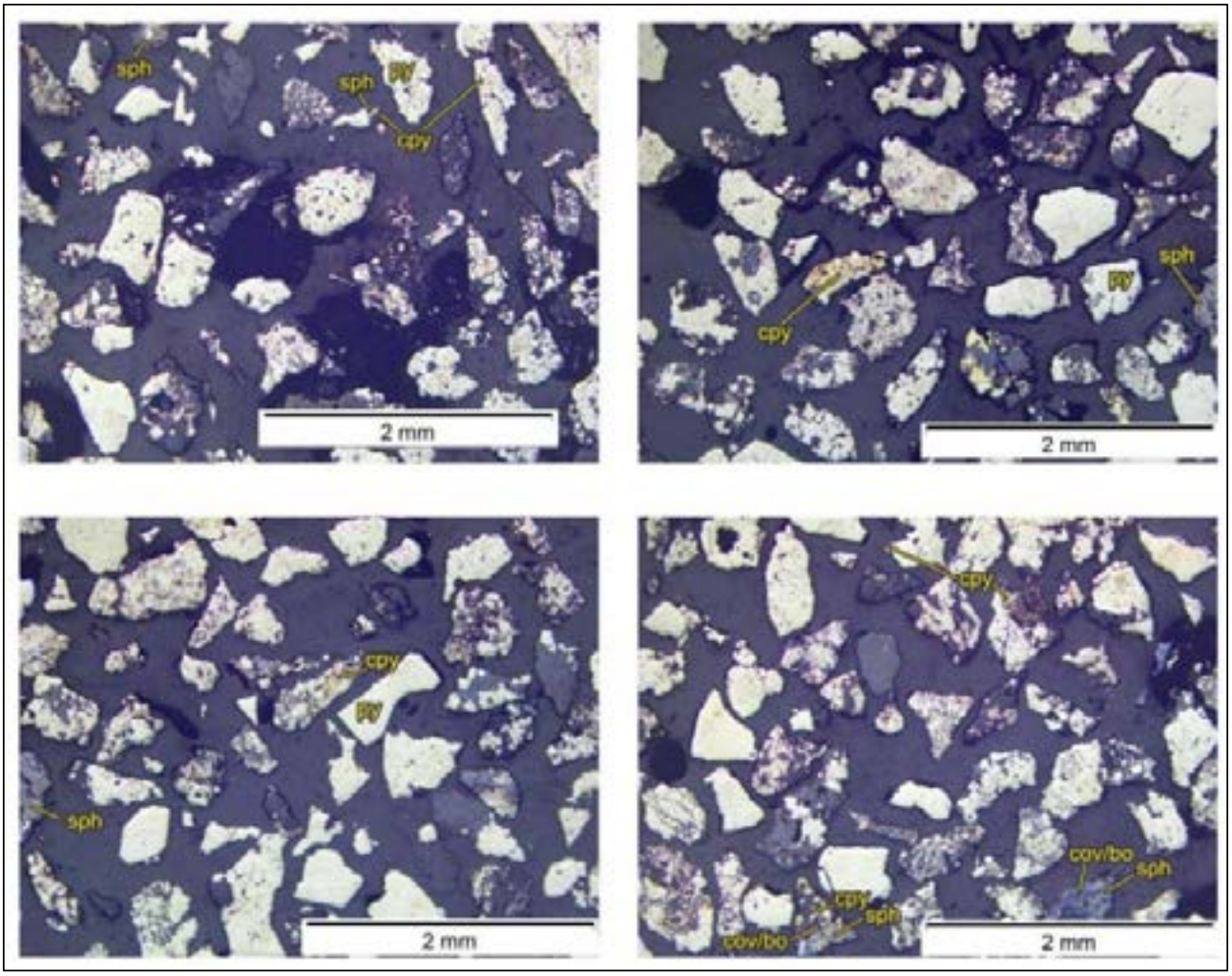


Figure 1. Polished section results

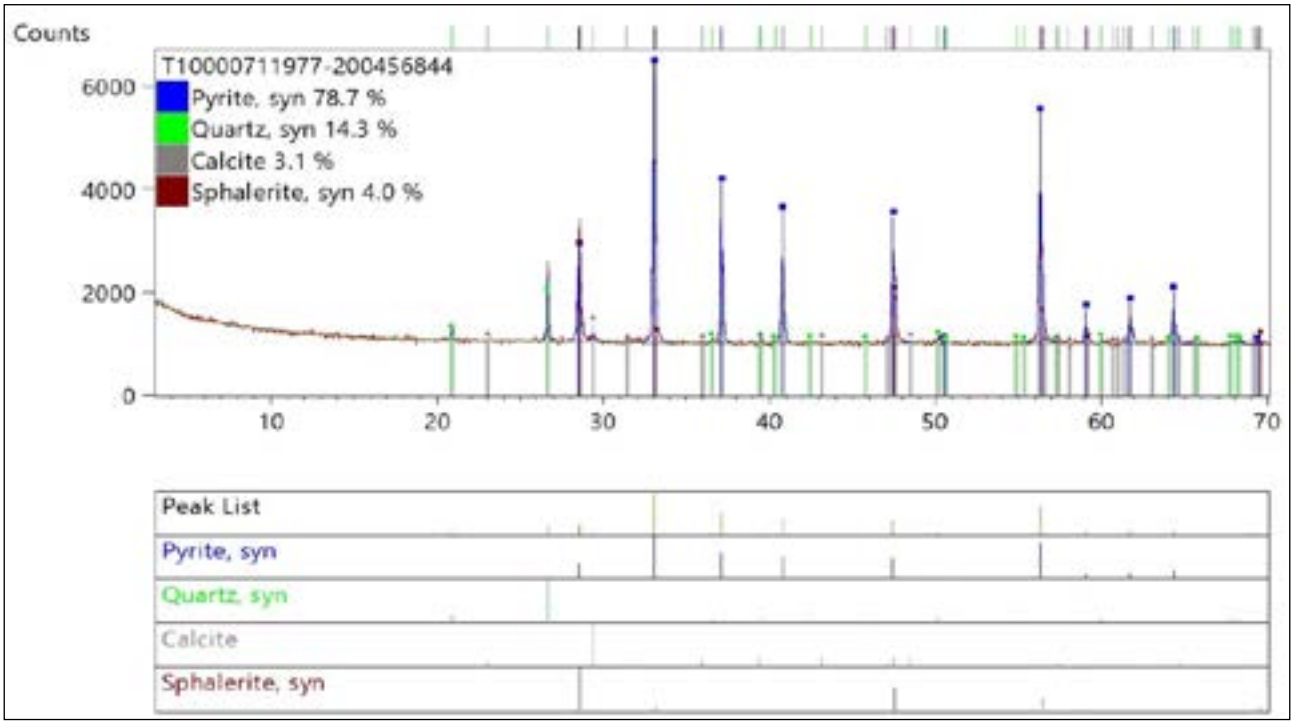


Figure 2. XRD Analysis of ore

Grind Calibration

To establish optimal grinding conditions, calibration tests were initially carried out with ball mill. Grinding experiments were performed on 2 kg samples obtained from Composite 1 and 2 coded samples, with a solid concentration maintained at 60%. The resulting data are presented in Figures 3 and 4. For flotation tests to be conducted on two different samples with varying sizes, grinding times of 20, 30 and 40 minutes have been determined.

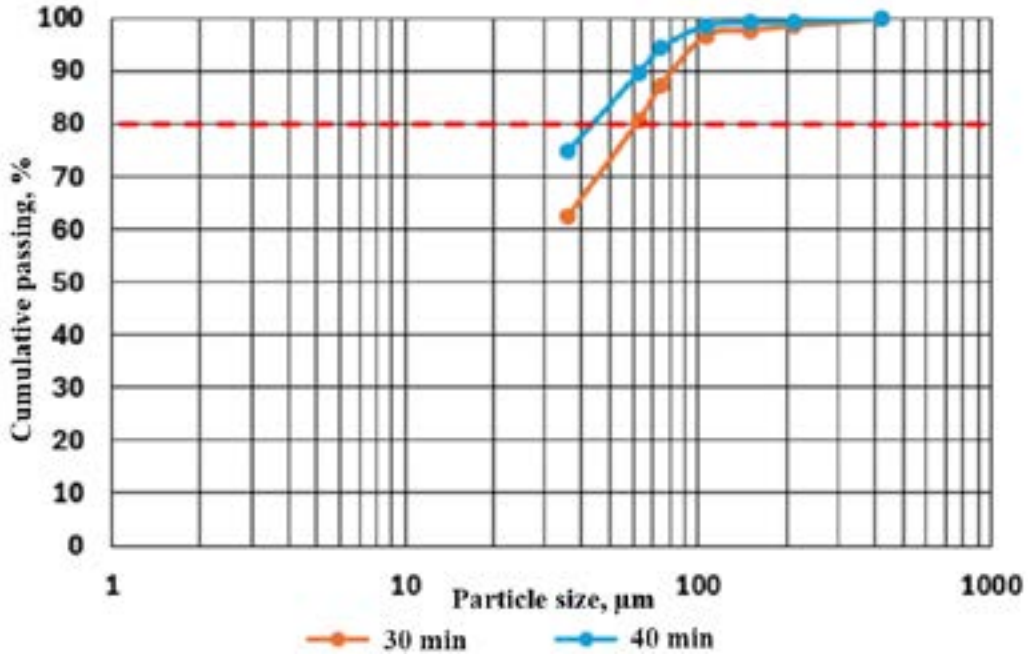


Figure 3. Composite 1 Grind Calibration

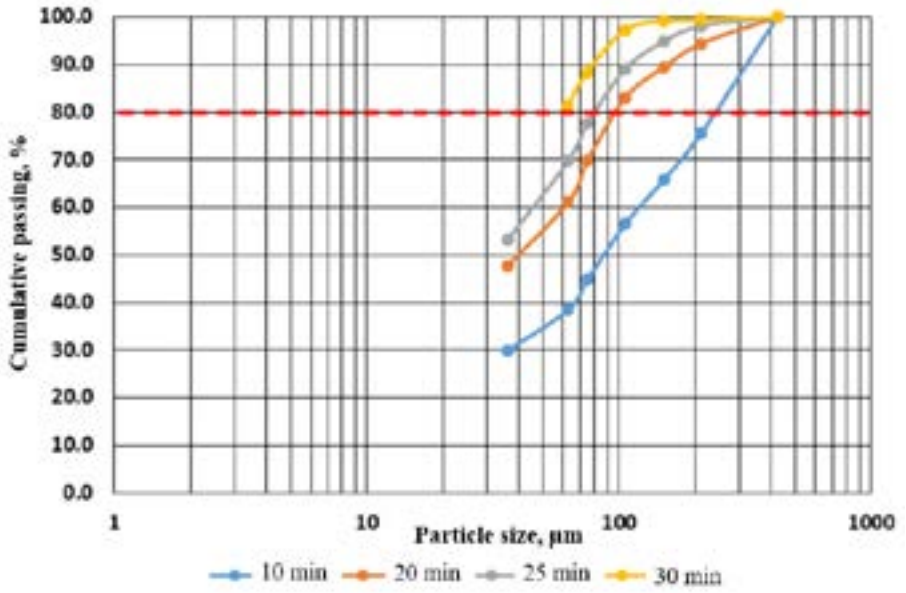


Figure 4. Composite 2 grind calibration

Flotation Tests

Composite 1

Flotation tests conducted as part of this study yielded two distinct copper concentrates, each differing in grade and recovery depending on the particle size distribution. The first concentrate was obtained directly from the material ground to -75µm, achieving a copper grade of 16.85% with a corresponding recovery of 85.73%. This result demonstrates the efficiency of flotation at this particle size in terms of maximizing copper recovery, albeit at a moderately lower concentrate grade.

To further enhance the concentrate quality, the same material underwent regrinding to achieve a finer particle size range of -20 µm. Subsequent flotation of this re-ground material resulted in a copper concentrate with an improved grade of 22.12%, although the recovery decreased to 76.08%. This inverse relationship between grade and recovery is attributed to the finer particle size, which facilitates improved liberation of copper minerals, thereby increasing grade, while potentially also increasing slime generation or entrainment losses that reduce overall recovery. Table 2 provides a summary of the flotation test results for composite 1.

Table 2. Grade and recoveries of composite 1

Sample	Amount	Cu		Zn		Fe	
		Grade	Recovery	Grade	Recovery	Grade	Recovery
	%	%	%	%	%	%	%
Composite 1- Option 1	8.14	16.85	85.73	1.3	39.07	35.47	7.76
Option 2- Tail	91.86	0.25	14.27	0.18	60.93	37.34	92.24
Composite 1- Option 2	5.5	22.12	76.08	5.63	99.9	31.76	4.7
Option 1- Tail	94.5	0.41	23.92	0	0.1	37.51	95.3

Composite 2

In addition to copper recovery, the flotation tests also produced a zinc-rich concentrate from the finest particle size fraction (−20 µm). This concentrate contained 42.70% zinc with a corresponding recovery of 67.49%. Notably, it also included a significant amount of copper, with a copper grade of 8.55%, suggesting partial association or entrainment of copper minerals with the zinc fraction at this size range.

These findings underscore the critical influence of particle size on both the grade and recovery of valuable minerals during flotation. A summary of composite 2 flotation test results is presented in Table 3.

Table 3. Grade and recoveries of composite 2

		Cu		Zn		Fe	
Sample	Amount	Grade	Recovery	Grade	Recovery	Grade	Recovery
	%	%	%	%	%	%	%
Composite 2	6.86	8.55	58.66	42.7	67.49	11.61	2.2
Tail	93.14	1.52	32.51	0.44	41.34	37.98	97.8

CONCLUSION

This study investigates the mineralogical characterization and flotation performance of two polymetallic ore composites with differing copper and zinc contents.

• In composite 1, approximately 50-60% chalcopyrite is liberated for the -75+63 µm fraction. Composite 2 was prepared to reflect the high amount of zinc deposit where copper is found much less than the other composites.

• In composite 2, sphalerite, which is disseminated in pyrite, can be liberated in the -20 µm size fraction and chemical, and mineralogical analyses were conducted to understand which minerals the ore contains.

• Flotation tests conducted on Composite 1 resulted in a chalcopyrite concentrate containing 22.12% Cu with 76.08% recovery. Alternatively, under different conditions, a chalcopyrite concentrate was achieved with 16.85% Cu grade and 85.73% recovery.

• When Composite 2 was subjected to flotation, a sphalerite concentrate including 42.7% Zn was obtained with 67.49% recovery.

REFERENCES

A.N. Buckly, R. Woods, H.J. Wouterlood, An XPS investigation of the surface of natural sphalerites under flotation-related conditions. Int. J. Miner. Process. 26, 29–49 (1989)

Can, İ. B., Özçelik, S., & Ekmekçi, Z. (2021). Effects of pyrite texture on flotation performance of copper sulfide ores. *Minerals*, *11*(11), 1218.

Fen, J. I. A. O., & Ke, G. A. O. (2015). Effects of galvanic interaction between galena and pyrite on their flotation in the presence of butyl xanthate. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*, *25*(9), 3111-3118.

O. Bicak, Z. Ekmekci, D.J. Bradshaw, P.J. Harris, Adsorption of guar gum and CMC on pyrite. Miner. Eng. 20, 996–1002 (2007)

Soltani, F., Koleini, S. M. J., & Abdollahy, M. (2014). Optimization of Cu–Zn massive sulphide flotation by selective reagents. *Journal of The Institution of Engineers (India): Series D*, *95*(2), 125-134.

İÇ ANADOLU BÖLGESİ YÜKSEK ALAN ŞİDDETLİ MANYETİK AYIRMA İLE PARÇA HEMATİT ZENGİNLEŞTİRME TESİSİ TASARIMI VE UYGULAMASI

DESIGN AND IMPLEMENTATION OF A LUMP HEMATITE BENEFICIATION PLANT USING HIGH-INTENSITY MAGNETIC SEPARATION IN THE CENTRAL ANATOLIA REGION

T. F. Akyol[1], B. Nazarov[1,*]

[1] *BAS Endüstriyel Çözümler ve Mühendislik Uygulama Limited Şirketi*
*(*Sorumlu yazar: b.nazarov@bas-tr.com)*

ÖZ

Demir cevheri, küresel çelik endüstrisinin temel hammaddesi olup, dünya ekonomisinde stratejik öneme sahiptir. Son yıllarda yüksek kaliteli cevherlere olan talep, düşük tenörlü ve ince taneli cevherlerin verimli şekilde zenginleştirilmesini zorunlu kılmıştır. Bu çalışma, hematit cevherlerinin kuru yüksek alan şiddetli manyetik ayırma yöntemiyle zenginleştirilmesini ele almaktadır. Özellikle BAS® Yüksek Alan Şiddetli Perm-Roll Manyetik Separatörlerinin sunduğu çevresel ve ekonomik avantajlara odaklanılmıştır. Söz konusu sistem, su tüketmeden, kuru taneleri 1,5 T'ye kadar sabit manyetik alanla yüksek seçicilikle ayırabilmektedir. 2024 yılında Türkiye'nin İç Anadolu Bölgesi'nde gerçekleştirilen bu projede, belirli fraksiyonlara sınıflandırılan hematit cevheri %45 Fe tenöründen %58 Fe tenörüne başarıyla zenginleştirilmiştir. BAS mühendislik disiplini çerçevesinde yürütülen bu proje, düşük tenörlü cevherlerin sürdürülebilir ve enerji etkin yöntemlerle işlenmesinde yüksek alan şiddetli kuru manyetik ayırmanın etkinliğini ortaya koymaktadır.

Anahtar Kelimeler: Demir cevheri, kuru manyetik ayırma, yüksek alan şiddeti, hematit zenginleştirme, perm-roll separatör

ABSTRACT

Iron ore, as the primary raw material of the global steel industry, holds strategic importance in the world economy. In recent years, the increasing demand for high-grade ores has necessitated the efficient beneficiation of low-grade and fine-grained ores. This study addresses the beneficiation of hematite ores using the dry high-intensity magnetic separation method. It specifically focuses on the environmental and economic advantages offered by BAS® High-Intensity Perm-Roll Magnetic Separators. This system can separate dry particles with high selectivity under a constant magnetic field of up to 1.5 T, without consuming water. In the project carried out in 2024 in Turkey's Central Anatolia Region, hematite ore classified into specific fractions was successfully upgraded from 45% Fe to 58% Fe. Conducted within the BAS engineering framework, this project demonstrates the effectiveness of high-intensity dry magnetic separation as a sustainable and energy-efficient method for processing low-grade iron ores.

Keywords: Iron ore, dry magnetic separation, high-intensity field, hematite beneficiation, perm-roll separator

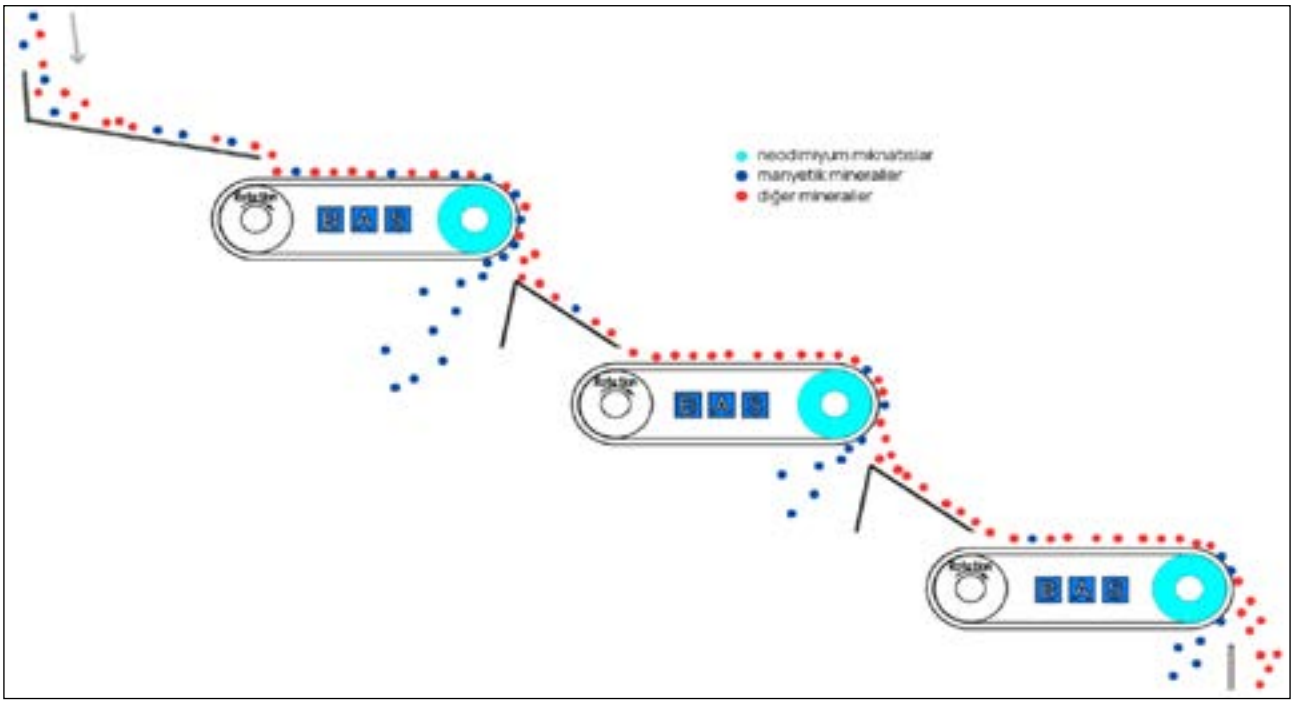
GİRİŞ

Kaliteli demir cevherlerine artan talep, düşük tenörlü cevherlerin, ince tanelerin, şlam ve artıkların zenginleştirilmesine yönelik çalışmaların hızlanmasına yol açmıştır. Demir cevherlerinin ticari kabulü, alümina, silika, alkali ve fosfat gibi safsızlıkların atılmasıyla demir değerlerinin yükseltilmesine bağlıdır. Düşük tenörlü cevherlerin verimli kullanımı, maliyet ve enerji etkin zenginleştirme süreçlerinin geliştirilmesini gerektirir. Doğada, demir ve çelik üretimi için kullanılan farklı demir içeren mineraller vardır. Bu minerallerin fiziksel özellikleri ile birlikte listesi Çizelge 1'de verilmiştir (Tripathy vd., 2017).

Çizelge1. Ekonomik açıdan major demir cevherleri (Tripathy vd., 2017)

Demir cevher mineralleri	Kimyasal formülü	Tenör (%Fe)	Özgül ağırlığı	Manyetik duyarlılığı (10^{-9} m^3 * kg^{-1})
Hematit	α-Fe_2O_3	69,9	5,3	250 – 3.800
Manyetit	α-Fe_3O_4	71,9	5,2	390.000 – 1.116.000
Götit	FeO (OH)	66,1	3,3 – 4,3	250 – 400
Siderit	$FeCO_3$	48	3,96	350 – 1.500
Limonit	Fe_2O_3 * nH_2O	<66,1	3,3 – 4,3	100 – 400

Genel olarak, hematit cevherlerinin zenginleştirilmesi üç ana birleşik prosesi içerir: manyetik ayırma + gravitasyonel zenginleştirme, manyetik ayırma + flotasyon ve gravitasyonel zenginleştirme + manyetik ayırma + flotasyon. Bu nedenle, paramanyetik minerallerin ayrılması amacıyla yüksek yoğunluklu manyetik alanların kullanılabildiği kuru manyetik ayırma yöntemlerinin geliştirilmesi, modern cevher zenginleştirme teknolojileri açısından önemli bir ilerleme olarak değerlendirilmektedir. Kuru manyetik ayırma prosesinde, paramanyetik tanelerin manyetik olmayan bileşenlerden ayrılması; minerallerin manyetik duyarlılığı, tane boyutu, yoğunluğu, ekipmanın tasarımı ve çalışma prensipleri gibi bir dizi parametreye bağlı olarak gerçekleşmektedir. Bu bağlamda, BAS® Yüksek Alan Şiddetli Perm-Roll Manyetik Separatörleri, paramanyetik minerallerin verimli şekilde ayrılmasını mümkün kılan ekonomik bir teknoloji sunmaktadır. Konvansiyonel fiziksel zenginleştirme yöntemlerine (örneğin jig, spiral, ağır ortam veya flotasyon) kıyasla önemli avantajlar sağlayan bu separatörler; düşük enerji tüketimi, kompakt tasarımıyla daha az alan gereksinimi ve 1,5 T'ye kadar ulaşabilen sabit manyetik alan gücü ile öne çıkmaktadır. Yüksek manyetik kuvvet, özellikle yüksek besleme kapasiteler de dahi manyetik minerallerin etkili bir şekilde ayrılmasını mümkün kılar. Ayrıca, BAS® Perm-Roll separatörleri, proses esnasında su kullanımına ihtiyaç duymaması sayesinde çevresel etkileri minimize ederken, işletme maliyetlerini de düşürmektedir. Bu ekipmanlar, malzemelerin kuru ortamda yüksek seçicilikle zenginleştirilmesini mümkün kılmakta; besleme özelliklerindeki değişimlere karşı gösterdiği tolerans ile operasyonel esnekliği artırmaktadır (Şekil 2).



Şekil 1. BAS® yüksek alan şiddetli perm-roll manyetik separatörleri çalışma şekli

Düşük tenörlü demir cevherlerinin ekonomik olarak işletilebilmesi için uygun zenginleştirme yöntemlerinin geliştirilmesi büyük önem taşımaktadır. Özellikle su kaynaklarının kısıtlı olduğu bölgelerde, kuru manyetik ayırma teknikleri çevresel sürdürülebilirlik ve düşük işletme maliyetleri nedeniyle öne çıkmaktadır. Türkiye'nin farklı bölgelerinden alınan hematit, goetit ve manyetit içeren cevherler üzerinde yürütülen çalışmalar, kuru yüksek alan şiddetli manyetik ayırma yönteminin uygulanabilirliğini ortaya koymaktadır.

Bilgin ve ark. (2017), Sivas'ın Divriği bölgesindeki düşük tenörlü hematit cevheri üzerinde laboratuvar ölçekli çalışmalar gerçekleştirmiştir. Cevherin mineralojik bileşimi esas olarak hematit (Fe_2O_3) ve martitten oluşmuş; gang mineralleri ise kuvars, klorit ve pirit olarak belirlenmiştir. Çalışmada -150 mikron tane boyutuna kadar öğütülen numuneler yüksek gradyanlı manyetik ayırıcıda test edilmiş; manyetik alan şiddeti 1.1–1.4 Tesla aralığında değiştirilmiştir. Sonuçta %42.5 Fe tenörlü cevherin %64.9 Fe tenörüne kadar zenginleştirildiği ve %79.3 oranında demir kazanımı sağlandığı bildirilmiştir. Bu sonuç, zayıf manyetik minerallerin ayrılmasında yüksek alan şiddetinin kritik rol oynadığını göstermektedir.

Koç ve Öztürk (2019) tarafından yapılan çalışmada, Adana'nın Feke bölgesinden alınan hematit ve götit içeren demir cevheri incelenmiştir. Gang minerallerinin çoğunluğunu killer, kuvars ve karbonatlar oluşturmuş, özellikle kil içeriğinin kuru ayırmadaki performans üzerindeki olumsuz etkisi vurgulanmıştır. Cevher -200 mikron boyutuna kadar kuru olarak öğütülmüş ve pilot ölçekli bir perm roll manyetik separatör ile test edilmiştir. 1.3 Tesla manyetik alan şiddeti altında yapılan testlerde, %50.1 Fe giriş tenörlü cevher %66.2 Fe'ye yükseltilmiş ve %72.8 demir kazanımı elde edilmiştir. Bununla birlikte, toz oluşumu ve ince tanelerin separasyonundaki zorluklar, yöntemin ölçeklenmesinde sınırlayıcı etkenler olarak rapor edilmiştir.

Özen ve Aktaş (2021), İzmir'in Torbalı bölgesinden alınan hematit-manyetit karışımı cevher üzerinde pilot ölçekli bir çalışma yürütmüştür. Gang mineralleri killer, kuvars ve serisitten oluşmuş, özellikle kil ve nem içeriğinin kuru ayırma performansı üzerindeki etkisi araştırılmıştır. Numuneler -250 mikron tane boyutuna kadar öğütülmüş, nem oranı %2'nin altına düşürüldükten sonra ayırma işlemi uygulanmıştır. 1.25 Tesla alan şiddetinde çalışan perm roll separatör ile %46.3 Fe giriş tenörlü cevher %65.5 Fe'ye yükseltilmiş ve %74.6 oranında demir kazanımı sağlanmıştır. Çalışmanın 8 ton/saat kapasiteye ulaşması, yöntemin endüstriyel ölçekte uygulanabilirliğini göstermesi açısından dikkat çekicidir.

Bu literatür çalışmaları birlikte değerlendirildiğinde; düşük tenörlü hematit ve türevlerinin, uygun tane boyutuna indirgenmesi ve nem/kil içeriğinin kontrol altına alınması koşuluyla, kuru yüksek alan şiddetli manyetik ayırma yöntemleri ile başarıyla zenginleştirilebildiği görülmektedir. Ayrıca, laboratuvar ölçekli deneylerden endüstriyel pilot ölçekli uygulamalara geçişte kapasite ve verim değerlerinin birbirini desteklediği, yöntemin pratik ve sürdürülebilir bir çözüm sunduğu ortaya çıkmaktadır.

Çizelge 2. Yapılan çalışmaların karşılaştırılması

Çalışma (Yıl)	Bölge ve Cevher Tipi	Giriş Tenörü (%Fe)	Konsantre Tenörü (%Fe)	Demir Kazanımı (%)	Kapasite
Bilgin ve ark. (2017)	Sivas/Divriği Hematit	42.5	64.9	79.3	45 kg/ saat
Koç & Öztürk (2019)	Adana/Feke Hematit+Götit	50.1	66.2	72.8	5 ton/saat
Özen & Aktaş (2021)	İzmir/Torbalı Hematit+Manyetit	46.3	65.5	74.6	8 ton/saat
Bu Çalışma (2024)	İç Anadolu Karbonatlı Hematit-Götit	45.0	+%20 artış bazı fraksiyonlarda	60–92	150 ton/ saat

MALZEME VE YÖNTEM

Malzeme

Bu çalışmada incelenen numuneler, karbonatlı gang minerali içeren düşük tenörlü hematit cevherlerinden alınmıştır. Mineralojik analizler sonucunda cevherin esas olarak hematit (Fe_2O_3) ve götit minerallerinden oluştuğu; gang mineralleri olarak ise kuvars ve kalsitin baskın olduğu belirlenmiştir. Cevherin başlangıç ortalama Fe tenörü yaklaşık %45 olarak tespit edilmiştir. Cevher, laboratuvar ön hazırlıkları kapsamında kırıcıdan geçirilmiş, ardından farklı tane boyutu fraksiyonlarına (-10 mm +4 mm, -4 mm +0.5 mm ve -0.5 mm altı) ayrılmıştır. Böylece, tane boyutunun manyetik ayırma performansı üzerindeki etkisi araştırılabilmiştir.

Ekipman

Zenginleştirme deneylerinde BAS® marka Perm-Roll tipi yüksek alan şiddetli kuru manyetik separatör kullanılmıştır. Bu separatör, yüksek alan şiddeti sayesinde zayıf manyetik minerallerin ayrıştırılmasına olanak tanımaktadır. Separatör, titreşimli besleyici ile donatılmış olup, besleme sırasında malzemenin homojen dağılımını sağlamaktadır. Çalışmalarda manyetik alan şiddeti 1.1 Tesla ile 1.4 Tesla arasında ayarlanarak farklı koşullar test edilmiştir.

Yöntem

Deneysel çalışmalar üç aşamada yürütülmüştür:

1. **Hazırlık:** Numuneler farklı tane boyutlarına indirgenmiş, nemin kuru ayırma performansına etkisini gözlemlemek amacıyla numuneler önce doğal nemli haliyle, ardından %2'nin altına düşürülen nem oranıyla test edilmiştir.

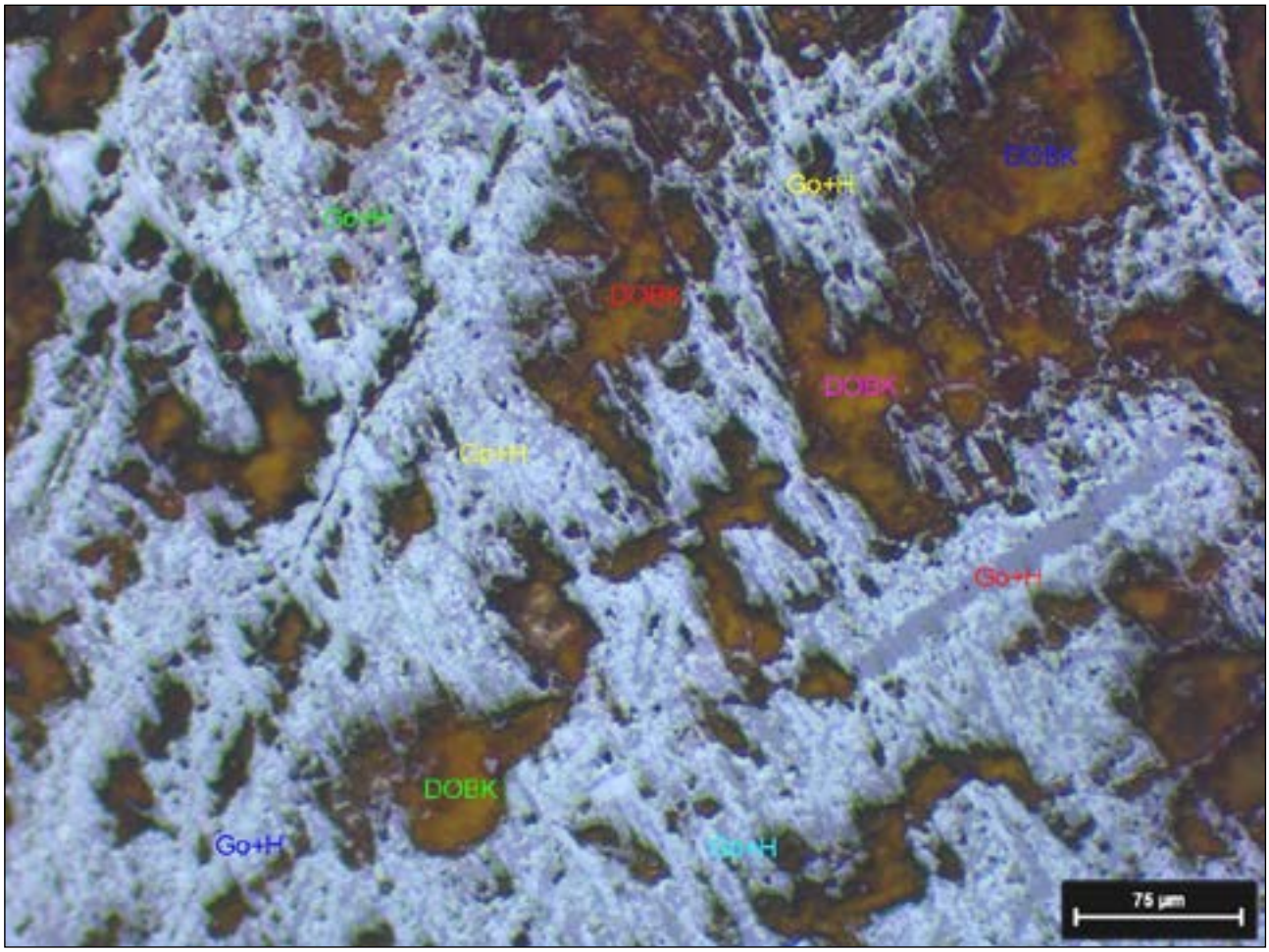
2. **Manyetik ayırma testleri:** Hazırlanan fraksiyonlar, belirlenen alan şiddetlerinde Perm-Roll separatöre beslenmiştir. Her deney seti sonucunda manyetik konsantre ve manyetik olmayan artık ürünler ayrı toplanmış ve tartılmıştır.

3. **Analiz ve değerlendirme:** Elde edilen ürünler kimyasal ve mineralojik analizlere tabi tutulmuş, Fe tenörü ve kazanım oranları hesaplanmıştır. Ayrıca, literatürdeki benzer çalışmalar ile karşılaştırmalı değerlendirmeler yapılmıştır.

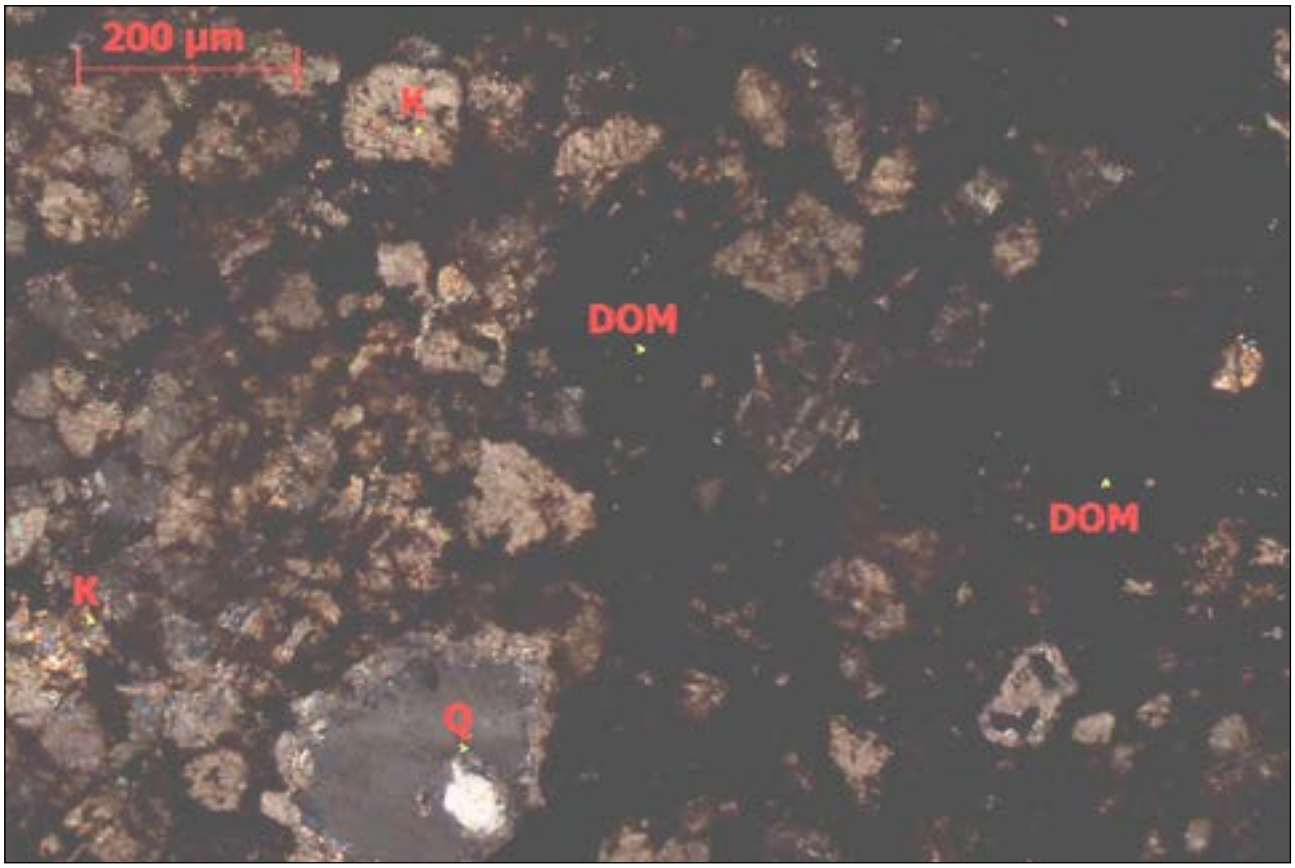
DENEYSEL ÇALIŞMALAR

Karbonatlı ganglı götit-hematit bileşimli demir cevherleşmesi

Örnekten yaptırılan parlak kesitin cevher mikroskobunda, ince kesitin polarizan mikroskopta incelenmesinde yer yer masif yoğunlaşmalar gösteren yer yerde ağsal damarcıklar halindeki götit (FeO.OH) ve hematit (Fe_2O_3) bileşimli demir oksit mineralleşmeleri gözlenmiştir. Bu hematit-götit oluşumlarının etrafında bünyesinde çok çok ufak yani submikroskopik götit-hematit kalıntıları bulunan kahverenkli-kırmızımsı demir oksit boyanmalı kesimler de izlenmiştir. Demir cevherleşmesinin çatlak ve boşluklarında ise yer yer yoğunlaşmalar gösteren kalsit ($CaCO_3$) bileşimli karbonatlarla çok az kuvars (SiO_2) bileşimli silisler gang olarak saptanmıştır (Türeli, 2022).



Şekil 2. İlgili numune parlak kesitinin cevher mikroskobundaki görünümü. Yer yer yoğunlaşmalar gösteren demir cevherleşmesi gri renk tonlu götitlerden ve daha beyaz yakın renk tonlu hematitlerden (Go+H) oluşmaktadır. Kahverengimsi kesimler demir oksitlerle boyanmış karbonatlardan (DOBK) oluşmaktadır (Türeli, 2022).



Şekil 3. İlgili numune ince kesitinin polarizan mikroskop çift nikoldeki görünümü. Kesitinin cevher mikroskobundaki görünümü. Polarizan mikroskopta siyah-koyu renk gözüken demir oksit mineralleri (DOM) arasında kalsit (K) bileşimli karbonatlar ve çok az kuvars (Q) gang olarak bulunmaktadır (Türeli, 2022).

Çizelge 3. İlgi cevher kimyasal analiz sonuçları (ARGETEST, 2022).

Parametre	Sonuç	Birim	Yöntem		Parametre	Sonuç	Birim	Yöntem
SiO_2	6.70	%	İİM		Zr	0.0019	%	İİM
S	0.011	%	İİM		Al_2O_3	0.62	%	İİM
Fe	41.78	%	ASTM E246		CaO	11.70	%	İİM
Co	<0.001	%	İİM		Cr_2O_3	0.0090	%	İİM
Ni	0.0012	%	SÇT.10 (REV.02)		K_2O	0.041	%	İİM
Cu	<0.001	%	SÇT.11 (REV.00)		MgO	2.93	%	İİM
Zn	0.0068	%	SÇT.12 (REV.02)		MnO	1.03	%	İİM
As	<0.001	%	İİM		Na_2O	0.0080	%	İİM
Ba	0.066	%	İİM		P_2O_5	0.021	%	İİM
Pb	0.0047	%	İİM		V_2O_5	0.0020	%	İİM
Sn	<0.001	%	İİM		LOI (Ignition Loss)	15.98	%	SÇT.15 (REV.00)
Sr	0.0039	%	İİM		TiO_2	0.027	%	İİM

Manyetik teknolojik test denemeler

Çizelge. Manyetik teknolojik test denemeler

Elmadağ Yüksek-1	Oran	%Fe	%SiO_2	%Al_2O_3	%CaO	Na_2O	%K_2O	%S
-10mm+4mm ürün	65,00%	55,752	6,162	0,705	1,361	0	0,194	0
-10mm+4mm atık	35,00%	28,801	14,487	1,81	17,128	0,019	0,56	0,032
-10mm+4mm besleme	100,00%	46,3192	9,07575	1,09175	6,87945	0,00665	0,3221	0,0112
Metal Kazanma Verimi		**78,24%**			**Tenör Artışı**	**9,43**		

Yeşilhisar-1	Oran	%Fe	%SiO_2	%Al_2O_3	%CaO	Na_2O	%K_2O	%S
-10mm+4mm ürün	48,57%	53,466	5,471	0,54	1,112	0,029	0,103	0,793
-10mm+4mm atık	51,43%	31,872	6,553	0,59	4,934	0,14	0,116	4,335
-10mm+4mm besleme	100,00%	42,3605	6,02746	0,56571	3,0776	0,08609	0,10969	2,6146
Metal Kazanma Verimi		**61,31%**			**Tenör Artışı**	**11,11**		

Yeşilhisar Karışık Toz	Oran	%Fe	%SiO_2	%Al_2O_3	%CaO	Na_2O	%K_2O	%S
-10mm+4mm ürün	70,15%	55,487	4,573	0,424	2,963	0	0,091	0
-10mm+4mm atık	29,85%	26,316	9,752	0,793	17,073	0	0,219	0
-10mm+4mm besleme	100,00%	46,779	6,119	0,534	7,175	0,000	0,129	0,000
Metal Kazanma Verimi		**83,21%**			**Tenör Artışı**	**8,71**		

Açık Ocak Karışık	Oran	%Fe	%SiO_2	%Al_2O_3	%CaO	Na_2O	%K_2O	%S
-10mm+4mm ürün	75,00%	52,866	8,065	0,823	2,271	0	0,27	0
-10mm+4mm atık	25,00%	17,657	35,055	5,013	11,681	0	1,745	0
-10mm+4mm besleme	100,00%	44,064	14,813	1,871	4,624	0,000	0,639	0,000
Metal Kazanma Verimi		**89,98%**			**Tenör Artışı**	**8,80**		

Yer Altı Karışık	Oran	%Fe	%SiO_2	%Al_2O_3	%CaO	Na_2O	%K_2O	%S
-10mm+4mm ürün	57,14%	54,747	6,872	0,908	1,605	0,006	0,253	0,007
-10mm+4mm atık	42,86%	30,256	13,022	2,014	15,395	0,022	0,642	0,014
-10mm+4mm besleme	100,00%	44,251	9,508	1,382	7,515	0,013	0,420	0,010
Metal Kazanma Verimi		**70,70%**			**Tenör Artışı**	**10,50**		

Yer Altı Karışık(atık tekrar)	Oran	%Fe	%SiO_2	%Al_2O_3	%CaO	Na_2O	%K_2O	%S
-10mm+4mm ürün	21,43%	51,959	8,331	0,989	2,181	0,022	0,281	0,004
-10mm+4mm atık	78,57%	26,03	14,908	2,107	18,334	0,05	0,654	0,024
-10mm+4mm besleme	100,00%	31,586	13,499	1,867	14,873	0,044	0,574	0,020
Metal Kazanma Verimi		**35,25%**			**Tenör Artışı**	**20,37**		

Yer Altı Karışık	Oran	%Fe	%SiO_2	%Al_2O_3	%CaO	Na_2O	%K_2O	%S
-4mm ürün	76,32%	45,191	13,761	2,598	3,535	0,033	0,73	0,008
-4mm atık	23,68%	14,343	26,832	3,596	20,847	0,033	1,161	0,027
-4mm besleme	100,00%	37,885	16,857	2,834	7,635	0,033	0,832	0,013
Metal Kazanma Verimi		**91,03%**			**Tenör Artışı**	**7,31**		

Şantiye altı toz	Oran	%Fe	%SiO_2	%Al_2O_3	%CaO	Na_2O	%K_2O	%S
-10mm+4mm ürün	69,33%	57,066	4,618	0,335	2,611	0	0,088	0,004
-10mm+4mm atık	30,67%	32,301	14,9	1,426	12,914	0	0,428	0,034
-10mm+4mm besleme	100,00%	49,471	7,771	0,670	5,771	0,000	0,192	0,013
Metal Kazanma Verimi		**79,98%**			**Tenör Artışı**	**7,59**		

Şantiye altı toz(atık tekrar)	Oran	%Fe	%SiO_2	%Al_2O_3	%CaO	Na_2O	%K_2O	%S
-10mm+4mm ürün	72,73%	42,764	9,315	1,328	7,569	0	0,364	0,069
-10mm+4mm atık	27,27%	9,585	29,479	1,389	23,894	0	0,498	0,034
-10mm+4mm besleme	100,00%	33,715	14,814	1,345	12,021	0,000	0,401	0,059
Metal Kazanma Verimi		**92,25%**			**Tenör Artışı**	**9,05**		

Yer altı karışık	Oran	%Fe	%SiO_2	%Al_2O_3	%CaO	Na_2O	%K_2O	%S
-20mm+10mm ürün	54,29%	55,658	6,456	0,667	1,646	0	0,188	0,006
-20mm+10mm atık	45,71%	34,006	11,102	1,624	14,398	0,01	0,509	0,016
-20mm+10mm besleme	100,00%	45,760	8,580	1,104	7,475	0,005	0,335	0,011
Metal Kazanma Verimi		**66,03%**			**Tenör Artışı**	**9,90**		

Baritli	Oran	%Fe	%SiO_2	%Al_2O_3	%CaO	Na_2O	%K_2O	%S
-20mm+10mm ürün	55,56%	53,871	2,808	0,118	2,196	0,05	0,026	1,19
-20mm+10mm atık	44,44%	37,521	3,378	0,409	4,581	0,142	0,067	3,64
-20mm+10mm besleme	100,00%	46,604	3,061	0,247	3,256	0,091	0,044	2,279
Metal Kazanma Verimi		**64,22%**			**Tenör Artışı**	**7,27**		

Açık Ocak Karışık	Oran	%Fe	%SiO_2	%Al_2O_3	%CaO	Na_2O	%K_2O	%S
-30mm+20mm ürün	62,71%	49,268	9,887	0,987	3,492	0	0,346	0
-30mm+20mm atık	37,29%	28,708	20,331	1,963	11,279	0	0,712	0,03
-30mm+20mm besleme	100,00%	41,602	13,781	1,351	6,396	0,000	0,482	0,011
Metal Kazanma Verimi		**74,27%**			**Tenör Artışı**	**7,67**		

Açık Ocak Karışık	Oran	%Fe	%SiO_2	%Al_2O_3	%CaO	Na_2O	%K_2O	%S
-20mm+10mm ürün	70,97%	51,567	8,952	0,897	2,586	0	0,313	0
-20mm+10mm atık	29,03%	25,071	26,662	3,978	11,021	0,006	1,398	0,019
-20mm+10mm besleme	100,00%	43,875	14,094	1,791	5,035	0,002	0,628	0,006
Metal Kazanma Verimi		**83,41%**			**Tenör Artışı**	**7,69**		

Yer Altı Karışık	Oran	%Fe	%SiO_2	%Al_2O_3	%CaO	Na_2O	%K_2O	%S
-30mm+20mm ürün	62,12%	51,932	9,004	1,536	2,262	0,016	0,421	0,005
-30mm+20mm atık	37,88%	26,059	8,601	1,171	23,397	0,005	0,372	0,032
-30mm+20mm besleme	100,00%	42,132	8,851	1,398	10,268	0,012	0,402	0,015
Metal Kazanma Verimi		**76,57%**			**Tenör Artışı**	**9,80**		

Yer Altı Karışık	Oran	%Fe	%SiO_2	%Al_2O_3	%CaO	Na_2O	%K_2O	%S
-20mm+10mm ürün	41,67%	52,199	7,597	0,847	3,37	0,008	0,227	0,009
-20mm+10mm atık	58,33%	26,882	16,698	2,294	16,807	0,007	0,728	0,024
-20mm+10mm besleme	100,00%	37,431	12,906	1,691	11,208	0,007	0,519	0,018
Metal Kazanma Verimi		**58,11%**			**Tenör Artışı**	**14,77**		

Yeşilhisar Düşük Parça	Oran	%Fe	%SiO_2	%Al_2O_3	%CaO	Na_2O	%K_2O	%S
-20mm+10mm ürün	50,00%	52,162	6,165	0,461	3,386	0	0,133	0,023
-20mm+10mm atık	50,00%	35,892	11,976	0,082	12,281	0	0,255	0,066
-20mm+10mm besleme	100,00%	44,027	9,071	0,272	7,834	0,000	0,194	0,045
Metal Kazanma Verimi		**59,24%**			**Tenör Artışı**	**8,14**		

Elmadağ Yüksek	Oran	%Fe	%SiO_2	%Al_2O_3	%CaO	Na_2O	%K_2O	%S
-10mm+4mm ürün	68,33%	54,15	3,213	0,328	2,782	0,028	0,091	0,841
-10mm+4mm atık	31,67%	28,69	6,627	1,239	5,215	0,183	0,366	4,702
-10mm+4mm besleme	100,00%	46,088	4,294	0,616	3,552	0,077	0,178	2,064
Metal Kazanma Verimi		**80,29%**			**Tenör Artışı**	**8,06**		

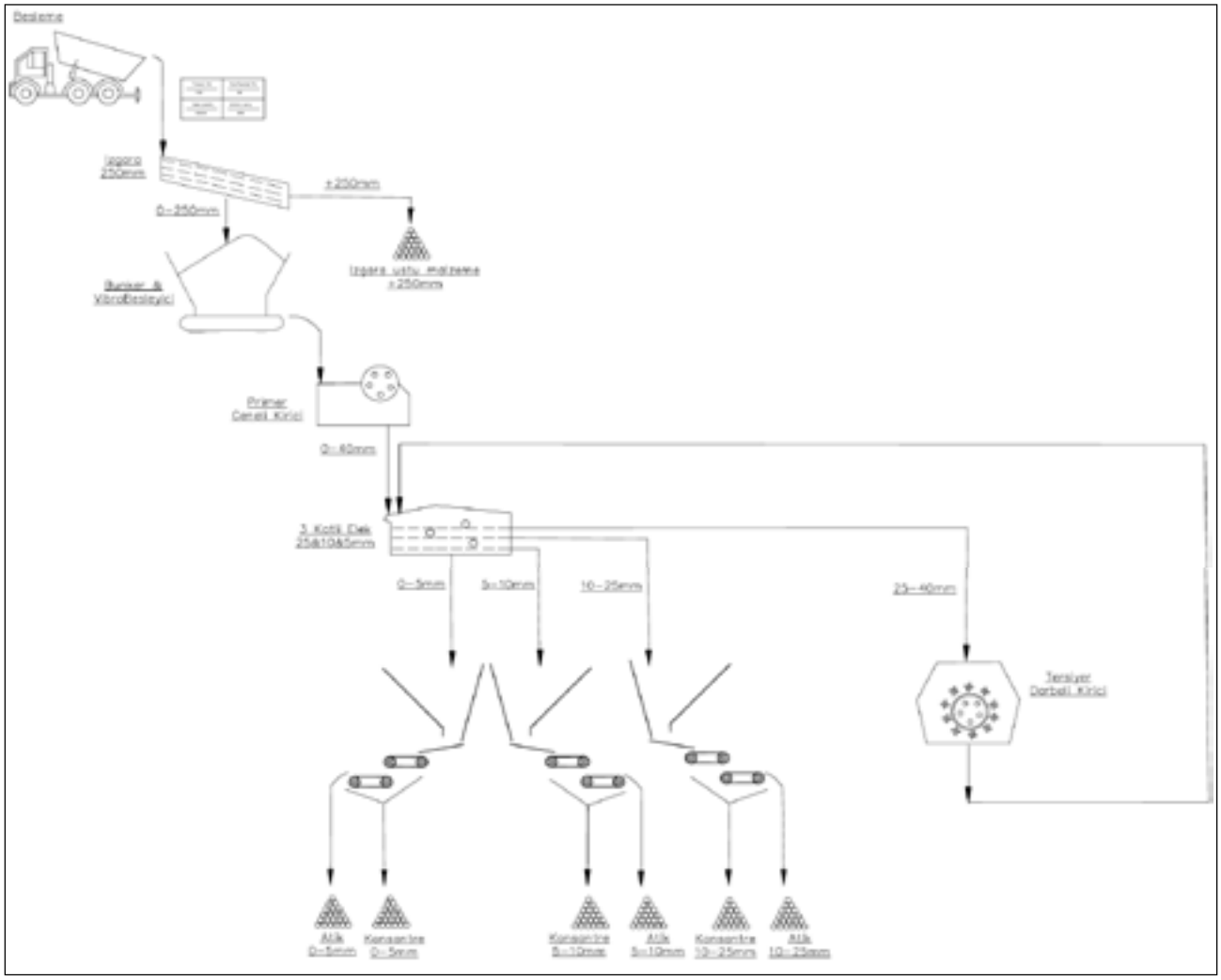
Elmadağ Yüksek	Oran	%Fe	%SiO_2	%Al_2O_3	%CaO	Na_2O	%K_2O	%S
-20mm+10mm ürün	64,44%	53,335	3,199	0,227	3,302	0,026	0,073	0,93
-20mm+10mm atık	35,56%	31,107	3,775	0,667	4,45	0,165	0,204	5,344
-20mm+10mm besleme	100,00%	45,432	3,404	0,383	3,710	0,075	0,120	2,499
Metal Kazanma Verimi		**75,66%**			**Tenör Artışı**	**7,90**		

Tesis

2024 yılında Türkiye'de bir başka parça hematit cevheri zenginleştirme projesi daha tamamlanmıştır (tesis video linki: https://www.youtube.com/watch?v=jGAIV5BdbfU). Mineralojik ve zenginleştirme çalışmalarının tamamı, BAS mühendislik disiplini çerçevesinde, uygun tane boyutu aralıkları ve manyetik alan şiddetleri belirlenerek BAS Ar-Ge birimi ve ilgili laboratuvarlar tarafından yürütülmüştür. Yapılan deneysel çalışmalar kapsamında, -40 mm altındaki farklı tane boyutlarına sahip fraksiyonlar üzerinde yüksek alan şiddetli manyetik ayırma yöntemi uygulanmış ve cevherin demir tenörü (%Fe) %45 seviyesinden %58 seviyesine çıkarılmıştır. Bu sonuçlar, söz konusu yöntemin düşük tenörlü demir cevherlerinin etkin biçimde zenginleştirilmesinde yüksek verimlilik sağladığını ortaya koymaktadır.



Şekil 4. D250X1.500mm BAS® yüksek alan şiddetli perm-roll manyetik separatörleri



Şekil 5. Tesis proses akım şeması

SONUÇLAR

Bu çalışmada, düşük tenörlü hematit cevherlerinin kuru yüksek alan şiddetli manyetik ayırma yöntemiyle zenginleştirilmesi detaylı biçimde incelenmiştir. Yapılan mineralojik ve kimyasal analizler sonucunda, cevherin büyük oranda hematit ve götit gibi paramanyetik minerallerden oluştuğu, gang mineralleri olarak ise kalsit ve kuvarsın baskın olduğu belirlenmiştir. Cevherin özgül ağırlığı ve manyetik duyarlılığı gibi fiziksel özellikleri dikkate alınarak BAS® Perm-Roll tipi yüksek alan şiddetli manyetik separatörlerin tercih edilmesi, prosesin başarısını doğrudan etkilemiştir. Deneysel çalışmalar kapsamında farklı tane boyutu fraksiyonlarında gerçekleştirilen testlerde, demir tenörünün %45'ten %58'e çıkarıldığı gözlemlenmiş; bazı örneklerde ise bu artışın %20'ye kadar ulaştığı tespit edilmiştir. Metal kazanma verimi ise %60 ile %92 arasında değişmiş, özellikle -10 mm +4 mm fraksiyonunda en yüksek verim ve tenör artışı elde edilmiştir.

Literatürde yer alan benzer çalışmalarla karşılaştırıldığında, sonuçlar genel olarak uyumlu fakat bazı yönleriyle ayrışmaktadır:

- **Bilgin ve diğerleri (2017)** Divriği cevheri üzerinde yaptığı laboratuvar ölçekli deneylerde, %42.5 Fe'den %64.9 Fe'ye yükseliş ve %79.3 kazanım elde etmiştir. Bu sonuç, laboratuvar ölçeğinde daha kontrollü bir ortamda çalışıldığında yüksek tenör artışı sağlanabileceğini göstermektedir. Bizim çalışmamızda da benzer oranda tenör artışı görülmüş; ancak geniş fraksiyon aralığında test yapılması, bazı örneklerde %92 gibi daha yüksek kazanım değerlerine ulaşmamızı sağlamıştır.

• **Koç ve Öztürk (2019)** Feke cevherinde %50.1 Fe'den %66.2 Fe'ye çıkış ve %72.8 kazanım bildirmiştir. Fakat çalışmada özellikle ince tanelerin ve kil içeriğinin proseste sorun yarattığı belirtilmiştir. Bizim çalışmamızda da kil ve karbonatlı gang minerallerinin etkisi gözlenmiş, ancak Perm-Roll separatörün yüksek alan şiddeti sayesinde bu olumsuz etkinin daha sınırlı kaldığı ve özellikle iri fraksiyonlarda daha verimli sonuçlar alındığı tespit edilmiştir.

• **Özen ve Aktaş (2021)** Torbalı cevherinde %46.3 Fe'den %65.5 Fe'ye yükselme ve %74.6 kazanım elde etmiştir. Çalışmanın öne çıkan noktası, nemin %2'nin altına düşürülmesinin verimi doğrudan artırmasıdır. Bizim çalışmamızda da nem ve kilin prosesi olumsuz etkilediği gözlenmiştir. Ancak nem kontrolü ve uygun tane boyutu seçimi ile kazanım değerleri %90'ın üzerine çıkarılabilmiştir.

Karşılaştırmalı olarak değerlendirildiğinde:

• **Tenör artışı açısından** bizim çalışmamız (%45'den %58'e, bazı örneklerde +%20 artış), literatürde bildirilen değerlerle örtüşmekte ve zaman zaman daha yüksek oranlar sağlamaktadır.

• **Metal kazanım oranı açısından** %60–92 aralığı, literatürdeki %72–79 değerlerinden daha geniş bir verim aralığını temsil etmektedir. Bu da yöntemimizin farklı tane boyutlarında daha esnek ve uygulanabilir olduğunu göstermektedir.

• **Kapasite açısından** literatürde 45 kg/saat (Bilgin ve ark., laboratuvar ölçeği) ile 8 ton/saat (Özen ve Aktaş) arasında değişen değerler rapor edilmiştir. Bizim çalışmamız endüstriyel ölçekli sonuçlar üzerine kurgulanmış olup, endüstriyel ölçeğe taşındığında 150 ton/saat ve üzeri kapasite ile çalışabileceğini göstermektedir.

• **Proses zorlukları açısından** tüm çalışmalarda ortak nokta; kil içeriği, nem ve ince tanelerin ayırma performansını düşürmesidir. Ancak Perm-Roll tipi separatörün yüksek alan şiddeti ve uygun besleme kontrolüyle bu sorunların minimize edilebildiği anlaşılmıştır.

Sonuç olarak, su kullanılmadan yapılan bu süreç, çevresel etkileri minimize ederken, işletme maliyetlerinin de ciddi şekilde azaltılabileceğini göstermiştir. Elde edilen veriler, yüksek alan şiddetli kuru manyetik ayırma yönteminin; düşük tenörlü, karbonatlı gang minerali içeren, karmaşık yapılı demir cevherlerinin zenginleştirilmesinde etkili, sürdürülebilir ve ekonomik bir çözüm sunduğunu kanıtlamaktadır. BAS mühendislik disiplini ile yürütülen bu projede kullanılan Perm-Roll separatörler, modern cevher zenginleştirme teknolojileri açısından önemli bir alternatif oluşturmaktadır.

KAYNAKLAR

ARGETEST (2022). Kimyasal Analiz Raporu, A-22/67926 (05/10/2022).

Türeli, T.K. (2022). Karbonatlı Ganglı Götit-Hematit Bileşimli Demir Cevherleşmesi, Mineralojik Petrografik Analiz Raporu. ARGETEST, A-22/67926 (05/10/2022).

Tripathya, S.K., Singh, V., Murthy Y.R., Banerjeea P.K., Suresh N. (2017). International Journal of Mineral Processing, 160, 16-31.

Bilgin, M. E., Yılmaz, S. Ç., & Vatansever, T. (2017). Sivas Divriği Hematit Cevherinin Yüksek Gradyanlı Manyetik Ayırıcı ile Zenginleştirilmesi.

Koç, O. K., & Öztürk, A. Y. (2019). Adana Feke Demir Cevherinin Kuru Zenginleştirme Potansiyelinin Araştırılması.

Özen, A. D., & Aktaş, F. G. (2021). İzmir Torbalı Demir Cevherinin Perm Roll Manyetik Separatör ile Kuru Zenginleştirilmesi.



MADENCİLİKTE ATIK YÖNETİMİ VE GERİ DÖNÜŞÜM

WASTE MANAGEMENT AND RECYCLING IN MINING

KÖMÜR ŞLAMININ TERMİK SANTRAL YAKITI OLARAK KULLANIMININ İNCELENMESİ

INVESTIGATION OF THE USE OF SLUDGE GENERATED IN COAL WASHING PLANTS AS FUEL FOR THERMAL POWER PLANTS

A. Bayram[1,*], U. Malayoğlu[2], Ş. Saim[3]

[1] Dokuz Eylül Üniversitesi Çevre Mühendisliği Bölümü, Buca-İzmir
([*] Sorumlu yazar: abayram@deu.edu.tr)
[2] Dokuz Eylül Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü Buca-İzmir
[3] İMBAT Madencilik Enerji Turizm San.ve Tic. A.Ş. Soma-Manisa

ÖZ

Son yıllarda yenilenebilir enerji kaynaklarına olan ilgi artsa da toplam elektrik üretiminde kömür önemli bir yer tutmaktadır. Yerli linyitlerimizin yüksek kül ve kükürt içeriği nedeniyle çevresel açıdan arzu edilmemesi nedeniyle ithal kömür kullanımı artmıştır. Ancak dışa bağımlılığı azaltmanın en önemli yolu kaynaklarımızı verimli ve çevreye zarar vermeyecek şekilde kullanmak olup evsel ısınma ve sanayide kullanılacak kömürler yıkama ve eleme işlemlerinden sonra piyasaya verilmelidir. Yıkama işlemi sonucunda oluşan "ince boyutlu kömürler" (şlam) çevre mevzuatımızda atık olarak değerlendirilmektedir. Fakat bu kömürlerin termik santrallarda kullanımı mümkün olup, hem çok büyük miktardaki atık depolama maliyetinden kurtulmak hem de elektrik üretimine katkı sağlamak mümkündür. Bu çalışmada kömür yıkama ve zenginleştirme tesislerinin atığı durumunda olan ve önemli birısıl değere sahip ince boyutlu kömürlerin (Kömür Şlamı) enerji kaynağı olarak kullanımı incelenmiştir. Bu amaçla Soma'da bir madencilik şirketine ait tesiste oluşan ince boyutlu kömürlerin yakıt özellikleri, yanma davranışları incelenmiş ve yanabilir nitelikte olduğu görülerek kömürlü bir termik santralda yakıt olarak kullanımı incelenmiştir. Söz konusu ince boyutlu malzemelerin yakıt olarak kullanılması sırasında emisyon ölçümleri yapılmış ve santralda herhangi bir olumsuzluk yaşanmamıştır. Yapılan proje çalışması sonunda T.C. Çevre, Şehircilik ve İklim Değişikliği Bakanlığı İMBAT Madencilikte üretilen bu kömürler için santrallarda yakıt olarak kullanım izni alınmıştır.

Anahtar Kelimeler: Kömür zenginleştirme, şlam, termik santral, ek yakıt

ABSTRACT

Despite of increasing interest in renewable energy sources in recent years, coal still accounts for the significant portion of total electricity generation. Because of the environmental undesirability of our domestic lignites which have high ash and sulfur content the use of imported coal has increased.

In order for reducing import dependency, the most outstanding way stands as utilizing our resources in an efficient and environmental friendly manner such that coals to be used for domestic heating and industry should be released to the market for reuse after washing and screening processes. The "fine-grained coals" (slurry) obtained as a result of the washing process are classified as waste under our environmental legislation. However, it is possible to use these coals in thermal power plants, thereby avoiding both the significant costs associated

with waste storage and also contributing to electricity generation. This study investigated the utilization of fine-sized coals (coal slurry), which are considered waste of coal washing and enrichment plants but possessing significant calorific value, as an energy source. In line with this purpose, the fuel properties and combustion behavior of fine-sized coals produced at a mining company's facility in Soma were investigated, and upon observing their combustible nature, their use as fuel in a coal-fired thermal power plant was examined. Emission measurements were conducted during the use of aforementioned fine-grained materials as fuel, and no adverse effects were observed at the power plant. Upon completion of the project study, permission was obtained from the T.C. Ministry of Environment, Urbanization and Climate Change for the use of these coals produced by IMBAT Mining as fuel in power plants.

Keywords: Coal enrichment, slurry, thermal power plant, supplementary fuel

GİRİŞ

Artan nüfus ve endüstrileşmeyle birlikte, enerji tüketimlerinin de hızla artmasıyla birlikte, dünya genelinde enerji kaynaklarına olan ilgi her geçen gün daha da artmaktadır. Bu nedenle son yıllarda enerji arzında dışa bağımlılığı azaltmak amacıyla hem yerli enerji kaynaklarının kullanımı hem de potansiyel enerji hammaddelerinin değerlendirilmesi konusu önem arz etmektedir.

Ülkemiz temel enerji politikası da enerjinin zamanında, yeterli, güvenilir ve rekabet edilebilir fiyatlardan çevresel etkilerin de göz önünde tutularak yerli kaynaklarımızla sağlanmasıdır. Bu kapsamda ülkemiz enerji hammadde talebinin karşılanmasında; fosil kaynaklar içinde en büyük paya sahip olan yerli kömür kaynaklarımızın çevreyle uyumlu bir şekilde ve ileri teknolojiden faydalanılarak aranması, üretilmesi, en fazla katma değer sağlayacak şekilde değerlendirilmesi, üretilen hammaddelerin yurtiçinde işlenerek nihai ürünlere dönüştürülmesi ve ekonomiye kazandırılması sürdürülebilir kaynak yönetimi açısından önemlidir. Ayrıca, kömür yataklarının değerlendirilmesi sadece ekonomik açıdan değil aynı zamanda enerji arz güvenliği ve erişilebilirlik açısından da önemlidir. Son yıllarda savaş ve siyasi konjonktürlerin dünya enerji politikalarını etkilemesi, petrol ve doğal gaz arzındaki değişmeler, sık sık yaşanan petrol krizi ve değişken doğal gaz politikaları nedeniyle günümüzde kömür ve kömüre dayalı enerji daha da önemli hale gelmiştir. 2024 yılında elektrik üretimimizin, %35,2'si kömürden, %18,9'u doğal gazdan, %21,5'i hidrolik enerjiden, %10,5'i rüzgardan, %7,5'i güneşten, %3,2'si jeotermal enerjiden ve %3,2'si diğer kaynaklardan elde edilmiştir (ETKB, 2025).

Ülkemiz, büyük kömür rezervlerine sahip olmakla birlikte bu rezervlerin çoğunluğu düşük kaliteli, yüksek kül, nem ve kükürt içeriğine sahiptir. Bu özellikler linyitlerimizi çevresel açıdan istenmeyen yakıt konumuna getirmektedir. Linyitlerimizin kalitesinin yükseltilmesi için de kömür yıkama-zenginleştirme tesisleri kurulmaktadır. Kömür yıkama-zenginleştirme tesislerinde de ciddi miktarda ince boyutlu malzeme (şlam) oluşmaktadır. Dünyada halen faaliyette olan kömür yıkama tesislerinin birçoğunda zenginleştirme işlemleri sonucu yüksek kül içerikli ince boyutlu kömürler, çöktürme tanklarında çöktürülmekte ve susuzlaştırıldıktan sonra termik santrallere satılmaktadır. Ülkemizde ise faaliyette bulunan kömür yıkama tesislerinde 500 µm üzeri kömürler zenginleştirilmekte ve bu boyutun altında yer alan kömürler, susuzlaştırma işleminden sonra atık barajında depolanmaktadır. Bu durumda;

- İnce kömürlerin değerlendirilmeyerek ekonomik kayıplarına neden olması,

- Tüvenan kömür içerisindeki ince kömür miktarının artması ile kömür üretim maliyetlerdeki yükselişe neden olması ve ekonomik bir dezavantaj yaratması,

- Çevre sorunlarına neden olması gibi olumsuzluklar

- Kömür çıkarma maliyetinin artması, enerji fiyatlarının yükselmesi, artan çevresel kaygılar (yanma, asit maden drenajı, toz açığa çıkaran karbondioksit ve kükürt dioksit emisyonları), kömür madeni atıklarının

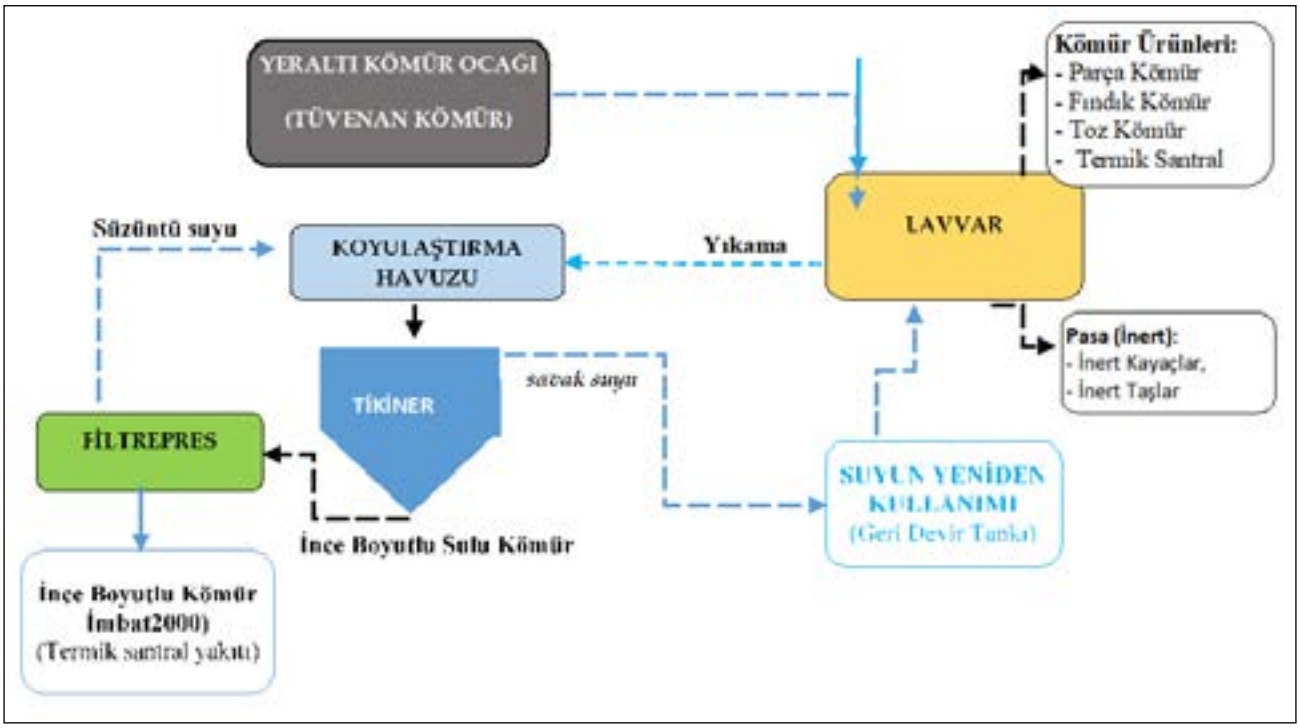
boşaltılacağı boş arazilerin azaltılması, yüksek dereceli termal kömürün tükenmesi ve erişim zorluklarından kaynaklı koşulların atıl kaynakları değerlendirme gerekliliği

- Yakma ve karbonizasyon tekniklerindeki gelişmelerden dolayı, kömür zenginleştirme tesislerinde oluşan ince boyutlu kömürlerin değerlendirme olanaklarının getirdiği avantajlı durumlar ince boyutlu kömürlerin değerlendirilmesini zorunlu kılmaktadır.

Ayrıca 5.07.2015 tarih ve 29417 sayılı Resmi Gazete'de yayımlanan ve 15.07.2017 tarihinde yürürlüğe giren Maden Atıkları Yönetmeliğine göre; söz konusu şlam atıklarının tehlikelilik sınıfına göre geçirimsiz tabakaları içerecek şekilde düzenli depolanması gerekmektedir (MAY, 2015). Temiz kömür kaybı, temiz suya ihtiyacın artması, düzenli depolama havuzu için alan yetersizliği ve depolama maliyetlerinin yüksek olması nedeniyle kömür zenginleştirme (Lavvar) tesislerinde şlam atığı oluşmayacak şekilde çevreye duyarlı akım şemalarının oluşturulması ve bu ince boyutlu malzemelerin enerji kaynağı olarak ekonomiye kazandırılması kaçınılmaz hale gelmiştir.

Bu çalışmada kömür yıkama ve zenginleştirme tesislerinin atığı durumunda olan ve önemli bir ısıl değere sahip ince boyutlu kömürlerin (Kömür Şlamı; İMBAT2000) enerji kaynağı olarak kullanımı incelenmiştir. Bu amaçla İmbat Madencilik Enerji Turizm San. Tic. A.Ş.- Soma Şubesi (İmbat Madencilik) oluşan ince boyutlu kömürlerin yakıt özellikleri incelenmiş, yanabilir nitelikte olduğu görülerek kömürlü bir termik santralda yakıt olarak kullanımı incelenmiştir.

İMBAT Madencilikte yeraltından çıkarılan kömür yerüstündeki 1200 ton/saat kapasiteli lavvarda zenginleştirilmektedir. İşletmede +18 (parça kömür), +10-18 (fındık kömür), +0,5-10 (toz kömür) ürün üretilmektedir. Zenginleştirme işlemi drewboy ve siklon sistemi olmak üzere gravite esaslı iki devrede yapılmaktadır. Lavvar tesisinin iş akış şeması Şekil 1'de verilmiştir.



Şekil 1. İMBAT Madencilik lavvar tesisi iş akış şeması

DENEYSEL ÇALIŞMALAR

Yanabilir nitelikte olduğu görülen İMBAT2000 kömürünün yakma denemelerinin model veya pilot tesis yerine gerçek bir tesiste gerçekleştirilmesi tercih edilmiş ve bu kömürlere uygun bir özel termik santral işletmesi ile anlaşılmıştır. Yakma denemeleri için yeterli miktarda kömür İMBAT Madencilik tarafından karayolu ile santrala taşınmıştır.

Yakma Denemelerinin Yapıldığı Santralın Özellikleri

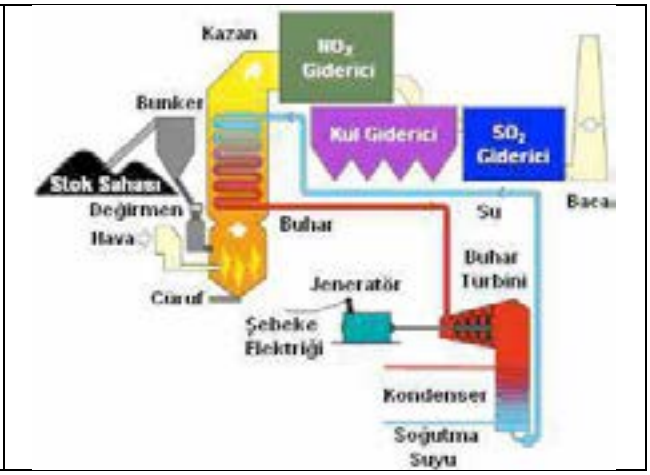
Yakma denemeleri 330 MW elektrik kurulu gücüne, 770 MW ısıl güce sahip olan akışkan yatak yakma sistemine sahip bir termik santralda gerçekleştirilmiştir. Santralda ortalama 2500 kcal/kg ısıl değere sahip toz kömürden saatte 330 ton yakılmaktadır. Brülörler, "düşük NOx brülör" olarak iki farklı kottan toplam 6 noktadan kazana yakıt besleyerek ortada bir ateş topu oluşmasını sağlamaktadır. Yanma sırasında daha az azot oksit (NOx) emisyonu oluşturması için ikincil hava beslemesi yapılmaktadır. Kademeli yakıt-hava beslemesi ile yanma sıcaklığı düşürülmekte ve termal NOx oluşumu azaltılmaktadır.

Buhar üretimi için 535 °C sıcaklıkta 990 ton/saat buhar üretimine sahip kule tipi bir kazan kullanılmaktadır. Yanma sonucu açığa çıkan enerji kazanda suya aktarılarak yüksek sıcaklıkta ve yüksek basınçta buhara dönüştürülmekte, buhar türbini ve jeneratörler yardımıyla elektrik üretilmektedir.

Kazan çıkışında azot oksit emisyonları azaltmak amacıyla DeNOx ünitesi bulunmaktadır. Katalitik konvertörlü bu ünitede amonyak kullanılarak azot oksit emisyonları azot ve su buharına dönüştürümektedir.

DeNOx ünitesinden geçen yanma gazları elektrostatik filtreye girmekte ve toz emisyonları %99'un üzerinde azaltılmaktadır. Tesiste kükürt dioksit (SO_2) emisyonlarını azaltmak amacıyla baca gazı desülfürizasyonu sistemi bulunmaktadır. Islak sistem $DeSO_x$ sisteminde baca gazına kireç taşı çözeltisi püskürtülerek SO_2 emisyonları %95'in üzerinde azaltılmaktadır. Termik santralın akış şeması ve teknik özellikleri Şekil 2'de verilmiştir:

Ünite Gücü	: 330 MWe
İç tüketim	: 30.000 kW
Yıllık çalışma saati	: 7.200 saat
Yıllık Net Üretim	: 2.160.000.000 KWh
Kazan verimi	: % 89,3
Generatör verimi	: % 88
Türbin verimi	: % 42
Kömür kalori değeri	: 3.183 kcal/kg
Buhar debisi	: 928,6 t/saat
Buhar Çıkış Basıncı	: 177,5 Bar
Buhar Çıkış Sıcaklığı	: 535 °C



Şekil 2. Yakma denemelerin yapıldığı termik santralın teknik özellikleri ve akım şeması

Kullanılan Yakıtların Özellikleri

Denemelerde santralın rutin olarak kullandığı kömür ile İMBAT Madencilik'e ait İMBAT2000 kömürü karıştırılarak kullanılmıştır. Karışımda santral kömürü %80, İMBAT2000 kömürü %20 oranındadır. İMBAT2000 kömürü ve karışık kömürden örnekler alınarak TÜRKAK akreditasyonuna sahip Türkiye Kömür İşletmeleri Kurumu Genel Müdürlüğü Merkez Laboratuvarından analiz edilmiştir (TKİ, 2023). İMBAT2000 ve karışık kömür (%80 santral kömürü ve %20 İMBAT2000 kömürü) analiz sonuçları Çizelge 1'de verilmiştir.

Çizelge 1. İMBAT2000 kömürü ve termik santralde yakma denemelerinde kullanılan karışık kömür örneklerinin analiz sonuçları

Parametre	**Birim**	İMBAT2000	**Karışık yakıt**	**Test Standardı**
Toplam Nem	%			TS İSO 589-B2
Kül	%	40,85	50,88	ASTM D 7582
Uçucu Madde	%	34,91	32,28	ASTM D 7582
Sabit Karbon	%	24,24	16,84	ASTM D 7582
Toplam Kükürt	%	1,01	3,09	ASTM D 4239
Külde Kükürt	%	0,78	2,10	ASTM D 5016
Yanar Kükürt	%	0,23	0,99	Hesap
Üst Isıl Değer	kcal/kg	3509	2931	ASTM D 5865
Alt Isıl Değer	kcal/kg	3371	2803	ASTM D 5865
Karbon	%	39,76	32,16	ASTM D 5373
Hidrojen	%	2,92	2,73	ASTM D 5373
Azot	%	0,80	0,71	ASTM D 5373
Oksijen	%	14,66	10,43	ASTM D 3176

Emisyon Ölçümleri

Santral Sanayi Kaynaklı Hava Kirliliğinin Kontrolu Yönetmeliği kapsamında sürekli emisyon ölçüm sistemine (SEÖS) sahiptir (SKHKKY, . Karbon monoksit (CO), kükürt dioksit (SO_2), azot oksitler (NOx) ve toz emisyonları sürekli ölçüm cihazları ile anlık olarak ölçülmekte ve kayıt edilmektedir. Ölçüm sonuçları Bakanlık tarafından izlenebilmektedir. Bunun dışında TÜRKAK akreditasyonuna sahip ve Çevre Şehircilik ve İklim Değişikliği Bakanlığı tarafından yetkilendirilmiş bir laboratuvara da teyid ölçümleri yaptırılmıştır. Emisyon ölçüm sonuçları hem santralın kendi kullandığı yakıt döneminde hem de karışık yakıt kullanımı ve sonrası için incelenerek değerlendirilmiştir.

SONUÇLAR VE TARTIŞMA

Santral tam kapasite ile çalışmaya devam ederken saat 8.30 da sisteme karışık yakıt beslenmeye başlanmış ve yaklaşık bir vardiya boyunca saat 17.00'ye kadar karışık kömür yakılmıştır. Karışım oranı %80 oranında santral kömürü ile %20 oranında İMBAT2000 olacak şekilde uygulanmıştır. Daha sonra santral kendi kömürü ile çalışmaya devam etmiştir.

Denemelerdeki emisyon ölçüm sonuçları santralın sürekli emisyon ölçüm sisteminden alınmıştır. Bununla birlikte tesisin Çevre İzin ve Lisans Yönetmeliği kapsamında periyodik emisyon ölçümleri de yapılmıştır. TÜRKAK akreditasyonuna ve Bakanlık Yeterliğine sahip bir laboratuvar tarafından gerçekleştirilen ölçümlerden karbon monoksit (CO), azot oksitler (NO_x), kükürt dioksit (SO_2) ve toz emisyonu ölçüm sonuçları Çizelge 2'de verilmiştir.

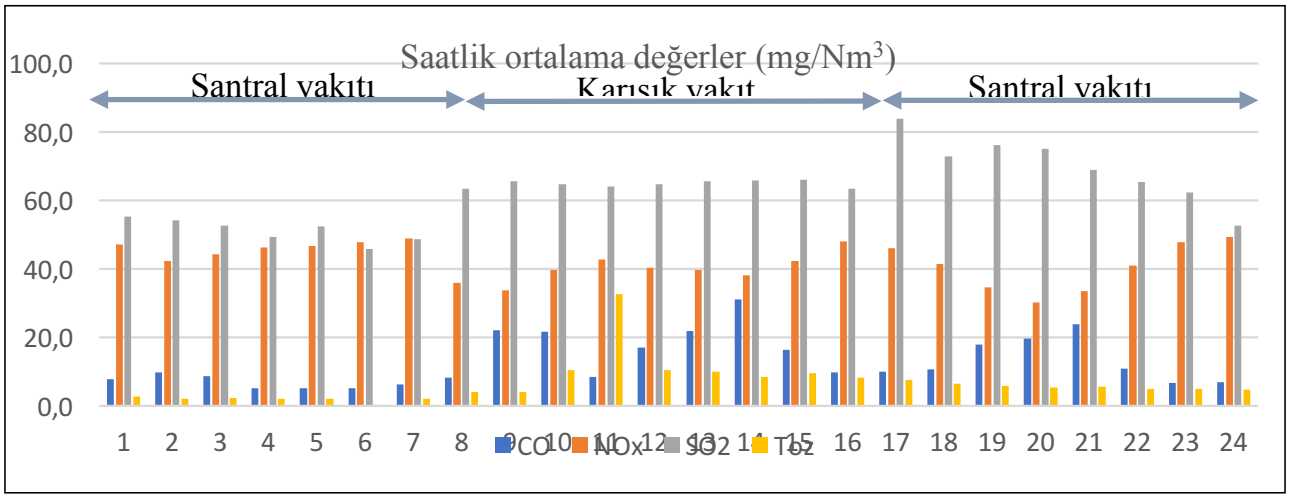
Çizelge 2. Santralda emisyon teyid ölçümlerinde ölçülen değerler ve ilgili sınır değerler

Parametre	Birim	Ölçülen Değer*	Sınır Değer**
Karbon monoksit (CO)	mg/Nm^3	76	200
Azot oksitler (NO_x)	mg/Nm^3	112	200
Kükürt dioksit (SO_2)	mg/Nm^3	101	400
Toz	mg/Nm^3	2,33	30

*) Baca gazında %6 oksijen esas alınarak hesaplanan değer
**) SKHKKY Ek-5.A.1.3.1'de verilen sınır değerler

Karışık yakıtın, dolayısiyle İMBAT Madenciliğe ait ince boyutlu kömürlerin yanmaya ve emisyonlara etkisini görebilmek için SEÖS'ten alınan emisyon ölçüm sonuçları incelenmiştir. Denemenin yapıldığı güne ait deneme öncesi, deneme ve deneme sonrası dönemi kapsayan 24 saatlik sürede saatlik ortalama CO, SO_2, NO_x ve toz emisyonu değerlerinin grafik gösterimi Şekil 3'de sayısal değerler ise Çizelge 3'te verilmiştir.

Şekil 3. Denemelerde elde edilen saatlik ortalama emisyon değerleri



Çizelge 3 ve Şekil 2'de verilen saatlik ortalama değerlerde saat 9 ile saat 17 saatleri arasındaki değerler İMBAT2000 kömürünün de kullanıldığı karışık yakıtın yakıldığı dönem değerleridir. Buradan da görüldüğü gibi İMBAT2000 kömürü santralın yakma sisteminde önemli bir olumsuzluğa neden olmamıştır:

Karbon monoksit emisyonları, karışık yakıt öncesinde 5,18-22,11 mg/Nm^3 arasında değişirken, İMBAT2000 kömürünün de yakıldığı karışık yakıt esnasında 8,20-31,05 mg/Nm^3 arasında, karışık yakıt sonrasında ise 6,74-23,74 mg/Nm^3 arasında değişmiştir. Karışık yakıt döneminde CO emisyonlarında biraz dalgalanma görülmüştür. Ancak daha sonra normal yakıt yakılırken de benzer dalgalanmalar olması bunun yakıt türü yerine besleme sistemi ve hava ayarları ile ilgili olabileceğini düşündürmektedir.

Azot oksit (NO_x) emisyonları, karışık yakıt öncesinde 33,63-49,71 mg/Nm^3 arasında değişirken, İMBAT2000 kömürünün de yakıldığı karışık yakıt esnasında 38,13-48,09 mg/Nm^3 arasında, karışık yakıt sonrasında ise 30,63-49,39 mg/Nm^3 arasında değişmiştir. NO_x emisyonlarında belirgin bir farklılık gözlenmemiştir. Bunun nedeni de hem brülörlerin düşük NOx özelliğinin olması hem de baca gazında NOx giderici katalitik konvertör kullanılmasıdır.

Çizelge 3. Denemenin yapıldığı günde santral yakıtı, karışık yakıt ve karışık yakıt sonrası dönemlerde saatlik ortalama emisyon ölçüm sonuçları

Saat	CO (mg/Nm^3) (mg/Nm^3)	NO_x(mg/Nm^3) (mg/Nm^3) (mg/Nm^3)	SO_2 (mg/Nm^3) (mg/Nm^3)	Toz (mg/Nm^3) (mg/Nm^3) (mg/ Nm^3) (mg/Nm^3)	O_2 (%) (%)
00.00-00.59	7,65	47,13	55,26	2,67	8,17
01.00-01.59	9,80	42,29	54,26	1,96	7,56
02.00-02.59	8,70	44,24	52,62	2,17	7,72
03.00-03.59	5,24	46,94	50,21	2,04	8,35
04.00-04.59	5,18	46,76	52,30	2,03	8,46
05.00-05.59	7,29	49,71	48,62	2,08	8,86
06.00-06.59	6,16	48,91	48,60	1,98	8,69
07.00-07.59	8,07	35,86	63,31	3,93	7,57
08.00-08.59	22,11	33,63	65,59	4,08	7,08
09.00-09.59	22,59	39,45	64,76	4,66	6,94
10.00-10.59	8,20	43,59	65,39	9,13	7,55
11.00-11.59	17,03	40,28	64,81	10,33	7,33
12.00-12.59	21,73	39,57	65,55	9,91	7,23
13.00-13.59	31,05	38,13	65,72	8,50	7,01
14.00-14.59	16,37	42,34	66,02	9,42	7,52
15.00-15.59	9,74	48,09	63,34	8,27	8,69
16.00-16.59	10,09	46,74	85,14	7,49	8,80
17.00-17.59	10,67	41,47	72,82	6,48	8,01
18.00-18.59	18,13	35,19	77,38	5,85	7,86
19.00-19.59	19,95	30,63	76,25	5,28	7,44
20.00-20.59	23,74	33,56	68,96	5,64	7,36
21.00-21.59	10,82	41,02	65,42	4,93	7,67
22.00-22.59	6,74	47,73	62,35	4,93	8,60
23.00-23.59	6,92	49,39	52,51	4,66	9,30
Sınır Değer	200	200	400	30	6

Kükürt dioksit (SO_2) emisyonları, karışık yakıt öncesinde 48,60-65,59 mg/Nm^3 arasında değişirken, İMBAT2000 kömürünün de yakıldığı karışık yakıt esnasında 63,34-85,14 mg/Nm^3 arasında, karışık yakıt sonrasında ise 52,51-77,38 mg/Nm^3 arasında değişmiştir. Karışık yakıt yakılması esnasında SO_2 emisyonlarında emisyonlarında belirgin bir farklılık gözlenmemiştir. Bunun nedeni, hem İMBAT2000 kömürünün kükürt içeriğinin düşük olması hem de baca gazında SO_2 giderim sisteminin bulunmasıdır.

Toz emisyonları, karışık yakıt öncesinde 1,96-4,08 mg/Nm^3 arasında değişirken, İMBAT2000 kömürünün de yakıldığı karışık yakıt esnasında 4,66-10,33 mg/Nm^3 arasında, karışık yakıt sonrasında ise 4,66-6,48 mg/

Nm^3 arasında değişmiştir. Sistemde karışık yakıt yakılmaya başlanması ile birlikte toz emisyonlarında göreceli bir artış gözlenmiştir. Ancak benzer seviyelerin sonrasında normal yakıt esnasında da devam etmesi bu artışın İMBAT2000 kaynaklı değil yakma sistemi ve toz kontrol sistemi kaynaklı olabileceğini düşündürmektedir.

Denemelerin yapıldığı santralda toz, NOx. ve SO_2 emisyonları için baca gazı arıtım sistemi uygulanması yakıt değişikliğinin etkisini doğrudan görmeyi kısıtlamaktadır. Bu nedenle yakıt farklılığının etkisini gösterecek en iyi parametre karbon monoksit emisyonlarıdır. Çünkü bu emisyonlar için yanma sonrası ilave bir arıtma uygulanmamaktadır. Ölçüm sonuçları kömür şlamının tesiste emisyon artışına veya başka bir olumsuzluğa neden olmadığını göstermiştir.

İMBAT Madencilik tarafından üretilen İMBAT2000 kömürü yakma denemeleri sırasında herhangi bir olumsuzluğa neden olmamıştır. İMBAT2000 kömürünün alt ısıl değeri orijinal bazda 2598 kcal/kg, kuru bazda 3371 kcal/kg'dır. Bu ısıl değer, ülkemizde çok sayıda termik santralda kullanılan kömürlerin ısıl değerinden daha yüksektir. Ülkemizde mevcut kömürlü santralların listesi ve baz kalori değerleri Çizelge 4'te verilmiştir. Tabloda da görüldüğü gibi çok sayıda santralda (yaklaşık %75) kullanılan kömürlerin baz kalori değeri İMBAT2000 kömürünün ısıl değerinden düşüktür. Bu nedenle ısıl değer açısından bakıldığında İMBAT2000 kömürünün termik santrallarda enerji kaynağı olarak kullanılması uygun görülmektedir. Soma kömürlerinin kül ve kükürt içerikleri de diğer kömürlere göre daha düşük olduğu için toz emisyonu ve SO_2 emisyonu açısından da avantajlı olduğu bilinmektedir.

Çizelge 4. Ülkemizdeki yerli kömüre dayalı santralların kurulu güç ve kömür özellikleri (TÜBA,2018)

Santral Adı	Kurulu Güç (MW)	Baz kalori (kcal/kg)
Çanakkale Çan	320	2600
Afşin-Elbistan (A+B)	2795	1100
Ankara Çayırhan	620	2000
Bolu Göynük	270	2300
Şırnak Silopi Harbul	405	4500-5500
Adana Tufanbeyli	450	1200
Kütahya Tunçbilek Polat-1	51	3000
Kütahya Seyitömer	600	1400-2000
Muğla Kemerköy	630	1700
Muğla Yeniköy	420	1750
Muğla Yatağan	630	1950
Manisa Soma B	990	2350 (1-4) / 1550 (5-6)
Kütahya Tunçbilek	365	3500 (1) / 2400 (2-3)
Bursa Orhaneli	210	2350
Sivas Kangal	457	1200
Zonguldak Çatalağzı	3000	3300

Ülkemizde, Enerji Bakanlığı tarafından uygulamaya konulan Milli Enerji ve Maden Politikası ile enerjide dışa bağımlılığımızı azaltacak ve yerli kaynak kullanımını arttıracak politikaların hayata geçirilmesi hedeflenmektedir. Bu bağlamda, yerli kömürlerimiz, yüksek rezerv potansiyeli, yaygın ve güvenilir bir öz kaynak olması bakımından dışa bağımlılığın azaltılmasında ve enerji arz güvenliğimizin sağlanmasında büyük önem arz etmektedir.

Soma Eğnez kömür havzası uzun yıllardır ülkemiz linyit kömür üretiminde önemli bir paya sahiptir. Bu havzada TKİ Kurumu tarafından ihale edilerek işletme hakkı özel sektöre devredilmiş 3 adet işletme ruhsatlı sahada yıllık 14 milyon ton tüvenan kömür üretimi yapılacaktır (TKİ, 2019). Bu sahalarda 350 milyon ton kaynak bulunmaktadır. Havzada özel sektöre ait bir ruhsatlı sahada da yıllık yaklaşık 5-6 milyon ton civarında üretim yapılacağı dikkate alınırsa havzadaki yıllık kömür üretim potansiyeli 20 milyon tona yaklaşacaktır. İnce boyutlu kömür miktarının tüvenan kömürün yaklaşık %10-15 mertebelerinde olduğu dikkate alınırsa Soma Bölgesinde yılda 2-3 milyon ton ince boyutlu kömür oluşmakta ve Maden Atıkları Yönetmeliği'ne göre atık olarak depolanmak zorundadır.

İMBAT MADENCİLİK tarafından termik santral yakıtı olarak üretilen ince boyutlu kömür (İMBAT2000), hem fiziksel ve kimyasal özellikleri ile hem de yakma denemelerinde oluşan emisyon değerleri ile toz kömür yakan termik santrallar için uygun bir yakıttır. İMBAT2000 kömürünün kalitesi, ülkemizdeki mevcut yerli kömürlü santrallarda kullanılan kömürlerin çoğundan daha kaliteli durumdadır.

Dünyadaki enerji krizleri ve ülkemizin enerjideki dışa bağımlılığı dikkate alındığında yerli enerji kaynaklarımızın önemi açıkça ortaya çıkmaktadır. Her ne kadar kömür teknolojileri, karbondioksit emisyonları açısından dezavantajlı görünse de yenilenebilir enerji kaynaklarımızın payı artıncaya kadar dışa bağımlılığımızı azaltmak için kömür kaynaklarımızı kullanmak durumundayız. Bu nedenle İMBAT2000 kömürünün de uygun yakma teknolojileri ile enerji kaynaklarımızın içine dahil edilmesi gerekmektedir.

Termik santrallarda kullanıma elverişli (yakma teknolojisine uygun, yeterli ısıl değere sahip) ince boyutlu kömürlerin termik santral yakıtı olarak kullanımı aynı zamanda döngüsel ekonominin kömür üretim sektöründe de uygulanmasına hizmet edecektir. Yakıt olarak kullanılabilecek bu malzemeler, hem kullanılmadıkları için çok büyük bir enerji kaynağı kaybına neden olmakta hem de depolama koşullarına bağlı olarak çevresel risk oluşturmaktadır.

TEŞEKKÜR

Bu çalışmanın gerçekleşmesi için destek sağlayan İMBAT Madencilik Sanayi ve Ticaret Anonim Şirketi'ne ve yakma denemeleri için olanak sağlayan termik santral yönetimine teşekkür ederiz.

KAYNAKLAR

ETKB, (2025). https://enerji.gov.tr/bilgi-merkezi-enerji-elektrik, Erişim tarihi 25.6.2025

MAY (2015). Maden Atıkları Yönetmeliği", Çevre Şehircilik ve İklim Değişikliği Bakanlığı, Ankara. RG: 5.07.2015 tarih ve 29417

NEN, 2023: "ÇAN2 Termik A.Ş. Hava Emisyonu Ölçüm Özet Raporu", NEN Mühendislik ve Laboratuvar Hizmetleri İnş.Tic.A.Ş., Ankara, Temmuz 2023.

SKHKKY, 2009, "Sanayi Kaynaklı Hava Kirliliğinin Kontrolu Yönetmeliği", Çevre, Şehircilik ve İklim Değişikliği Bakanlığı, Ankara. RG:03.07.2009-27277

TKİ, 2023, "İMBAT Madencilik Sanayi ve Ticaret A.Ş. Kömür Analiz Raporu", TKİ Merkez Laboratuvarı, Ankara, Eylül 2023.

TÜBA, 2018, "TÜBA-Temiz Kömür Teknolojileri Raporu" Editör: Prof.Dr.İbrahim Dinçer, Türkiye Bilimler Akademisi Yayınları, TÜBA Raporları No: 25, ISBN: 978-9944-252-90-4, Ankara, 2018.

SUSTAINABLE VALORIZATION OF MINERAL PROCESSING TAILINGS: A CIRCULAR ECONOMY PRACTICE

E. Gülcan[1], G. Aydın[2],*, Ş. Yıldız[3]

[1] *Hacettepe University, Mining Engineering Department,* ergingulcan@hacettepe.edu.tr
[2,*] *Hacettepe University, Mining Engineering Department,* gozde_aydin@hacettepe.edu.tr
[3] *Hacettepe University, Mining Engineering Department,* sahinyildiz99@hacettepe.edu.tr

ABSTRACT

This study evaluates colemanite waste as a secondary source based on laboratory beneficiation and Life Cycle Assessment (LCA). Colemanite, which is one of the significant boron minerals, generates significant sub-economic fractions during mining, especially in Bigadiç, Türkiye. Representative waste material (–3+0.2 mm stockpile) in this study was beneficiated under simulated lab conditions to simulate enrichment and valuable fractions recovery. Experimental yields were incorporated into an LCA model to predict energy demand, water usage, and emissions.

The assessment was carried out in OpenLCA, with ReCiPe 2016 Midpoint (H) v3.1 as the method for impact assessment. System boundaries were drawn to cover beneficiation processes and its subsequent waste handling. Global warming potential (GWP), acidification, and eutrophication, together with water consumption and terrestrial ecotoxicity, were the main reference indicators for comparison. Comparative evaluation of primary colemanite mining vs. secondary processing indicated that valorization of mine waste significantly reduces environmental loads in these groups.

The findings demonstrate that the conversion of boron mining waste to value-added products both mitigates the risk of piling up and supports sustainable resource conservation and circular economy objectives.

Keywords: Low-grade colemanite, Life Cycle Assessment, OpenLCA, ReCiPe 2016, Circular economy

INTRODUCTION

Life Cycle Assessment (LCA) is a decision-making tool which specifically addresses this need of selecting and optimizing available technological solutions. (Jolliet, 2016). In other words, LCA is a scientific and systematic approach used to evaluate the environmental loads of a product, process, or service throughout its life cycle. LCA was determined in the ISO 14040 and ISO 14044 standards and includes all stages of raw material extraction, manufacturing, use, transportation, and final disposal, hence the ability to analyze both direct and indirect loads on the environment (ISO, 2006a; ISO, 2006b). This approach goes beyond energy consumption and GHG emissions by covering categories such as acidification, eutrophication, ecotoxicity, and water resources depletion (Hauschild et al., 2018).

The LCA methodology consists of four main phases: (i) Goal and scope definition: setting up the functional unit and system boundary, (ii) Life Cycle Inventory (LCI): quantification of energy inputs, raw material, and water consumption and to emissions in air, water, and soil, (iii) Life Cycle Impact Assessment (LCIA): allocation of inventory data into environmental impacts, and (iv) Interpretation: evaluation of results for informing decision-making (Guinée et al., 2011).

Colemanite is one of the significant boron minerals that has widespread applications in the cement, ceramic, glass, and detergent industries (Çelik et al., 2019). As of the most recent figures from Eti Maden's 2023 sector report, Turkey has approximately 73% of the world's boron reserves. (Eti Maden Bor Sektör Raporu ,2024).

Colemanite is a strategic industrial raw material due to Turkey's extensive reserves and has high commercial value in both domestic and international markets. Pricing is directly dependent on the mineral's B_2O_3 content and buyer-seller contracts, but a context can be established based on current public indicators. According to the USGS Mineral Commodity Summaries 2025 report, the average unit value for boron product imports in the United States for 2024 is approximately $560/t (USGS, 2025).

Colemanite ores with lower grades are normally uneconomical and retained as mining wastes. This not only creates economic loss but also poses environmental hazards because substances such as boron and arsenic have the potential to leach into groundwater and surface water and get contaminated (Şener et al., 2017). Moreover, waste heaps exposed to the elements lead to particulate emissions and allow boron-laden runoff to enter nearby waterways, impacting both soil quality and aquatic life (Karagüzel et al., 2023; USGS, 2024). In a research conducted on arsenic, it is one of the main pollutants in the Bigadiç region, and its concentration in groundwater samples varies between 33 µg/L and 911 µg/L, showing high spatial variation in concentration (Öztürk et al., 2017).

In this paper, the LCA provides a powerful tool to assess the environmental and economic implications of colemanite waste treatment into higher-value products under controlled laboratory conditions. Comparative analysis can identify differences between colemanite primary mining and secondary waste treatment, which can reflect potential benefits through reduced energy consumption, emissions, and water usage, in addition to fulfilling circular economy goals (European Commission, 2020). The study has the goal of assessing upgrading sub-economic colemanite ore from the Bigadiç district (–3+0.2 mm stockpile) by laboratory-scale treatment and subsequent LCA of the process and LCA assessments were also made from a costing perspective, and numerical data was used to support which activities caused the highest costs.. Through incorporation of experimental enrichment data into environmental modeling, the study demonstrates the potential of colemanite waste valorization as a sustainable alternative to primary mining.

EXPERIMENTAL STUDIES

Experimental studies were conducted in two main stages; i) laboratory scale enrichment process; ii) LCA of enrichment process. At the first stage, low-grade colemanite ore of the Bigadiç deposit (–3+0.2 mm fraction) was subjected to beneficiation tests to yield boron-enriched fractions and reduce the environmental burden. At the second stage, the laboratory-scale beneficiation process was thoroughly examined from a Life Cycle Assessment (LCA) point of view. During the experiments, input–output operations such as energy consumption, reagent usage, water demand, and generation of solid waste were tracked in order to develop the Life Cycle Inventory (LCI). This inventory was utilized as the basis for the calculation of the environmental impacts using the ReCiPe 2016 approach in OpenLCA.

1) Laboratory Scale Enrichment Process of Low-Grade Colemani

1.1. Characterization Studies

Low-grade colemanite sample was conducted at the Bigadiç Plant located in Balıkesir province. The samples used in the experimental studies were obtained from the -3+0,2 mm colemanite stockpile. In the first step of experimental studies, the low-grade colemanite products' chemical analysis, modal mineralogical analysis and X-ray diffraction (XRD) were complited to determine its chemical and mineralogical composition.

The result of chemical composition of low-grade colemanite ore given in Table 1.

Table 1: Results of chemical analysis of -3+0,2 mm colemanite sample

% Component	-3+0.2 mm Colemanite
B_2O_3	25.56
CaO	25.49
SiO_2	12.67
MgO	6.82
Al_2O_3	0.47
SrO	0.62
SO_3	0.26
Na_2O	0.13
Fe_2O_3	0.15
As	38 ppm
H.L.	27.61

It is seen that -3+0,2 mm low grade colemanite sample contains 25,56 % B_2O_3 and 25,49 % CaO. In XRD analyses, it is seen tat the main source of B_2O_3 and CaO is colemanite and calcite minerals Figure 1.

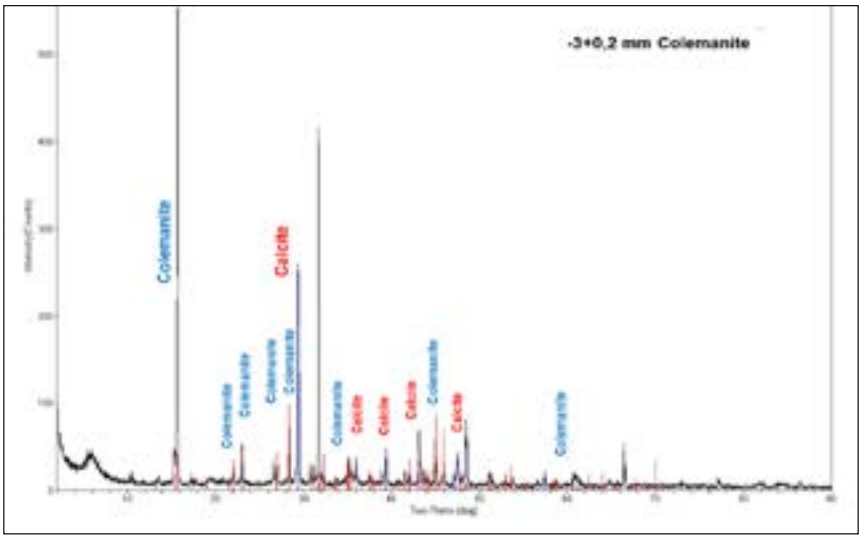


Figure 1: XRD analysis of -3+0.2 mm colemanite

Table 2 shows that the dominant component, colemanite ($Ca_2B_6O_{11}\cdot 5H_2O$), is 59.70%, 56.04% and 51.56% in -300µm+150µm, -150µm+75µm and -75µm+25µm grain size fractions, respectively. Calcite ($CaCO_3$) content was 31.33%, 31.01% and 34.69% in the fine grain size fractions. In addition to these, other minerals detected in the range of 7-13% in total but at relatively lower levels are celestine ($SrSO_4$), quartz (SiO_2), talc ($Mg_3Si_4O_{10}(OH)_2$), dolomite ($CaMg(CO_3)_2$), calcite-clay mixture structures, feldspars (K-feldspar and plagioclase) and similar minerals.

Table 2: Modal mineralogical analysis of -3 mm material

Mineral	-300µm/+150µm	-150µm/+75µm	-75µm/+25µm
Pyrite (Framboidal)	0.01	<0.01	0.02
Barite	0.02	0.04	0.10
Celestine	0.52	0.55	0.49
Anhydrite	0.00	0.00	0.00
Fe Oxide/Hydroxide	<0.01	<0.01	0.03
Ilmenite	n.d.	<0.01	<0.01
Quartz	1.48	1.73	1.87
K-Feldspar	0.53	0.61	0.59
Plagioclase	0.37	0.41	0.31
Biotite	0.13	0.15	0.15
Amphibole	0.27	0.49	0.64
Talc	1.83	3.87	3.22
Si-Al Clays	0.03	0.04	0.04
Colemanite	59.70	56.04	51.56
Calcite	31.33	31.01	34.69
Dolomite	1.00	1.32	2.45
Strontianite	0.08	0.08	0.08
Apatite	<0.01	<0.01	<0.01
Calcite-Clay Mixture	1.65	2.38	2.35
Others	1.05	1.28	1.40
Total	100.00	99.99	99.99

1.2. Sample Preparation

In the sample preparation, different flowsheets were created for washing and attrition scrubbing tests and according to this test results optimum flotation test performed to low grade colemanite ore. Clay removal by washing and attrition scrubbing is critical for determining the optimum flotation conditions. the optimum condition, the B_2O_3 and Al_2O_3 values transferred to the -300 µm fraction as a result of the attrition scrubbing process were taken as criteria and the condition with the highest Al_2O_3 and the lowest B_2O_3 value was accepted as the optimum condition.

Flotation feed sample prepared with +300 µm fraction of -3+0,2 mm low grade ore obtained after attrition scrubbing, milled to -300 µm and deslimed at 38 µm. The flowsheet of enrichment process of low grade colemanite ore is given in Figure 2.

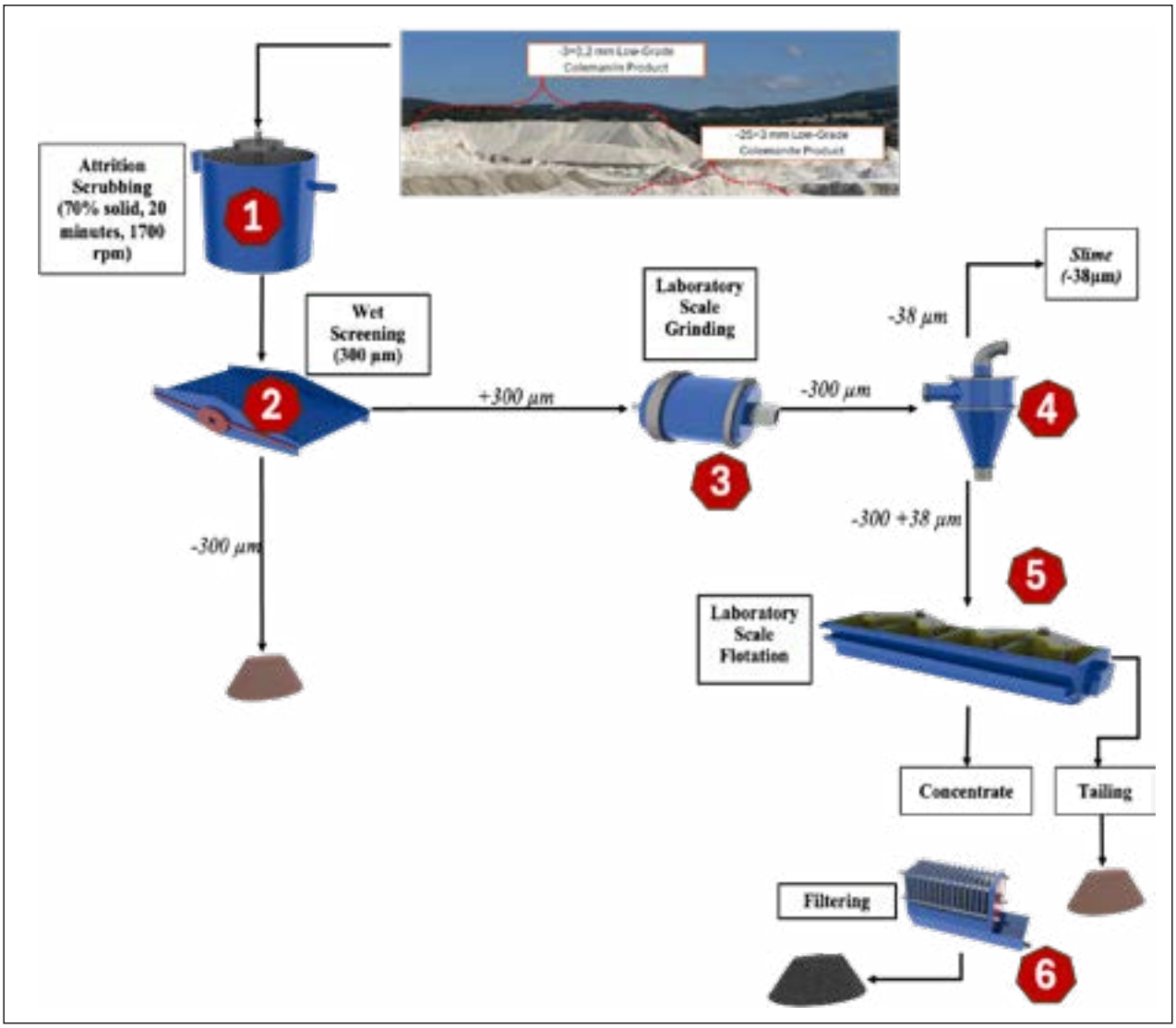


Figure 2: Laboratory scale flowsheet of enrichment process of low-grade colemanite

1.3. Flotation Tests

In the scope of flotation tests, petroleum sulphonate (Aero 825) type collector was used. As result of pre-tests, petroleum sulphonate was used because it produced high B_2O_3 content at low dosages (was the most selective collector, achieving near-maximum grade at a significantly lower dosage). At the enrichment process, sodium silicate and quebracho were used as depressants; barium chloride as an activator and metil isobuyl carbinol (MIBC) as a frother agent were used.

Flotation tests were conducted at different pH values to achieve maximum B_2O_3 grade. Figure 3 show the influence of pulp pH and collector dosage on the cumulative B_2O_3 grade when A825 was used as the collector. Tests were conducted at three different pH values: 7.5, 10, and 11, and collector dosages ranging from 500 to 2500 g/t.

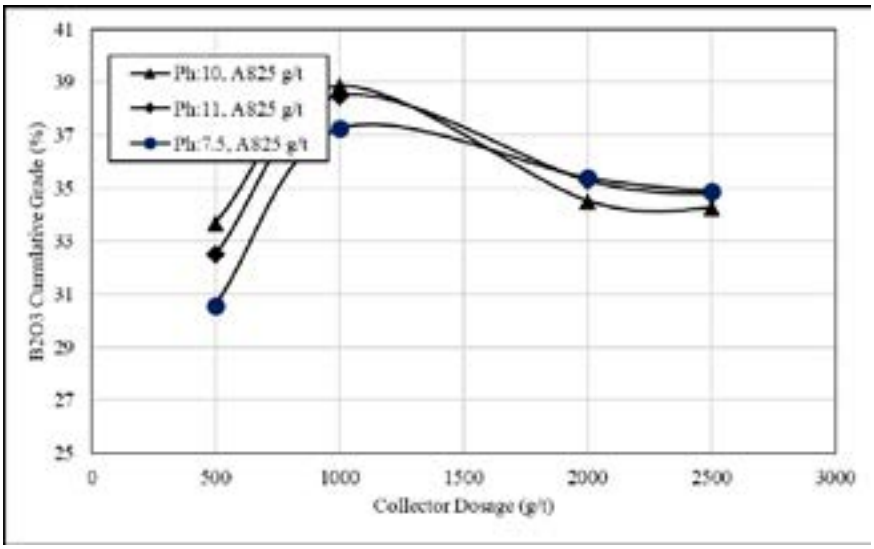


Figure 3: Petroleum sulphonate as the collector under three different pH conditions: 7.5, 10, and 11

At all pH levels, an initial increase in B_2O_3 grade was observed with increasing collector dosage, reaching a peak at 1000 g/t. The highest cumulative B_2O_3 grade, approximately 39%, was achieved at pH 11, closely followed by pH 10. In contrast, the grade at pH 7.5 under the same dosage reached around 37%.

Beyond the optimal dosage (1000 g/t), a gradual decline in B_2O_3 grade was observed across all pH values. This decline may be attributed to the excessive collector dosage leading to non-selective flotation, increased entrainment of gangue minerals, or froth instability. Notably, at the highest dosage tested (2500 g/t), all pH conditions converged to a similar performance level, with B_2O_3 grades around 35%.

These results indicate that petroleum sulphonate exhibits maximum selectivity and efficiency at 1000 g/t collector dosage, particularly under moderately to strongly alkaline conditions (pH 10–11). Lower pH values (e.g., pH 7.5) result in slightly reduced performance, possibly due to suboptimal interaction between the collector and the colemanite surface.

2) LCA of Colemanite Processes

LCA approach enables processes to be analyzed tranparently in terms of resource use and environmental impact, particularly in the mining and mineral processing sectors. This study aims to evaluate the environmental impacts based on intermediate products, using laboratory-scale colemanite ore enrichment process as a basis. This LCA approach, conducted based on experimental data, provides a sustainability perspective for the reutilization of colemanite waste and establishes a methodological reference for future industrial-scale studies.

First of all, the goal and scope of the study were determined. This goal and scope were defined in accordance with the environmental profile of laboratory scale colemanite enrichment and its' base effects. A functional unit has been determined to quantify the environmental impact in accordance with the specified goal of study. Water, chemical, and energy consumption calculated according to the functional unit were entered into the OpenLCA data entry system to obtain global warming potential, acidification, and eutrophication values. The life cycle analysis inventory (LCAI) prepared in accordance with the functional unit yielded results based on the ReCiPe 2016 and EF v3.1 environmental impact assessment approaches, and the results obtained were finally interpreted.

The goal of this study is to detrmine the environmental profile of the enrichment process of Bigadiç' low-grade colemanite waste performed on a laboratory scale. A functional unit (FU) of this case is 1 ton of low-grade colemanite. The system boundary has been defined as the cradle-to-gate approach, taking into account only laboratory enrichment flows (grinding, attrition scrubbing, flotation, filtration), utility inputs and internal laboratory transportation activities.

LCAI has been prepared in accordance with the system boundary and goal, and in compliance with the functional unit. Subsequently, this inventory has been entered into the OpenLCA program based on the inputs/outputs of the each flows.

The modeling work was carried out using openLCA (GreenDelta, Germany) software. The ReCiPe 2016 Midpoint (H) EF v3.1 impact assessment method was applied in the environmental assessment of the processes. Within this scope, three main impact categories were reported:

- Global Warming Potential (GWP; kg CO_2-eq)
- Acidification Potential (kg SO_2-eq)
- Eutrophication Potential (kg PO_4-eq)

The emission factors used in the study were derived from two sources:

- Ecoinvent 3.9.1 Life Cycle Database (allocation, cut-off by classification system).
- A simple approach for easy calculation under laboratory conditions.

The Ecoinvent database provides detailed environmental inventory data on primary processes such as electricity generation, chemical production, and water supply. For example, since the Turkish electricity grid mix is not directly available in the database, the European average (UCTE region) was used as a basis, and an assumption of 0.45 kg CO_2-eq/kWh was made according to this source. Similarly, for the production processes of the collectors and auxiliary reagents used, the "organic chemical production, unspecified" process in Ecoinvent was referenced, and an emission factor of approximately 2.0 kg CO_2-eq/kg was assigned. For water consumption, values derived from the "tap water production" process were used as a basis, and a value of 0.001 kg CO_2-eq/L was modeled.

Thus, the inputs used in the laboratory-scale colemanite enrichment process (electricity, water, chemical reagents) were linked to the corresponding processes in the ecoinvent database, thereby increasing the inventory reliability of the study. For modeling, direct inputs from experimental studies (electricity, water, and chemical use) were integrated into the system; the Ecoinvent database was used as a reference for background processes. Electricity consumption was modeled using a "low-voltage electricity mix" based on the European average, while Ecoinvent's relevant production processes were used for chemical inputs.

The calculations resulted in a global warming potential (GWP) of 97.998 kg CO_2-eq, an acidification potential (AP) of 0.423 kg SO_2-eq, and an eutrophication potential (EP) of 0.212 kg PO_4-eq per functional unit (Figure 4).

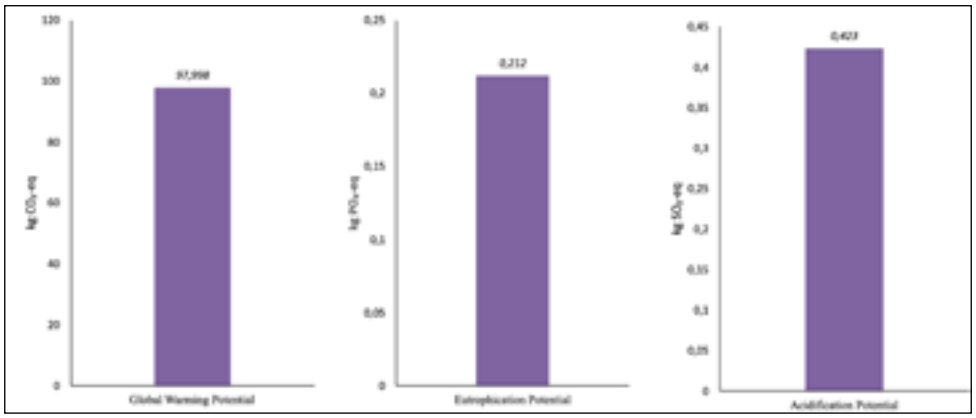


Figure 4: From left to right; Global warming potential, eutrophication potential, acidification potential

Contribution analysis reveals that electricity consumption plays a dominant role, particularly in terms of GWP. The contribution of water consumption and chemical reagents, is relatively low. This indicates that energy consumption is the primary determinant of environmental impact in the processing of low-grade boron minerals such as colemanite. The results also show that even at the laboratory scale, energy efficiency and the use of renewable electricity can directly improve system performance.

According to OpenLCA Costing approach for a laboratory-scale colemanite enrichment process. Feed was accepted as the functional unit (FU). The water, chemicals, and electricity values used in the laboratory-scale enrichment process according to the functional unit were calculated through the program, and costing calculations were also performed in addition to the life cycle analysis. Calculations were made based on current data and the costing system used by ecoinvent. According to the results obtained, electricity consumption was the highest expense, followed by chemicals used (Figure 5).

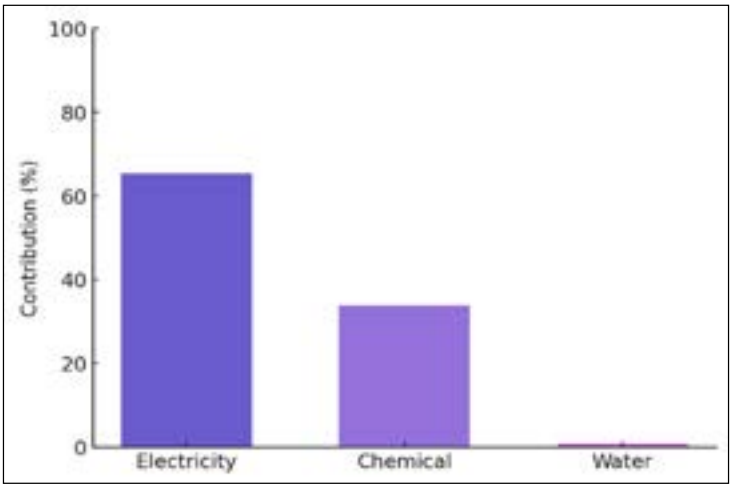


Figure 5: Laboratory scale low-grade colemanites consumptions (electricity, chemicals, water)

CONCLUSION

Sustainability perpective, the enrichment of colemanite low-grade product instead of its direct disposal as waste in the field offers both environmental and economic benefits in the long term. Laboratory-scale enrichment tests have demonstrated that a product with a commercially saleable boron content can be obtained from the intermediate product using the flotation method. This finding highlights the potential to reintegrate low-grade material classified as waste back into the economy as a secondary resource, serving as a strong example of the applicability of the circular economy approach in the mining sector.

On the other hand, long-term storage of colemanite waste in the field poses significant risks in terms of sustainability. Boron-containing waste dissolving in rainwater and being carried into groundwater and surface water can lead to critical environmental problems such as increased soil salinity, yield losses in agricultural areas, and toxic effects on ecosystems. Such risks threaten not only the local ecosystem but also water resources and agricultural sustainability on a regional scale. Therefore, processing and utilizing waste instead of storing it on-site is of critical importance in terms of both reducing environmental damage and providing economic benefits.

Costing perspective, its is seen that the most costly elements in this study is electricity consumption and chemical inputs. This situation reveals that the optimization of energy intensity and chemical use is critical for economic sustainability. This study can be considered as an alternative approach to renewable energy sources and demonstrates that costs can be reduced in the long term through solutions based on energy efficiency because its' reveal the costs of each elements while enrichment of low-grade colemanite. Additionally, the fact that the concentrated product obtained at the laboratory scale is marketable in national and international markets demonstrates the economic contribution of the process, and the evaluations conducted using the LCA-Costing approach serve as a guide for studies to be carried out at an industrial scale.

In conclusion, the LCA calculations performed in this study have shown that the environmental impacts of the colemanite enrichment process carried out on a laboratory scale are manageable. Furthermore, the data obtained at the laboratory scale indicate that environmental performance can be further improved if the processes are supported by renewable energy. In this context, contributes to the development of a production model that is sustainable both economically and environmentally.

REFERENCES

Çelik, M. Y., Arslan, F., & İpek, H. (2019). Bor minerallerinin endüstriyel kullanımları ve Türkiye'deki rezervler. *Madencilik Dergisi, 58*(2), 55–68.

European Commission. (2020). *Circular economy action plan: For a cleaner and more competitive Europe*. Publications Office of the European Union.

Eti Maden. (2024). *Bor sektör raporu 2024*. Eti Maden İşletmeleri Genel Müdürlüğü.

Guinée, J. B., Heijungs, R., Huppes, G., et al. (2011). Life cycle assessment: Past, present, and future. *Environmental Science & Technology, 45*(1), 90–96.

Hauschild, M., Rosenbaum, R., & Olsen, S. I. (2018). *Life cycle assessment: Theory and practice*. Springer.

International Organization for Standardization. (2006a). *ISO 14040: Environmental management—Life cycle assessment—Principles and framework*. ISO.

International Organization for Standardization. (2006b). *ISO 14044: Environmental management—Life cycle assessment—Requirements and guidelines*. ISO.

Jolliet, O., Saadé-Sbeih, M., Shaked, S., Jolliet, A., & Crettaz, P. (2016). *Environmental life cycle assessment* (p. 1). CRC Press.

Şener, Ş., Şener, E., & Davraz, A. (2017). Evaluation of water quality using water quality index (WQI) method and GIS in Aksu River (SW-Turkey). *Science of the Total Environment, 584–585*, 131–144.

YERALTI MADENLERİNDE OLUŞAN PASA ATIKLARININ YENİDEN KULLANIMINA YÖNELİK ALTERNATİF BİR YAKLAŞIM: ÇİMENTOLU MACUN DOLGU (ÇMD)

AN ALTERNATIVE APPROACH TO REUSE OF WASTE ROCK GENERATED IN UNDERGROUND MINES: CEMENTED PASTE BACKFILL (CPB)

O. Yüksel[1*], H. Özden[2], C. Ağaç[3], Ö. Karaca[4]

[1,2] Gemar Çevre Ölçüm Ve Analiz Laboratuvarı, Çanakkale, Türkiye
**Email: okan.yuksel@gemar-jma.comtr. hande.ozden@gemar-jma.com.tr*
[3] Esan Eczacıbaşı Endüstriyel Hammaddeler Sanayi ve Ticaret Anonim Şirketi, Balıkesir, Türkiye
Email: Cansin.Agac@esan.com.tr
[4] Çanakkale Onsekiz Mart Üniversitesi Bölümü Jeoloji Mühendisliği, Çanakkale, Türkiye
Email: oznurkaraca@comu.edu.tr

ÖZ

Bilimsel ve teknik esaslara uygun yürütülmeyen madencilik faaliyetleri, çevresel bozulmalara yol açarak, çevresindeki ekosistem üzerinde olumsuz etkiler yaratır. Balıkesir ili, Balya ilçesinde faaliyet gösteren maden işletmesindeki pasa atıklarının ulusal ve global standartlara göre analizleri yapılmış, bu pasaların davranışları incelenmiş ve macun dolgu tekniği ile yapılması planlanan dolgu çalışmalarının çevresel etkilerini belirlemek amacıyla saha çalışmaları gerçekleştirilmiş ve başlangıç analizleri yapılmıştır. Yapılan kimyasal analizler sonucunda, bölgenin jeolojik yapısına da bağlı olarak kurşun ve çinko konsantrasyonlarının yüksek seviyelerde olduğu tespit edilmiştir. Ayrıca, yine doğal jeolojik yapıda bulunan sülfür bileşenlerinin karakterizasyonu belirlemek amacıyla sülfit-sülfüre yönelik deneyler uygulanmış ve elde edilen verilerde, pasa atıklarının asidik drenaj oluşturma potansiyeli araştırılmıştır. Maden atıklarının bağlayıcı malzemelerle karıştırılmasıyla hazırlanan macun dolgu örnekleri üzerinde 28 günlük kürlenme sürecini tamamladıktan sonra liç testleri gerçekleştirilmiştir. Analiz sonuçları, elde edilen sızıntı çözeltilerindeki ağır metal konsantrasyonlarının ilgili çevresel mevzuatta belirtilen sınır değerlerin altında kaldığını göstermektedir.

Anahtar Kelimeler: Maden atığı, çevresel etki, asit maden drenajı, çimentolu macun dolgu

ABSTRACT

Mining activities that are not conducted in accordance with scientific and technical principles lead to environmental degradation and negatively impact the surrounding ecosystem. In the mining operation located in the Balya district of Balıkesir province, waste rock deposits have been analyzed in compliance with national and global standards, their behavior has been examined, and field studies have been conducted to determine the environmental impacts of backfilling operations planned using the paste backfill technique. Initial analyses have also been performed. Chemical analyses have revealed that, due to the geological structure of the region, lead and zinc concentrations are at high levels. Additionally, experiments aimed at characterizing sulfur compounds naturally present in the geological formation have been conducted, and the potential of waste rock to generate acid mine drainage has been investigated based on the obtained data. After completing a 28-day curing period, leaching tests were performed on the paste backfill samples prepared by mixing mine waste with binding materials. The analysis results indicate that the heavy metal concentrations in the obtained leachates remained below the limit values specified in the relevant environmental regulations.

Keywords: Mine waste, environmental impact, acid mine drainage, cemented paste backfill.

GİRİŞ

Madencilik, birçok açıdan önemli bir faaliyet olmakla birlikte, çeşitli çevresel etkileri de beraberinde getirmektedir. Bu faaliyetler sonucunda büyük miktarda katı ve sıvı atık üretilmekte ve çevre üzerinde önemli etkiler oluşmaktadır. Özellikle madencilik süreçlerinin temel çevresel etkilerinden biri, sülfürlü minerallerin atmosferik oksijenle temas etmesi sonucu gerçekleşen oksidasyon tepkimeleriyle oluşan ve metal içeren asidik atık suları olarak tanımlanan asit maden drenajıdır (AMD). (Karaca vd., 2017; Karaca vd., 2018). Metallerle kirlenmiş alanların iyileştirilmesi oldukça zordur; çünkü bu tür rehabilitasyon süreçleri genellikle maliyetli ve uzun süreli uygulamalar gerektirmektedir (Sharma ve Reddy, 2004).

Çimentolu macun dolgu (ÇMD), maden atığı, su ve çimentonun belirli oranlarda karıştırılmasıyla elde edilen, yüksek yoğunluklu, akışkan ve pompalanabilir bir malzemedir ve yeraltı madenlerinde üretim boşluklarının doldurulmasında yaygın olarak kullanılmaktadır (Yılmaz vd., 2003). Bu yöntem, madencilik sahaları ve atık rezervuarlarında oluşabilecek güvenlik risklerini azaltma açısından etkili olup, dünya genelinde yaygın olarak tercih edilmektedir (Külekçi ve Aliyazıcıoğlu, 2018). Verburg (2001) tarafından yapılan kinetik test ve nem hücresi çalışmalarında, çimento dozajının artırılmasının ÇMD'nin jeokimyasal özelliklerini çevresel yönden olumlu yönde etkilediği ve sülfürlü atıkların yönetiminde katkı sağlayabileceği belirtilmiştir. Aynı çalışmada, ÇMD'nin kuru koşullarda yeterli dayanım gösterdiği, ancak yüksek nem ortamlarında zamanla yapısal ve jeokimyasal özelliklerinin değişebileceği vurgulanmıştır. Kür süresinin jeokimyasal davranış üzerinde etkili olduğu ve numune yapısında meydana gelen bozulmaların kimyasal özelliklerde değişimlere yol açabileceği de gözlemlenmiştir (Schafer, 2016; Verburg, 2001).

ÇMD uygulamaları, yeraltı boşluklarının doldurulmasının yanı sıra yüzeyde depolanacak atık miktarını azaltmayı, kaynakların verimli kullanımını ve çevresel sürdürülebilirliği sağlamayı amaçlamaktadır (Verburg, 2001).

Bu çalışma, sülfür içeren madencilik atıklarına (pasa) çimentolu macun dolgu (ÇMD) uygulanarak sülfür minerallerinin oksijenle temasının engellenmesini ve dolayısıyla asit maden drenajı (AMD) oluşumunun önlenmesini amaçlamaktadır. Bu kapsamda, Balıkesir ili Balya ilçesindeki kurşun-çinko işletmesinden temin edilen pasa atığı numunesi, ulusal ve uluslararası standartlara uygun şekilde analiz edilmiş; belirli çimento oranında ve 28 günlük kür süresi dikkate alınarak hazırlanan ÇMD karışımının asit üretim potansiyeli ile metal salınımı değerlendirilmiştir. Çalışma kapsamında, ÇMD'nin çevresel performansı çözünmüş metal salınımı analizi olan liç (sızdırma) testleri ile ortaya konmuştur.

MALZEME VE YÖNTEM

Bu çalışmada yürütülen deneysel uygulamalar, yeraltı maden ocağından temin edilen pasa atığı numunesi üzerinde gerçekleştirilmiştir. Tüm deneysel süreçlerde, uluslararası geçerliliğe sahip standart yöntemler kullanılmıştır. Deneysel çalışmalar aşağıdaki aşamaları kapsamaktadır:

- Çimentolu macun dolgu (ÇMD) karışımının hazırlanması ve 28 gün süreyle kürlenmesi,
- Numune üzerinde kükürt içeriklerinin belirlenmesi ve statik testlerin uygulanması,
- Mineralojik bileşimin belirlenmesine yönelik XRD analizinin gerçekleştirilmesi,
- TS EN 15863 standardına uygun olarak ÇMD numunesi üzerinde monolitik liç testlerinin yapılması,
- Elde edilen verilerin değerlendirilmesi ve çevresel açıdan yorumlanması.

Bu kapsamda gerçekleştirilen tüm testler, ilgili ulusal ve uluslararası standartlara uygun olarak, T.C. Çevre, Şehircilik ve İklim Değişikliği Bakanlığı tarafından yetkilendirilmiş ve TÜRKAK akreditasyonuna sahip Gemar Çevre Ölçüm ve Analiz Laboratuvarı'nda, kontrollü laboratuvar koşullarında gerçekleştirilmiş; elde edilen veriler detaylı biçimde analiz edilerek bilimsel olarak değerlendirilmiştir.

Araştırma kapsamında, yeraltı maden ocağından farklı noktalardan alınan pasa atıkları kullanılarak toplam 2 kg'lık kompozit numune oluşturulmuş ve bu numune, laboratuvar ortamında deneysel çalışmalarda kullanılmak üzere hazırlanmıştır. Asit maden drenajı (AMD) testlerine geçilmeden önce numuneler oda sıcaklığında, doğal koşullarda nemini kaybedecek şekilde kurutulmuştur. Kurutulan malzeme, 6,3 mm'lik elek ile elenmiş ve içerisindeki asit oluşturan veya tüketen mineralleri açığa çıkarmak amacıyla kademeli olarak öğütülmüştür. Öğütme işlemi sonrasında, 150 µm elek altına indirilen numuneler kükürt analizleri ve statik testler için uygun hale getirilmiştir. Statik testler için her biri 250 gram olan homojen alt numuneler hazırlanmış; geri kalan kısmı ise liç (sızdırma) testlerinde değerlendirilmek üzere ayrılmıştır.

Çimentolu macun dolgu (ÇMD) karışımlarının hazırlanmasında, pasa atığına belirlenen oranlarda çimento ve deiyonize su eklenmiş; bu karışım, laboratuvar tipi mikserde 15 dakika süreyle karıştırılarak homojen bir yapı elde edilmiştir (bk. Çizelge 1). Hazırlanan karışımlar, TS EN 12390-1 standardına uygun olarak 10 cm çapında ve 10 cm yüksekliğinde poliüretan kalıplara dökülmüştür. Numuneler, %80 bağıl nem ve yaklaşık 25 °C sıcaklıktaki sabit ortam koşullarında 28 gün süreyle kürlenmeye bırakılmıştır.

Kür süresi sonunda, TS EN 15863 standardında belirtilen yüzey alanı gerekliliklerini sağlayacak şekilde 4 × 4 cm boyutlarında küp numuneler elde edilmiştir. Bu numuneler, monolitik sızdırma deneylerine tabi tutularak, ÇMD'nin çevresel performansı ve uzun dönemli stabilitesi değerlendirilmiştir.

Asit üretim potansiyelinin değerlendirilmesi amacıyla, Asit Baz Muhasebesi (ABA) testi esas alınarak detaylı analizler yapılmıştır. Bu analizlerde en çok kullanılan parametre, kayaçların asit oluşturma kapasitesi ile nötralizasyon kapasitesinin oranını ifade eden Nötralizasyon Potansiyel Oranı (NPR) olmuştur. NPR, maden atıklarının asit maden drenajı (AMD) riskinin ve çevresel etkilerinin öngörülmesinde önemli bir göstergedir.

Kükürt içerikleri, ASTM E 1915 standardına uygun şekilde, Çanakkale'de bulunan Gemar Çevre Ölçüm Ve Analiz Laboratuvarı bünyesinde bulunan Eltra CS-2000 cihazı kullanılarak ölçülmüştür. Bu cihaz, karbon ve kükürt analizlerini hassas biçimde gerçekleştirmektedir.

Pasa atığının pH değeri ve elektriksel iletkenliği (EC) ise farklı standartlar esas alınarak belirlenmiştir. pH ölçümleri, EPA 600/2-78 054 standardına göre atık ve deiyonize su karışımında (hacimce 2:1 oranında) yapılmıştır. Elektriksel iletkenlik ölçümleri ise TS ISO 11265 standardına uygun olarak 1:5 (m/V) ekstraksiyon oranında hazırlanmış numunelerde, Hach Lange marka multimetre kullanılarak gerçekleştirilmiştir.

Sülfür içeren maden atıkların asit maden drenajı (AMD) oluşturma potansiyeli, asit potansiyeli (AP) ve nötralizasyon potansiyeli (NP) değerleri aracılığıyla belirlenir. AP, atıktaki demir bağlı sülfür miktarına bağlı olarak hesaplanır ve bu değer, belirli bir katsayıyla çarpılarak potansiyel hidrojen iyonu açığa çıkışı olarak ifade edilir. Nötralizasyon potansiyel oranı (NPO) ise, AP ile NP arasındaki oranı gösterir ve genellikle kalsiyum karbonat eşdeğeri birimiyle verilir. Hesaplama yapılırken, numunedeki tüm kükürtlerin asit üretme kapasitesine sahip olduğu kabul edilir; ancak, bazı kükürt bileşenlerinin asit üretmediği göz önünde bulundurulmaz. AP değeri, çoğunlukla ton başına kilogram $CaCO_3$ eşdeğeri olarak raporlanır. Nötralizasyon potansiyeli testi kapsamında, numuneye belirli miktarda hidroklorik asit (HCl) ilave edilir ve artan asit miktarı, sodyum hidroksit (NaOH) ile geri titre edilir. Testin güvenilirliği için eklenen asit miktarı önemlidir; bu nedenle numunenin karbonat içeriği önceden belirlenir. Test süreci boyunca, nötralizasyon kapasitesinin 24 saat içinde tamamlandığı varsayılır, ancak bazı minerallerin reaksiyon hızı daha hızlı, bazılarının ise daha yavaştır.

Çizelge 1. Numune hazırlama tanımları ve oranlar çizelgesi

Çalışma No	Karışım Oranı (%)	Pasa (g)	Çimento g)	Su g)	Toplam (g)
1	5.5	1440	88	75	1603

DENEYSEL ÇALIŞMALAR

Proje sahasından alınan pasa numuneleri ile 28 günlük kürlenmiş çimentolu macun dolgu (ÇMD) karışımlarının mineralojik özellikleri X-ışını kırınımı (XRD) analizleriyle incelenmiştir (bk. Çizelge 2). Analizlerde, ham pasa da karbonat, silikat ve sülfür grubu mineraller tespit edilmiş, ÇMD uygulaması sonrası bu minerallerde asit oluşumuna neden olan sülfür grubu minerali gözlemlenmemiştir (bk. Çizelge 2). Bu durum, bazik minerallerin asidik minerallerin çözünmesini engelleyerek nötralize edici etkisini artırdığını ve mineral stabilizasyonuna katkı sağladığını göstermektedir.

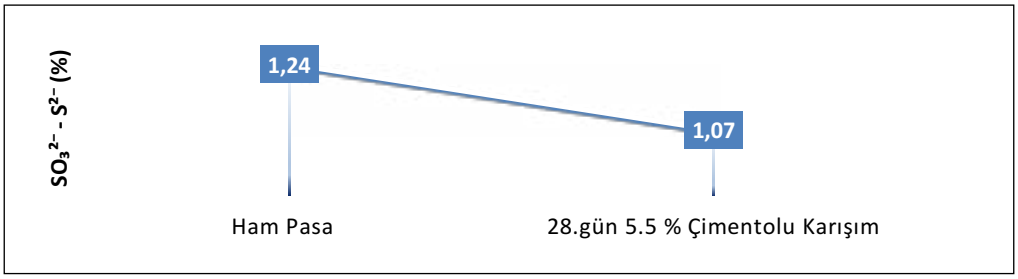
Çimentolu karışımlarda, bağlayıcı etkisiyle karbonat minerallerinde belirgin artış ve kürleme sürecine bağlı yeni minerallerin oluşumu gözlenmiştir. Kuvars gibi temel silikat minerallerinin stabilitesi korunurken, pirit oranlarında azalma durumu asit üretimi potansiyelinin dengelendiğine işaret etmektedir.

Genel değerlendirmede yeni oluşan minerallerin varlığı, kürleme sürecinin başarılı olduğunu ve bağlayıcı reaksiyonların devam ettiğini işaret etmektedir. Kuvars oranının yüksek kalması temel silikat minerallerinin stabilitesini, pirit oranlarında gözlenen azalma ise asit üretimi potansiyelinin dengelendiğini göstermektedir. Bu bağlamda, ÇMD uygulamasının asidik minerallerin çözünmesini engellemede ve malzemenin kimyasal stabilitesini artırmada olumlu etkileri olduğu söylenebilir.

Çizelge 2. Mineral bileşenlerin yüzde dağılımının tespiti

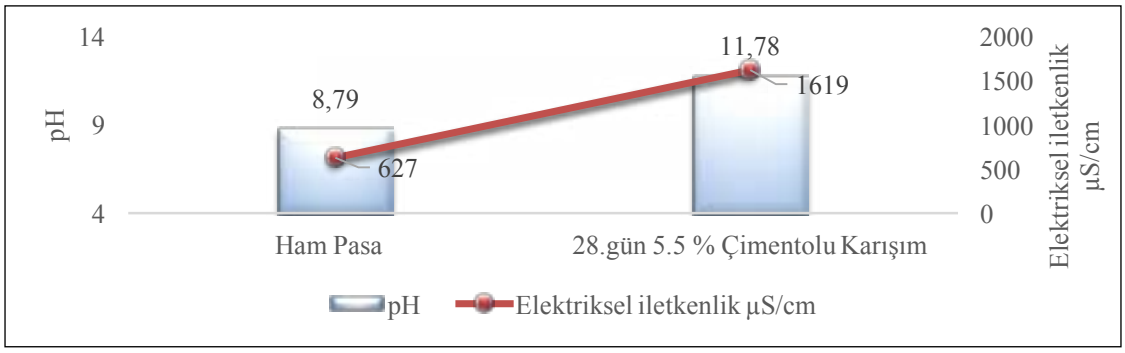
Örnek Türü	Kuvars (%)	Kalsit (%)	Pirit (%)	Kaolinit (%)	Ortoklas (%)	Illit (%)	Sanidin (%)
Ham Pasa	9.6	67.3	1.4	2,7	13,6	5.3	-
28.gün 5.5 % Çimentolu Karışım	10,1	66.3	-	1,8	-	7,3	14,5

Sülfür minerallerinin oksidasyonu sonucunda sülfat mineralleri oluşmakta olup, bu süreç asidik maden drenajı (AMD) oluşumunda önemli rol oynamaktadır. ÇMD uygulamasıyla birlikte sülfür-kükürt oranındaki düşüş, bu oksidasyon reaksiyonlarının azalmasına ve böylece asidik ortamın hafiflemesine neden olmaktadır. Bu gelişme, drenaj suyundaki pH değerinin yükselmesini sağlayarak çevredeki asidik yükün azalmasına katkıda bulunmaktadır (bk. Şekil 1).



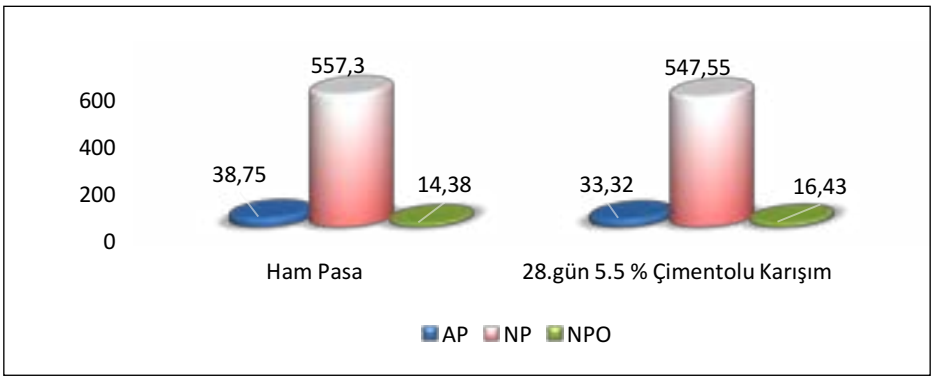
Şekil 1. Numunelerde belirlenen sülfür oranları

pH değerlerindeki yükseliş, asidik maden drenajı ortamında daha nötr bir ortamın oluştuğunu göstermektedir. Bu durum, çevresel etkilerin azaltılması ve su kalitesinin iyileştirilmesi açısından olumlu bir işaret olarak kabul edilmektedir. Ayrıca, sülfat iyonu konsantrasyonundaki artışın elektriksel iletkenlik üzerinde önemli bir etkisi olduğu tespit edilmiştir. Elektriksel iletkenlik ölçümleri ise 627,0 ile 1619 µS/cm arasında değişim göstermektedir. (bk. Şekil 2).



Şekil 2. Numunelerde çimentolu karışım öncesi ve sonrası pH ile EC parametrelerindeki değişim

Çalışmada değerlendirilen örneklerin NPO değerleri, NP/AP oranı temel alınarak belirlenmiştir. Şekil 3'te gösterildiği üzere, NP değerlerinin AP değerlerini aşması, söz konusu kayaçların asidik drenaj üretme potansiyelinin düşük olduğunu ortaya koymaktadır.



Şekil 3. Pasa'da ÇMD öncesi ve sonrası AP, NP ve NPO değerlerinin karşılaştırılması

Dinamik Monolitik Liç Testi ve Sabit Koşullarda Periyodik Yenileme: TS EN 15863

Bu analiz yöntemi, monolitik atıkların dinamik koşullar altında liç (çözünme) davranışını belirlemek amacıyla uygulanır. ÇMD monolitik atıklarının saf su ile temasında zamanla inorganik bileşenlerin salınımı tespit edilmiştir (bk. Şekil 4). Bu yöntemde, monolitik test numunesi bir kaba yerleştirilir ve tamamen sıvı ile kaplanır. Sıvı, deney boyunca belirlenen aralıklarla yenilenir ve deney belirli bir sıcaklık aralığında gerçekleştirilir (bk. Çizelge 3). Kullanılacak sıvı tipi, sıcaklık, sıvı/yüzey alanı oranı, test süresi ve belirli zaman aralıklarında alınacak numune sayısı önceden belirlenir. Elde edilen sıvı numuneleri fiziksel ve kimyasal olarak mevcut standartlara göre analiz edilir.

Kullanılan su miktarı, atık yüzey alanına göre hesaplanır:

$$V_1 = (8 \pm 2) \times \text{yüzey alanı (A)}$$

Burada, V_1 sıvı hacmini, A ise monolitik numunenin yüzey alanını ifade eder.

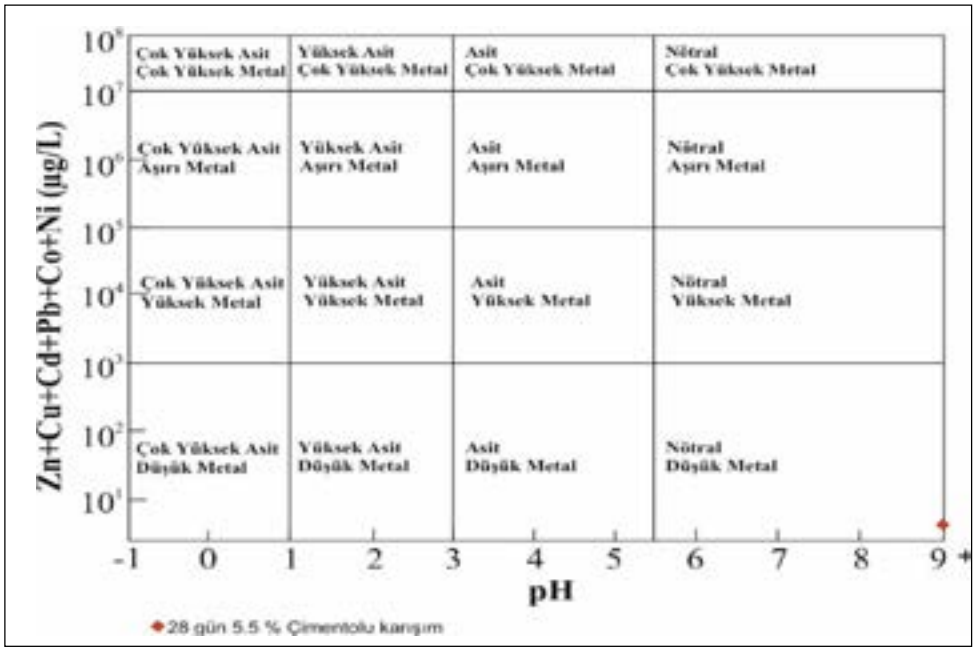
İlk aşamada, su örneği eklendikten sonra kap kapatılır ve yaklaşık 6 saat bekletilir. Bu sürenin sonunda kap içerisindeki katı maddeler ayrılır ve su örneği alınır. Ardından testin ikinci aşamasına geçilir.

Bu işlem, toplam 8 aşamada tekrarlanır ve her aşamanın süresi önceden belirlenmiştir. Böylece atığın farklı zamanlarda sıvıya ne kadar madde saldığı detaylı şekilde incelenmiş olur.

Çizelge 3. Liç için zaman aralıkları

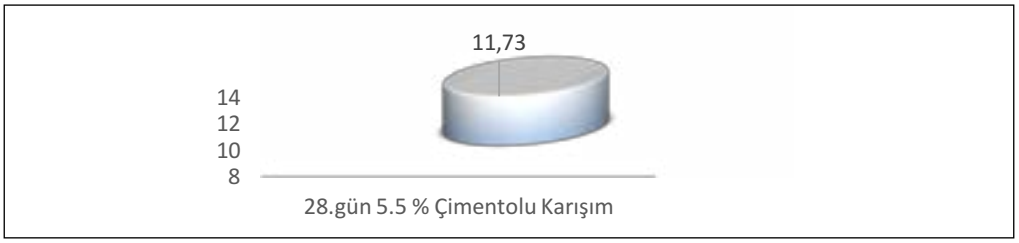
Adım	Zaman aralığı	Testin başlangıcından itibaren geçen süre
1	6 saat ±15 dakika	6 saat ±15 dakika
2	18 saat ±45 dakika	1 gün ± 45 dakika
3	1 gün 6 saat ±1 saat	2 gün 6 saat ± 2 saat
4	1 gün 18 saat ±2 saat	4 gün ± 4 saat
5	5 gün± ±6 saat	9 gün ± 18 saat
6	7 gün± ±8 saat	16 gün ± 18 saat
7	20 gün± ±24 saat	36 gün 42 saat
8	28 gün± 25 saat	64 gün ± 0.25 gün

Ficklin metal değerleri, su kirliliği analizlerinde kritik bir parametre olarak değerlendirilmektedir. Bu değerler, liç suları veya atık su örneklerinde bulunan ve çevresel risk oluşturabilecek metal iyonlarının varlığını göstermektedir. Söz konusu metallerin ölçümü, su kalitesinin kapsamlı değerlendirilmesi, ekosistem sağlığının korunması ve insan sağlığı açısından olası tehlikelerin belirlenmesi açısından önem arz eder(Ficklin vd., 1992). Ficklin metal değeri hesaplaması, düşük pH koşullarında liç suyunda mobilize olan kadmiyum (Cd), kobalt (Co), bakır (Cu), çinko (Zn), kurşun (Pb) ve nikel (Ni) gibi elementlerin toplam konsantrasyonlarına dayanmaktadır. Analiz sonuçlarının pH değerleri ile karşılaştırılması sonucunda, metal salınımı minimal düzeyde gözlemlenmiştir. Bu bulgular, çimentolu stabilize işleminin metal mobilizasyonunu etkili şekilde azalttığını göstermektedir.



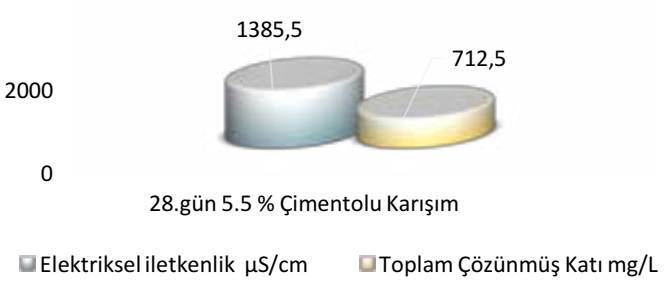
Şekil 4. Ficklin diyagramı

ÇMD karışımının hazırlanması ve 28 günlük kür sürecinin tamamlanmasının ardından gerçekleştirilen analizlerde, pH değerinin 9'un üzerinde olduğu belirlenmiş ve bu durum karışımın bazik karakterde olduğunu göstermiştir (bk. Şekil 5). Bazik ortamlar, asidik kirleticilerin nötralizasyonunu kolaylaştırarak, asidik koşullardan kaynaklanabilecek çevresel olumsuz etkilerin azalmasına katkı sağlar ve su kalitesinin iyileştirilmesini destekler. Burada baz liçi oluşma potansiyeli de değerlendirilmiş olup baz liçi oluşumu için sınır pH değeri olan 12,5 ve üzeri pH değerleri görülmemiştir. Bu açıdan da bakıldığında yapılan çalışmaların optimum şartları sağladığı görülmüştür.



Şekil 5. ÇMD işlemine bağlı olarak sızıntı suyunda gözlenen pH değerleri

Çözünmüş Katı Madde (TDS) ve Elektriksel İletkenlik (EC) değeri incelendiğinde, iletkenlik değerlerinin 1385,5 µS/cm olduğu gözlemlenmiştir (bk. Şekil 6). Elektriksel iletkenlikle paralellik göstermesi beklenen toplam çözünmüş katı madde (TDS) konsantrasyonları, ÇMD uygulamasının ardından azalma eğilimi sergilemiştir. İletkenlikteki düşüş genellikle suyun arıtıldığını, kirletici seviyelerinin azaldığını ve ekosistemlerin daha sağlıklı hale geldiğini göstermektedir. TDS'deki azalma ise özellikle tuzlar, ağır metaller ve organik kirleticiler gibi çözünmüş maddelerin su içerisindeki miktarının azaldığını ifade etmektedir.



Şekil 6. ÇMD işlemi sonrası TDS ve EC parametrelerinde gözlenen değişim

Yapılan liç testleri sonucunda, yeraltı madeninden elde edilen ham pasa ile 28 günlük %5,5 çimentolu karışım örneği karşılaştırılmış ve elde edilen ağır metal konsantrasyonları, Atıkların Düzenli Depolanmasına Dair Yönetmelikte (ADDDY) belirtilen inert, tehlikesiz ve tehlikeli atık sınır değerleri doğrultusunda değerlendirilmiştir (bk. Çizelge 4). Elde edilen bulgular, çimentolu stabilizasyon işleminin atık karakterizasyonu üzerinde olumlu etkiler yarattığını göstermektedir.

Ham pasa örneklerinde bazı elementlerin konsantrasyonlarının inert sınır değerlerin üzerinde olduğu, ancak genel olarak tehlikesiz sınır değerlerin altında kaldığı gözlemlenmiştir. Bu durum, söz konusu atıkların doğrudan çevresel ortama bırakılması hâlinde çok düşük ihtimalle de olsa çevresel risk oluşturabileceğini ortaya koymaktadır. Özellikle belirli metaller açısından inert kriterlerin sağlanamaması, pasa atıklarının stabilize edilmeden bertaraf edilmesini çevresel açıdan sakıncalı hâle getirmektedir.

Stabilizasyon işlemine tabi tutulan çimentolu karışım örneklerinde ise tüm ağır metal konsantrasyonlarının inert sınır değerlerin altına indiği, bazı parametrelerde ise analiz sınırlarının altında kaldığı belirlenmiştir. Bu durum, çimentonun ağır metal iyonlarının çözünürlüğünü ve hareketliliğini azaltarak atığın çevresel açıdan daha güvenli bir forma dönüşmesini sağladığını göstermektedir.

Sonuç olarak, çimentolu bağlayıcı kullanımıyla gerçekleştirilen stabilizasyon işlemi, pasa atıklarının çevresel etkilerini azaltmakta etkili bir yöntem olarak öne çıkmaktadır. Elde edilen veriler, çimentolu macun dolgu uygulamasının hem ağır metal sızıntısını kontrol altına alma hem de inert atık kriterlerini sağlama açısından başarılı sonuçlar verdiğini ortaya koymaktadır.

Çizelge 4. ham pasa ve çimentolu karışımın liç sonuçlarının ADDDY'deki sınır değerler

Parametre	Birim	İnert Sınır Değer	Tehlikesiz Sınır Değer	Tehlikeli Sınır Değer ADDDY	Ham Pasa	28.gün 5.5 % Çimentolu Karışım
As (Arsenik)	mg/L	0,05	0,2	2,5	0,16	<0,01
Ba (Baryum)	mg/L	2	10	30	0,20	0,14
Cd (Kadmiyum)	mg/L	0,004	0,1	0,5	<0,003	<0,003
Toplam krom	mg/L	0,05	1	7	<0,01	<0,01
Cu (Bakır)	mg/L	0,2	5	10	<0,005	<0,005
Hg (Civa)	mg/L	0,001	0,02	0,2	<0,0007	<0,0007
Mo (Molibden)	mg/L	0,05	1	3	<0,01	<0,01
Ni (Nikel)	mg/L	0,04	1	4	<0,01	<0,01
Pb(Kurşun)	mg/L	0,05	1	5	<0,05	<0,05
Sb (Antimon)	mg/L	0,006	0,07	0,5	0,04	<0,001
Se(Selenyum)	mg/L	0,01	0,05	0,7	0,02	<0,010
Zn (Çinko)	mg/L	0,4	5	20	<0,05	<0,05

* Antimon, bölgedeki kayaç yapısında bulunan bir mineral olup prosese tabi tutulsa dahi kütlesel ve hacimsel olarak bir değişime uğramamaktadır. Bir nevi katalizör gibi davranmaktadır.

SONUÇLAR VE TARTIŞMA

Çimentolu Macun Dolgu (ÇMD) çalışmaları kapsamında pasa atık örneği üzerinde gerçekleştirilen asidik maden drenajı (AMD) testleri, 28 günlük kürlenme sürecini takiben uygulanmıştır. Elde edilen deneysel veriler ışığında, incelenen tüm örnekte asit üretme potansiyeli taşımadığı belirlenmiş; ayrıca, macun dolgu uygulamasının nötralizasyon kapasitesini artırarak asit oluşum riskini azalttığı tespit edilmiştir. Mineralojik analizlerin sonuçları değerlendirildiğinde, asit üretiminden sorumlu başlıca mineralin pirit olduğu, nötralizasyon özelliği taşıyan ana mineral gruplarının ise karbonat ve silikat yapısında bulunduğu ortaya konmuştur. Çimentolu macun dolgu karışımlarından alınan örneklerin mineralojik karakterizasyonu, nötralizasyon kapasitesine sahip minerallerin oranında artış, asit oluşturucu minerallerin ise göreceli oranında azalma eğilimini göstermiştir. Örnekte pH değerleri analiz edildiğinde, asidifikasyon yönünde herhangi bir eğilim gözlenmemiştir.

Liç sularında hesaplanan Ficklin metal değerleri, tüm örneklerde metal salınımının düşük seviyelerde kaldığını göstermiştir. Ayrıca, pH, elektriksel iletkenlik ve toplam çözünmüş katı madde (TDS) değerlerinde belirgin azalmalar kaydedilmiştir. Bu parametrelerde gözlemlenen düşüşler, ÇMD uygulamalarının asidik özellik taşımadığını ve kirletici yoğunluğunun minimal olduğunu göstermesi bakımından çevresel açıdan olumlu bir tablo ortaya koymaktadır. Elde edilen bulgular çerçevesinde, atıkların ÇMD karışımlarında kullanımı sonucunda asidik maden drenajının oluşumunun önleneceği, metal salınımının minimize edileceği ve böylece proje sahasındaki yeraltı suyu kaynakları üzerindeki olumsuz etkilerin sınırlandırılacağı sonucuna ulaşılmıştır.

Ham pasa örneklerinde bazı parametrelerin inert sınır değerlere yaklaştığı veya tehlikesiz atık kategorisine girdiği belirlenmiştir. Çimentolu karışım uygulaması sonrasında ise tüm parametrelerde belirgin bir düşüş gözlemlenmiş, birçok ağır metal konsantrasyonu analiz sınırlarının altına inmiştir. Bu bulgular, çimentolu stabilizasyon yönteminin pasa atıklarının kirletici potansiyelini azaltmada etkili bir çözüm olduğunu ortaya koymaktadır.

KAYNAKLAR

ASTM E1915-13.: Standard Test Methods for Analysis of Metal Bearing Ores and Related Materials for Carbon, Sulfur, and Acid-Base Characteristics. ASTM International, 3 s. (2013).

EPA-600/2-78-054.: Field and Laboratory Methods Applicable to Overburdens and Minesoils. U.S. Environmental Protection Agency, 204 s. (1978).

Ficklin, W.H., Plumlee, G.S., Smith, K.S. and McHugh, J.B.: Geochemical Classification of Mine Drainages and Natural Drainages in Mineralized Areas, Water-rock interaction: Seventh International Symposium on Water-Rock Interaction, July, Park City, Utah, 381–384 (1992).

Karaca, O., Cameselle, C., Reddy, K.R.: Acid Pond sediment and mine tailings contaminated with metals: physicochemical characterization and electrokinetic remediation. Environ. Earth Sci. 76 (12), 1–12 (2017).

Karaca, O., Cameselle, C., Reddy, K.R.: Mine tailing disposal sites: contamination problems, remedial options and phytocaps for sustainable remediation. Rev. Environ. Sci. Biotechnol. 17, 205 (2018).

Külekçi, G., & Aliyazıcıoğlu, Ş.: Comparison of backfill methods in underground mining. EJONS International Journal on Mathematics, Engineering and Natural Sciences. 5, 76–82 (2018)

Schafer, W.: Geochemical evaluation of cemented paste tailings in a flooded underground mine. Mining Meets Water – Conflicts and Solutions, Freiberg / Germany, 714–724 (2016).

Sharma, H.D., Reddy, K.R.: Geoenvironmental engineering: site remediation, waste containment, and emerging waste management technologies. Wiley, Hoboken (2004).

T.C. Çevre, Şehircilik ve İklim Değişikliği Bakanlığı.: Atıkların Düzenli Depolanmasına Dair Yönetmelik – Ek 2: Atık Kabul Kriterleri. Resmî Gazete, 26.03.2010, Sayı: 27533.

TS EN 15863.: Atık karakterizasyonu – Temel karakterizasyon için özütleme davranışı deneyi – Sabit koşullar altında özütleme maddesinin periyodik olarak yenilenmesi ile dinamik monolitik özütleme deneyi. EN 15863:2015, 62 s. (2015).

TS EN 12390-1.: Testing hardened concrete – Part 1: Shape, dimensions and other requirements for specimens and moulds. EN 12390-1:2021, 15 s. (2021).

TS ISO 11265.: Soil quality — Determination of the specific electrical conductivity. 1st ed., 4 s. (1994).

Verburg, R. B. M.: Use of Paste Technology for Tailings Disposal: Potential Environmental Benefits and Requirements for Geochemical Characterization. – p. 1–13, 8 fig.; Belo Horizonte (Proceedings, IMWA Symposium Belo Horizonte) (2001).

Yılmaz, E., Kesimal, A., Erçıkdı, B.: Pasa dolgu dayanımını ve stabilitesini etkileyen faktörler (Türkçe). Hacettepe Üniversitesi Yer Bilimleri Uygulama ve Araştırma Merkezi Bülteni, ss. 155–169 (2003).

NUMUNE ALMA PLANLARININ MADEN ATIĞI KARAKTERİZASYONUNDAKİ KRİTİK ROLÜ: TS EN 14899 / CEN/TR 16365:2012

THE CRITICAL ROLE OF SAMPLING PLANS IN MINE WASTE CHARACTERIZATION: TS EN 14899 / CEN/TR 16365: 2012

İ. Bettemir[1*], T. Aktaş[2] , O. Yüksel[3]

[1,2 ,3]*Gemar Çevre Ölçüm Ve Analiz Laboratuvarı, Çanakkale, Türkiye*
**Email: ilhan.bettemir@env.com.tr , Tugay.aktas@gemar-jma.com.tr , Okan.yuksel@gemar-jma.com.tr*

ÖZ

Dünya nüfusundaki artış ve sanayileşme, özellikle elektrikli araçlar ve yenilenebilir enerji teknolojilerindeki talep artışıyla birlikte bakır, lityum gibi kritik minerallere olan ihtiyacı yükseltmiştir. İnşaat ve imalat sektörlerindeki büyüme de bu talebi desteklemektedir. Ancak, maden atıkları ve kazalar sonucu oluşan çevresel sorunlar, madencilik faaliyetlerine karşı tepkileri de beraberinde getirmektedir.

Maden işletmelerindeki hatalı atık yönetimi, asit kaya drenajı gibi ciddi çevre ve sağlık sorunlarına yol açarak sürdürülebilir madenciliği tehdit etmektedir. Avrupa Komisyonu bu riskleri azaltmak amacıyla 2006/21/EC Direktifini yürürlüğe koymuş ve atık karakterizasyonu için standart geliştirme görevini CEN'e vermiştir. Avrupa Birliği'nin yasal düzenlemeleri doğrultusunda, maden atıklarının çevresel ve sağlık risklerini azaltmak, sürdürülebilir madenciliği teşvik etmek ve veri kalitesini artırmak amacıyla CEN tarafından yapılan çalışmalar sonucunda aralarında EN 14899:2005 standardının da Avrupa Normu olarak tanımlanan standartlar oluşturularak yürürlüğe konulmuştur. Türkiye'nin de kabul ettiği EN 14899:2005 standardı TSE tarafından standartlaştırılmış olup, maden atıklarından numune alma süreçlerini düzenleyerek, numune alma planının hazırlanması ve uygulanması için bir çerçeve sunmaktadır. Bu standart, numune alma personelinin yetkinliğini vurgulayarak doğru ve güvenilir veri elde edilmesini amaçlamaktadır. Deneyimli yer bilimcilerin TS EN 14899 çerçevesinde numune alma planlarının hazırlanmasında etkin rol alması, sürdürülebilir madencilik için kritik öneme sahiptir.

Anahtar Kelimeler: Maden atıkları, atık karakterizasyonu, numune alma planı, çevre

ABSTRACT

The growth in the world population and industrialization, especially driven by the increasing demand for electric vehicles and renewable energy technologies, has significantly raised the need for critical minerals such as copper and lithium. The expansion of the construction and manufacturing sectors further supports this demand. However, environmental issues caused by mining waste and accidents have also led to growing opposition to mining activities.

Improper waste management in mining operations, such as acid rock drainage, poses serious environmental and health risks, threatening the principles of sustainable mining. To mitigate these risks, the European Com-

mission enacted Directive 2006/21/EC and assigned the responsibility for developing waste characterization standards to CEN. In line with the legal regulations of the European Union, CEN has established several standards, defined as European Norms, including EN 14899:2005, to minimize the environmental and health risks of mining waste, promote sustainable mining, and improving data quality. The EN 14899:2005 standard, which has also been adopted by Türkiye and standardized by the Turkish Standards Institution (TSE), provides a framework for the development and implementation of sampling plans by regulating the sampling procedures for mining waste. This standard emphasizes the competence of the personnel involved in sampling to ensure the generation of accurate and reliable data. The active involvement of experienced geoscientists in the preparation of sampling plans in accordance with TS EN 14899 is of critical importance for achieving sustainable mining.

Keywords: Mining waste, waste characterization, sampling plan, environment

GİRİŞ

Neden Atık Karakterizasyonu

Maden işletmeleri, doğal kaynakların ekonomik olarak değerlendirilmesini sağlarken, çevresel sürdürülebilirlik ilkelerine uygun hareket etmekle yükümlüdür. Bu bağlamda, maden atıklarının çevresel etkilerinin minimize edilmesi ve yönetim stratejilerinin belirlenmesi, işletme faaliyetlerinin planlama aşamasında dikkate alınması gereken temel unsurlardan biridir. Özellikle maden sahasının işletmeye alınmasından önce hazırlanan atık karakterizasyonu ve buna dayalı numune alma planları, çevresel etki yönetiminin ve sürdürülebilir madencilik uygulamalarının vazgeçilmez bir parçasıdır.

Maden atıklarının doğru bir şekilde tanımlanması, yalnızca çevresel performansın iyileştirilmesi açısından değil, aynı zamanda yasal yükümlülüklere uyum, çevresel izin süreçlerinin desteklenmesi ve paydaşlarla şeffaf iletişimin sağlanması açısından da kritik öneme sahiptir. Özellikle sülfür içeren atıkların neden olabileceği Asit Kaya Drenajı (ARD) veya Asit/Nötr Kaya Drenajı (A/NRD) gibi olumsuz çevresel etkiler, toksik metal mobilizasyonu nedeniyle ciddi ekosistem zararlarına yol açabilmektedir. Bu tür etkilerin önlenebilmesi, ancak karakterizasyon sürecinde atıkların potansiyel liç davranışlarının doğru bir şekilde değerlendirilmesiyle mümkündür. Atık karakterizasyonu, atığın fiziksel ve jeokimyasal stabilitesini değerlendirerek, farklı senaryolarda malzemenin çevresel ortama karşı nasıl davranacağını öngörmeyi amaçlar. Bu kapsamda, kısa ve orta vadeli liç potansiyelinin belirlenmesi, atık depolama tesislerinin tasarımı ve yer seçimi ile drenaj toplama ve arıtma gerekliliklerinin tanımlanmasına katkı sağlar. Uzun vadeli liç davranışının değerlendirilmesi ise, işletme sonrası kapatma planlarının ve çevresel rehabilitasyon stratejilerinin geliştirilmesinde belirleyici bir rol oynar.

Maden çıkarma endüstrisi metalik madenler, kömür madenciliği, kaya ocakları, tuz ve mineral kaynakları ile karasal petrol ve doğalgaz üretimi gibi çok çeşitli faaliyetleri kapsar. Bu süreçlerde çıkarılan jeolojik materyaller, atmosferik koşullara maruz kalmaları sonucunda oksidasyon, hidratasyon ve çözünme gibi fizikokimyasal değişikliklere uğrayarak stabil yapılarını kaybedebilir. Bu durum, potansiyel kirletici unsurların çevreye salınım riskini artırır. Bu çerçevede, TS EN 14899 standardı ve ona eşlik eden CEN/TR 16365:2012 teknik raporu gibi uluslararası teknik dokümanlar, maden atıklarının karakterizasyonu için temel yöntemsel yaklaşımları tanımlar. Bu standartlar doğrultusunda hazırlanan temsil edici numune alma planları, atık karakterizasyon çalışmalarının kalitesini ve geçerliliğini doğrudan etkiler.

Sonuç olarak, maden atıklarının yönetiminde karakterizasyon çalışmalarının erken aşamada ve bilimsel temellere dayalı olarak gerçekleştirilmesi; çevresel risklerin azaltılması, yasal uyumun sağlanması, ekonomik sürdürülebilirliğin desteklenmesi ve toplumla güvene dayalı ilişkilerin kurulması açısından stratejik bir gerekliliktir.

Avrupa Birliği (AB) Mevzuatı

AB Mevzuatının madencilik faaliyetleri ile ilgili yaklaşımı, maden kaynaklarının araştırılması, çıkarılması, işlenmesi ve depolanmasından ve taş ocaklarından doğrudan kaynaklanan atıkların yönetimini kapsar ve madencilik endüstrilerinden kaynaklanan atıkların yönetimine ilişkin çevre, özellikle su, hava, toprak, fauna, flora ve doğal ortam ve yönetiminin bir sonucu olarak ortaya çıkan insan sağlığına yönelik riskler üzerindeki olumsuz etkileri önlemeyi veya mümkün olduğunca azaltmayı amaçlar. Avrupa Parlamentosu ve Konsey'in maden işletme endüstrilerinden kaynaklanan atıkların yönetimine ilişkin 2006/21/EC Direktifi çerçevesinde "atık karakterizasyonu için teknik gereksinimlerin tamamlanması" hakkındaki 30 Aralık 2009 tarih ve 2009/360/EC sayılı komisyon kararı alınmıştır. Bu karar istinaden Avrupa Standardizasyon Komitesi (CEN) tarafından CEN/TC 292 'Characterization of waste' Çalışma grubu kurulmuş ve atık karakterizasyonu, standartlaştırılmış örnekleme ve analiz yöntemleri geliştirmiştir

Standardizasyon çalışmaları Komisyon tarafından zorunlu kılınan beş standardın yayınlanması ile sonuçlanmış ve günümüzde "Atığın Karakterizasyonu" çabaları aşağıdaki standart belgelere bağlanmıştır:

- CEN/TS 16229: 2011 Characterization of waste - Sampling and analysis of weak acid dissociable cyanide discharged into tailings ponds
- TS EN 14899: 2009-04 Characterization of waste - Sampling of waste materials –

Framework for the preparation and application of a Sampling Plan. DECEMBER 2005

- PD CEN/TR 15310-1:2006 Characterization of waste — Sampling of waste materials — Part 1: Guidance on selection and application of criteria for sampling under various conditions NOVEMBER 2006
- PD CEN/TR 15310-2:2006 Characterization of waste — Sampling of waste materials — Part 2: Guidance on sampling Techniques. NOVEMBER 2006
- PD CEN/TR 15310-3:2006 Characterization of waste — Sampling of waste materials — Part 3: Guidance on procedures for sub-sampling in the field. NOVEMBER 2006
- PD CEN/TR 15310-4:2006 Characterization of waste — Sampling of waste materials — Part 4: Guidance on procedures for sample packaging, storage, preservation, transport and delivery. November 2006
- PD CEN/TR 15310-5:2006 Characterization of waste — Sampling of waste materials —

Part 5: Guidance on the process of defining the sampling plan. NOVEMBER 2006

- CEN/TR 16365:2012 Characterization of waste - Sampling of waste from extractive industries

Türkiye'de İlgili Mevzuat Çalışmaları

Türkiye'nin de kabul ettiği EN 14899:2005 standardı 09.04.2009 tarihinde TSE tarafından standartlaştırılmış ve TS EN 14899:2009: "Atıkların tanımlanması- Atık malzemeden numune alma- Bir numune alma planının hazırlanması ve uygulanması için çerçeve" olarak yayımlanarak yürürlüğe konulmuştur.

Çevre Şehircilik ve İklim Değişikliği Bakanlığı tarafından hazırlanan Maden Atıkları Yönetmeliği 15.07.2015 tarih ve 29417 numaralı RG de yayımlanarak yürürlüğe girmiştir. Yönetmeliğin 8. Maddesi 1. Fıkrası b bendinde "Ek-3'e göre maden atıklarının karakterizasyonunu yapmak/yaptırmak…" İşletmecinin Görev ve Yükümlülükleri arasında yer almaktadır. Yönetmeliği EK-3'ü Maden Atık Karakterizasyonu hakkındadır ve 4. Maddesinde "Maden atığının jeokimyasal özellikleri ve durumu ile ilgili olarak sülfür (S^{-2}) içeren atıklarda zamanla oluşabilecek asit maden drenajının ve metal liçinin belirlenmesi için statik testlerin ve bunun sonucuna göre gerekirse kinetik testlerin yapılması, gerekmektedir" ibaresi yer almaktadır.

Yapılan tüm çalışmaların Avrupa ve Dünyanın bir çok ülkesindeki uygulamaları ile karşılaştırılabilirliğini sağlamak amacı ile Türk Akreditasyon Kurumu da bu süreçle ilgili akreditasyon çalışmalarını kapsamını genişleterek, maden atıklarının karakterizasyonu ve numune alam planlarının oluşturulması gibi (TS EN 14899, CEN/TR 15310-2, CEN/TR 15310-5, CEN/TR 16365 TS EN 15875 TS EN 15875/AC, ASTM E1915, EPA-600/2-78-054, TS EN 15002, TS ISO 11465/Cor.1 vs.) bir çok uluslararası standartlarda akreditasyon sürecini başlatmıştır. Bu süreci yakından takip eden Çevre Şehircilik ve İklim Değişikliği Bakanlığı Çevre Referans Daire Başkanlığı da Yeterlik verme konusundaki çalışmalarını tamamlayarak aynı standartlarda yeterlik vermeye başlamıştır.

Çevre Şehircilik ve İklim Değişikliği Bakanlığı Atık Yönetim Planlarının hazırlanması ve Çevresel Etki Değerlendirmesi süreçlerinde, Yönetmeliğin 8. Maddesi 1. Fıkrası b bendinde "Ek-3'e göre maden atıklarının karakterizasyonunu yapmak/yaptırmak…" İşletmecinin Görev ve Yükümlülükleri arasında yer almaktadır ibaresi ile ilgili bölümü henüz tüm taşara teşkilatına yayamamış olmakla beraber, DSİ Atık karakterizasyonu konusunda etkin bir takip sürecini işletmektedir.

Maden Atıklarının Karakterizasyonu Sürecinde Numune Alma Planı

Maden işletmeleri, doğal kaynakları ekonomiye kazandırırken çevresel sürdürülebilirliği sağlamakla yükümlüdür. Bu süreçte, maden atıklarının doğru yönetimi, işletmenin uzun vadeli başarısı ve çevresel etkilerinin minimize edilmesi açısından kritik bir rol oynar. Avrupa standardı EN 14899:2005 ve kılavuz doküman CEN/TR 16365:2012 çerçevesinde belirlenen numune alma planları, maden atıklarının karakterizasyonunu sağlamak için temel bir bileşendir. Ancak bu planların maden sahası işletmeye alınmadan önce hazırlanması hem işletme sürekliliği hem de çevre koruması açısından büyük bir önem taşımaktadır. Bu plan, maden sahasında oluşabilecek atık türlerini belirleyerek, atıkların kimyasal, fiziksel ve jeoteknik özelliklerini değerlendirmeye yardımcı olur. Böylece, maden atıklarının yönetimi ve bertarafı konusunda proaktif önlemler alınabilir. Maden atıklarının içeriğindeki potansiyel kirletici unsurların erken tespiti, çevresel etkilerin azaltılmasına ve ilerleyen süreçlerde oluşabilecek hukuki ve teknik risklerin önüne geçilmesine katkı sağlar. Maden atıklarının uygun şekilde yönetilmesi, bertaraf tesislerinin uzun vadeli istikrarını sağlamanın yanı sıra, asidik veya alkali drenaj ile ağır metallerin sızmasını önleyerek su ve toprak kirliliğini en aza indirir. Ayrıca, hava kirliliği de göz önünde bulundurulmalıdır; toz ve partikül maddeler, madencilik faaliyetleri sırasında atmosfere salınarak çevreye zarar verebilir. Etkili bir numune alma planı, bu çevresel risklerin önceden belirlenmesine yardımcı olur ve önleyici tedbirlerin uygulanmasını sağlar.

Sonuç olarak, EN 14899:2005 ve CEN/TR 16365:2012 standartlarına uygun şekilde hazırlanan numune alma planlarının, maden işletmeleri açılmadan önce uygulanması, çevresel risklerin azaltılması, işletme sürekliliğinin sağlanması ve doğal kaynakların sürdürülebilir bir şekilde yönetilmesi için vazgeçilmezdir. Bu yaklaşım, yalnızca mevcut düzenlemelere uyum sağlamakla kalmaz, aynı zamanda madencilik sektörünün çevresel sorumluluklarını yerine getirmesine de olanak tanır. Maden faaliyetlerinin doğaya olası olumsuz etkilerini en aza indirmek, gelecek nesillere daha sağlıklı bir çevre bırakmak için kritik bir adımdır.

Neden Numune Alma Planı (NAP)

Numune Alma işlemi tüm popülasyonu temsil eden örneklerin seçiminde açısından son derece önemli ve vazgeçilmez bir olgudur. Yanlış bir numune veya yanlış numune alım yöntemi, geri dönüşü olmayan durumlara neden olabilir ve hatta tüm Projenin yok olmasına neden olabilir.

Madencilik faaliyetleri sonucu oluşan atıklardan numune alınması ilk olarak CEN'in numune alma teknikleri ve prosedürleri ile ilgili olan 15310 serisi belgelerinde (CEN/TR 15310-1, 3, 4 ve 5) ayrıntılı olarak açıklanmış olup, bu belgeler EN standardının uygulanması için temel bilgi ve talimatları sağlamaktadır. Madencilik faaliyetleri sonucu oluşan atıkların karakterizasyonunu genel olarak atık karakterizasyonundan farklı kılan önemli bir özellik, numune alma ve karakterizasyonun ideal olarak atık üretilmeden önce, yani araştırma

sondajından elde edilen sondaj karotlarına (veya sondaj çamuruna) dayalı olarak gerçekleşmesidir. Bu, maden çıkarma endüstrilerinin atık üretim yaşam döngüsünün, araştırmadan işletmeye, kapanışa ve bakım sonrasına kadar keşfin erken aşamasıyla başladığı anlamına gelir.

AB standardizasyonunun hazırlanması aşamalarında "Madencilik faaliyetleri sonucu oluşan atıklardan numune alınmasına" özel bir önem verilmiş ve çaba sarfedilmiştir. Bunun nedeni, maden çıkarma endüstrisinden kaynaklanan atığın, diğer numune alma hedeflerinin atık türlerinden ve numune alma senaryolarından önemli ölçüde farklı olmasıdır. Madencilik faaliyetleri sonucu oluşan atıkların karakterizasyonu için temsili numune alımını Araştırma, İşletme ve Kapatma olmak üzere üç farklı süreçte yürütülmelidir.

EN 14899 Atıkların karakterizasyonu- Atık malzemelerden numune alınması- Bir numune alma planının hazırlanması ve uygulanması için çerçeve, CEN/TR 16365:2012 (Atığın karakterizasyonu- Maden çıkarma endüstrilerinden kaynaklanan atıklardan numune alınması) ve CEN/TR 16376:2012 (Atığın karakterizasyonu- Maden çıkarma endüstrilerinden kaynaklanan atıkların karakterizasyonu için genel kılavuz belge) numune alım süreçlerini sağlam bir şekilde tanımlanmıştır.

Bir NAP'da yer alan belirli ayrıntılar, genel test programının hedeflerine göre farklılık gösterecektir. Bir NAP tanımlama sürecinde, numune alma programının özel hedefleri, numune alan kişiye pratik talimatlara dönüştürülür. Bu nedenle NAP, belirli bir numune alma çalışmasıyla ilgili tüm bilgileri detaylandırır ve numune alma görevlisine numune almanın nasıl gerçekleştirileceği konusunda talimat verir. Temel olarak, NAP, incelenen durum ve malzeme türü için test programının hedeflerine nasıl ulaşılabileceğini belirtir. NAP, test programının amacını karşılamak için gerekli olan laboratuvar numunesinin toplanma yöntemini açıklayan ayrıntılı bir taslaktır. Sonuç olarak, NAP, numune alma işlemini yapan kişiye numune almanın nasıl yapılması gerektiğine dair ayrıntılı talimatlar sağlar. NAP'ın geliştirilmesi, herhangi bir atık test programının hedeflerinin tutarlı bir şekilde karşılanmasını sağlamaya yardımcı olur ve uygun maliyetli ve uygun numune alma için çok önemlidir. Bu nedenle de numune alma çalışmasının amacı numune alan kişi tarafından açıkça anlaşılmalıdır. NAP, üretilen verileri doğrulamak için kullanılabilecek izlenebilirlik sağlar. Bu, özellikle zaman içinde yeni veri kümelerinin oluşturulacağı durumlarda önderlik sağlar ve önemlidir.

NAP Temel Unsurları

CEN/TR 16365:2012 Numune Alma Planını dört aşamada tanımlar

Temel Bileşenler

- o İlgili tarafları belirle (2.1)
- o Genel hedefleri belirle (2.2)
- o Arka plan bilgisini topla (2.3)
- o Detaylı hedefleri belirle (2.4)
- o Genel test seviyelerini belirle (2.5)
- o Bileşenleri belirle (2.6)
- o Sağlık ve güvenlik önlemlerini belirle (2.7)
- o Numune alma yaklaşımını seç (2.8)
- o Numune alma tekniklerini belirle (2.9)
- **Numune Alma İşlemleri**
- o Alt numune alma (3.1)
- o Numunenin hazırlanması ve saklanması (3.2)

- o Numuneyi taşıma (3.3)
- **Kayıtların Oluşturulması**
- o Numune planını belgeleyip numune alıcı için talimatları hazırla (4.1)
- o Saha kayıt formu hazırla (4.2)
- **Analiz / Sonuçlar /Tamamlayıcı Numune Alımı**
- o Numune kayıtlarını tamamla ve değişiklikleri belgeyle (5.1)
- **Yorumlama**

İlgili Tarafların Tanımlanması? (EN 14899:2005, 4.2.1)

- Proje Koordinatörü: Projeye Hakim bir kişi (tercihen Yerbilimci)
- Proje Sorumlusu: Program yürütücüsü Laboratuvar Sorumlusu
- İşletme Temsilcisi ½: Yer Bilimci / Çevre Mühendisi
- Numune Alma Personeli: Tecrübeli Yerbilimci (Test ve Analiz sürecini yürüten Lab.)
- Analiz Personeli: Laboratuvar Temsilcisi / Müdürü
- Resmi Temsilci: Bakanlık / İl Müdürlüğü temsilcisi

Genel Amaçları Belirle

Numune alma planının ilk adımı olan genel amaçların tanımlanması, sürecin kapsamını ve yönünü belirlemek açısından kritik öneme sahiptir. Bu aşamada, örnekleme ve analiz çalışmalarından elde edilmesi hedeflenen bilgi türü ve bu bilgilerin sahip olması gereken kalite düzeyi net bir şekilde ortaya konmalıdır. Tanımlanan amaçlar; karakterizasyonun temel hedefini (örneğin çevresel etki değerlendirmesi, atık stabilitesinin belirlenmesi, geri kazanım potansiyeli analizi) yansıtmalı ve bu doğrultuda hem numune alma süreci hem de laboratuvar analizlerinin metodolojisi yapılandırılmalıdır. Amaçların açık ve kapsamlı biçimde belirlenmesi, sonraki tüm aşamaların (örnekleme yerlerinin seçimi, analiz türleri, veri yorumlama vb.) tutarlılık ve bilimsel geçerlilik çerçevesinde yürütülmesini sağlar.

Arka Plan Bilgileri Topla

Etkili ve güvenilir bir Numune Alma Planı oluşturmak için sağlam bir bilgi altyapısı gereklidir. Bu altyapı, örnekleme yöntemlerinin bilimsel temellere dayandırılmasını ve sahaya özgü koşullara uygun, açık ve net talimatların geliştirilmesini mümkün kılar. Özellikle maden atıklarının karakterizasyonunda, doğru örnekleme stratejilerinin belirlenmesi; çevresel etkilerin doğru tahmini ve sürdürülebilir atık yönetim politikalarının oluşturulması açısından kritik öneme sahiptir.

Numune alma planının hazırlanmasında dikkate alınması gereken temel arka plan bilgileri üç ana başlıkta toplanabilir:

Mevcut Veriler:

- o Daha önce yapılmış jeokimyasal, jeofiziksel, sondaj ve maden cevheri modelleme çalışmaları
- o Laboratuvar analiz sonuçları ve geçmiş atık karakterizasyon raporları
- o Çevresel izleme verileri (su, hava, toprak vb.)

2. **Saha Gözlemleri ve Araştırmaları:**

o Arazide yapılan ön inceleme ve haritalama çalışmaları

o Numune alınacak bölgelerin fiziksel özellikleri

o Erişim koşulları ve güvenlik değerlendirmeleri

3. **Benzer Jeolojik Ortamlar ve Karşılaştırmalı Çalışmalar:**

o Aynı mineralojik yapıya sahip diğer maden sahalarındaki karakterizasyon sonuçları

o Bölgesel ve uluslararası literatürde yer alan benzer projeler

o Referans veri tabanları ve standart uygulama örnekleri

Özellikle dikkate alınması gereken saha bilgileri şunlardır:

• **Topografya:** Sahanın eğim, yükseklik, akış yönü ve drenaj özellikleri, numune alma noktalarının seçimini ve ulaşılabilirliğini doğrudan etkiler.

• **Erişim imkanları:** Araçla ulaşılabilirlik, güvenli yaya geçişi ve mevsimsel erişim koşulları gibi unsurlar göz önünde bulundurulmalıdır.

• **Jeoloji:** Sahadaki litolojik birimler, kayaç türleri, fay-zonları ve stratigrafik yapıların detaylı şekilde bilinmesi gereklidir.

• **Mineralojik Özellikler:** Cevherin ve gang minerallerin türü, dağılımı ve sülfür içerikleri gibi faktörler, potansiyel asit üretimi ve metal mobilizasyonunu belirlemede temel rol oynar.

• **Sondaj Noktaları ve Verileri:** Mevcut sondaj lokasyonları, derinlik bilgileri ve karot örneklerine ilişkin veriler, numune alma stratejisinin planlanmasında esas teşkil eder.

Detaylı Amaçları Belirle (CEN/TR 16365:2012)

Bir test programı ve numune alma planı oluşturulurken, tanımlanan teknik hedefler büyük önem taşır. Bu hedefler; numunelerin alınacağı konumları, alınacak numune sayısını, hacmini veya kütlesini, uygulanacak testlerin asgari gerekliliklerini ve numunelerin laboratuvara taşınması sırasında fiziksel ve kimyasal bütünlüklerinin korunmasına yönelik alınması gereken önlemleri doğrudan etkiler. Çoğu durumda, aynı numuneler birden fazla test amacıyla kullanılabilir. Bu nedenle, numunelerin uygun koşullarda muhafaza edilmesi ve taşınması, farklı analiz türleri için yeniden kullanılabilirliğini güvence altına almak açısından kritik öneme sahiptir. Numune bütünlüğünü koruyacak şekilde planlanan saklama ve taşıma prosedürleri, analizlerin doğruluğunu ve güvenilirliğini artırır.

Genel Test Seviyelerini Belirle (CEN/TR 16365:2012) Nereden Numune Almalıyım?

Numune alma planı hazırlanırken, maden faaliyetlerinin tüm yaşam döngüsünü kapsayacak şekilde genel test seviyeleri belirlenmelidir. Bu seviyeler, numunelerin hangi süreç aşamalarında ve hangi kaynaklardan alınacağını tanımlar. Numune alma stratejisi, aşağıdaki üç ana evreye göre yapılandırılmalıdır:

1. **Araştırma Aşaması:** Maden sahasının tasarımı ve çevresel izin süreçlerini destekleyecek ilk değerlendirmeleri kapsar. Bu aşamada, potansiyel atık türleri ve bunların çevresel etkileri hakkında öngörülerde bulunmak amacıyla temsili numuneler alınmalıdır.

2. **İşletme Aşaması:** Cevherin çıkarılması, işlenmesi, atığın taşınması ve depolanması süreçlerini içerir. Bu evrede, üretim sürecinde oluşan gerçek atıkların karakterizasyonu yapılmalı, özellikle geçici depolama alanları ve atık yönetim birimlerinden düzenli olarak numune alınmalıdır.

3. **Kapatma Aşaması:** Faaliyeti sona eren maden sahalarında mevcut atık birikintilerinin çevresel davranışını değerlendirmeye yönelik çalışmaları kapsar. Bu süreçteki numuneler, uzun vadeli stabilite, drenaj potansiyeli ve çevresel riskleri belirlemek için kullanılır.

Her test seviyesi, farklı jeokimyasal ve fiziksel koşulları temsil ettiğinden, örnekleme yerlerinin seçimi stratejik olarak planlanmalı ve her aşamanın çevresel etkilerini değerlendirmeye yönelik olmalıdır.

Bileşenleri Belirle (CEN/TR 16365:2012)

Etkili bir numune alma planı, yalnızca örnekleme yöntemlerini değil, aynı zamanda analiz edilecek **özellikleri** ve **bileşenleri** de açık bir şekilde tanımlamalıdır. Bu bileşenlerin belirlenmesi hem karakterizasyon kapsamını hem de çevresel risk değerlendirmesinin doğruluğunu doğrudan etkiler. Numune alma planında aşağıdaki unsurlar ayrıntılı olarak tanımlanmalıdır:

Fiziksel Özellikler:

- Renk, tane boyutu dağılımı, yoğunluk, gözeneklilik
- Hidrolik iletkenlik gibi geçirgenlik parametreleri
- Malzemenin fiziksel stabilitesine ilişkin gözlemler

Jeolojik ve Mineralojik Özellikler:

- **Jeolojik yapı:** Litoloji, tabakalanma, çatlak ve fay zonları
- **Cevher ve atık türü:** Sülfürlü, silikatlı, karbonatlı vb.
- **Mineralojik analizler:** Başlıca minerallerin tanımlanması, doku özellikleri (örneğin alterasyon, ayrışma derecesi)

Jeokimyasal Bileşenler:

- Toplam ve çözünür metal(loid) içerikleri
- Kükürt bileşenleri (toplam kükürt, sülfat, sülfür, organik S)
- pH, iletkenlik, alkalinite gibi temel su-kimya parametreleri
- Statik testler (örneğin NAG – Net Asit Üretim Potansiyeli, ABA – Asit Baz Dengesi)

Kinetik Testler:

- Uzun vadeli drenaj davranışını belirlemek amacıyla yapılan sütun testleri, Humidity Cell Test gibi deneyler

Liç Testleri:

- Metal mobilizasyon potansiyelini belirlemeye yönelik tekli ve sıralı ekstraksiyon testleri
- Potansiyel su kirliliğini öngörmek amacıyla kullanılan sızdırma testleri

Saha ve Coğrafi Faktörler:

- Maden işletmesinin coğrafik konumu ve iklim koşulları
- Yağış, sıcaklık, buharlaşma ve su dengesi parametreleri
- Su yollarına yakınlık ve potansiyel alıcı ortamlar

Bu bileşenlerin tümü, sahaya özel olarak değerlendirilerek numune alma stratejisi içinde sistematik şekilde ele alınmalıdır. Bu yaklaşım, atığın çevresel davranışının öngörülebilirliğini artıracak ve izleme, yönetim ve kapatma planlarının bilimsel temellere dayanmasını sağlayacaktır.

Sağlık ve Güvenlik Önlemlerini Belirle (CEN/TR 16365:2012)

Numune Alma Planı, numune alan tarafından uyulması gereken tüm güvenlik önlemlerini tanımlamalıdır. Koruyucu giysi ve ekipmanın sağlanmasını ve kullanılmasını ve saha çalışmalarında yer alabilecek personel sayısını, standart prosedürleri ayrıca yerel acil durum hizmetlerine ve iletişim yöntemlerine ilişkin bilgiler.

Numune Alma Yaklaşımı (CEN/TR 16365:2012)

Numune Alma Planı, numunelerin hangi yöntemle alınacağını belirleyen uygun **istatistiksel yaklaşımı** içermelidir. Bu yaklaşım, örnekleme yapılacak materyalin yapısal ve kimyasal **değişkenliğini** (heterojenlik) dikkate almalı ve toplanan verilerin güvenilirliğini maksimize edecek şekilde planlanmalıdır.

Numune alma yaklaşımı, genellikle iki ana kategoriye ayrılır:

- **Olasılıklı (Rastgele) Örnekleme:** Bu yöntemde, tüm örnekleme birimlerinin eşit seçilme olasılığı vardır. Temsiliyetin yüksek olduğu ve sonuçların istatistiksel olarak genellenebilir olması istenen durumlarda tercih edilir. Büyük hacimli atık sahalarında veya birden fazla alt-popülasyonun karşılaştırılacağı çalışmalarda uygundur.

- **Yargısal (Amaçlı) Örnekleme:** Bu yöntemde, örnekleme noktaları önceden belirlenmiş kriterlere göre saha uzmanları tarafından seçilir. Özellikle homojen olmayan ortamlarda, belirli mineralojik, jeolojik veya görsel özellikleri temsil eden noktaların seçilmesi hedeflenir.

Örnek: Karot numunelerinde belirli litolojik birimlerden örnek alınması için yargısal örnekleme yöntemi sıklıkla kullanılır.

Numune alma planı, sahadaki farklı **alt-popülasyonları** (örneğin; farklı litolojik birimler, farklı atık tipleri, oksitlenmiş/oksitlenmemiş zonlar vb.) tanımlamalı ve her bir alt birim için uygun örnekleme yöntemini belirlemelidir. Bu yaklaşım, atık materyalin temsil edici şekilde karakterize edilmesini sağlar ve analiz sonuçlarının geçerliliğini artırır.

Numune Alma Tekniklerini Belirleme (CEN/TR 16365:2012)

Numune alma tekniklerinin belirlenmesi, numune alma planının temel bileşenlerinden biridir ve doğrudan testin amacı, jeolojik birimlerin ya da atık materyalin özellikleri, analiz edilecek parametreler ve seçilen örnekleme yaklaşımı ile ilişkilidir. Numune alma amacı; karakterizasyon, çevresel risk değerlendirmesi, liç potansiyeli analizi ya da izleme olabilir ve bu amaçlar, örnekleme derinliği, sıklığı ve yöntemi üzerinde belirleyici rol oynar. Jeolojik yapılar ve atıkların fiziksel özellikleri (tane boyutu, gözeneklilik, mineralojik yapı vb.), kullanılacak tekniğin niteliğini etkilerken, analiz edilecek parametrelerin (örneğin kimyasal, mineralojik, fiziksel) türü de uygun numune alma biçiminin seçilmesini gerektirir. Ayrıca, örnekleme yaklaşımı (olasılıklı ya da yargısal) numune alınacak lokasyonların seçiminde önemli bir rol oynar. Bu çerçevede; karot örnekleme, yüzey kazısı, bileşik örnekleme, noktasal örnekleme ve sütun testleri gibi teknikler, sahadaki koşullara ve analiz hedeflerine göre seçilerek uygulanmalıdır.

SONUÇ

Maden atıklarının çevresel etkilerinin etkin, izlenebilir ve sürdürülebilir bir biçimde yönetilebilmesi, atık karakterizasyon süreçlerinin bilimsel temellere dayalı, sistematik ve uluslararası standartlara uygun olarak yürütülmesini zorunlu kılmaktadır. Bu kapsamda, Avrupa Komisyonu'nun 2006/21/EC sayılı Direktifi doğrultusunda geliştirilen EN 14899:2005 standardı ile bu standarda dayalı rehber niteliğindeki CEN/TR 16365:2012 teknik raporu, numune alma planlarının hazırlanması ve uygulanmasına ilişkin temel esasları belirlemekte ve karakterizasyon sürecinde veri kalitesi ile numune temsiliyetini güvence altına almaktadır. Türkiye, bu standartları TS EN 14899:2009 olarak ulusal düzeyde kabul etmiştir.

Numune alma faaliyetleri, incelenen atık popülasyonunu istatistiksel olarak temsil eden güvenilir örneklerin elde edilmesini amaçlar. Bu amaç doğrultusunda yürütülen hatasız bir örnekleme süreci, çevresel performans değerlendirmelerinin doğruluğunu artırırken; hatalı, yetersiz veya uygun olmayan yöntemlerle gerçekleştirilen örnekleme, karar alma süreçlerini sekteye uğratarak hem çevresel hem de yasal riskleri büyütebilir. Madencilik faaliyetlerinde, atık karakterizasyonuna yönelik numune alma işlemi ideal olarak atık üretimi öncesinde, örneğin sondaj karotları, sondaj çamuru veya geçici stok sahalarındaki malzemeler üzerinden gerçekleştirilmelidir. Bu yaklaşım, maden sahasının keşif aşamasından itibaren çevresel risklerin öngörülmesini ve tüm işletme sürecinin kontrol altında tutulmasını mümkün kılar.

Numune alma planları, maden sahası işletmeye alınmadan önce detaylı bir şekilde hazırlanmalı ve sahada üretilecek atık türlerinin fiziksel, kimyasal ve jeoteknik özelliklerini değerlendirmeye olanak sağlayacak şekilde yapılandırılmalıdır. Bu kapsamlı planlama süreci, çevresel etkilerin azaltılmasına, potansiyel teknik ve hukuki yükümlülüklerin önceden tespit edilmesine ve uygun önleyici stratejilerin geliştirilmesine katkı sunar.

Planlama aşamasında, ilgili tüm paydaşların—proje koordinatörü, saha sorumlusu, işletme temsilcisi, numune alma teknik personeli, analiz laboratuvarı personeli ve resmi yetkililer—rol ve sorumluluklarının açık bir biçimde tanımlanması büyük önem taşır. Ayrıca, saha güvenliği protokollerinin uygulanması, uygun örnekleme yöntemlerinin seçilmesi ve analiz aşamasına kadar numune bütünlüğünün korunması, süreç güvenilirliğini artıran temel unsurlardır. Özellikle asit kaya drenajı (ARD) ve metal liç potansiyeli gibi çevresel açıdan kritik konuların değerlendirilmesinde, atıkların fiziksel, kimyasal ve jeokimyasal özelliklerinin çok boyutlu analizlerle ortaya konması gerekmektedir.

Sonuç olarak, uluslararası standartlara uygun olarak hazırlanan, disiplinler arası yaklaşımla yürütülen ve deneyimli jeobilim uzmanlarının katkısıyla uygulanan numune alma planları, madencilik sektöründe çevresel risklerin etkin şekilde yönetilmesinde ve yüksek kaliteli veri üretiminde temel araç konumundadır. Bu yaklaşım, aynı zamanda madencilik faaliyetlerinin çevresel sürdürülebilirliğini sağlamada vazgeçilmez bir stratejik adımdır.

KAYNAKLAR

American Society for Testing and Materials. ASTM E1915: Standard test method.

European Commission. (2009). Commission Decision of 30 December 2009 on technical requirements for waste characterization (2009/360/EC).

European Committee for Standardization. (2006). CEN/TR 15310-1: Characterization of waste — Sampling of waste materials — Part 1: Guidance on selection and application of criteria for sampling under various conditions.

European Committee for Standardization. (2006). CEN/TR 15310-2: Characterization of waste — Sampling of waste materials — Part 2: Guidance on sampling techniques.

European Committee for Standardization. (2006). CEN/TR 15310-3: Characterization of waste — Sampling of waste materials — Part 3: Guidance on procedures for sub-sampling in the field.

European Committee for Standardization. (2006). CEN/TR 15310-4: Characterization of waste — Sampling of waste materials — Part 4: Guidance on procedures for sample packaging, storage, preservation, transport and delivery.

European Committee for Standardization. (2006). CEN/TR 15310-5: Characterization of waste — Sampling of waste materials — Part 5: Guidance on the process of defining the sampling plan.

European Committee for Standardization. (2011). CEN/TS 16229: Characterization of waste- Sampling and analysis of weak acid dissociable cyanide discharged into tailings ponds.

European Committee for Standardization. (2011). EN 14899: Characterization of waste- Sampling of waste materials – Framework for the preparation and application of a sampling plan.

European Committee for Standardization. (2011). EN 15875: Characterization of waste- Static test for determination of acid potential and neutralisation potential of sulfidic waste.

European Committee for Standardization. (2012). CEN/TR 16363: Characterization of waste- Kinetic testing for assessing acid generation potential of sulfidic waste from extractive industries.

European Committee for Standardization. (2012). CEN/TR 16365: Characterization of waste- Sampling of waste from extractive industries.

European Committee for Standardization. (2012). CEN/TR 16376: Characterization of waste- Overall guidance document for characterization of waste from extractive industries.

Türk Standardları Enstitüsü. (2009). TS EN 14899: Atıkların tanımlanması- Atık malzemeden numune alma- Bir numune alma planının hazırlanması ve uygulanması için çerçeve.

Türk Standardları Enstitüsü TS EN 15002.

Türk Standardları Enstitüsü TS EN 15875/AC: EN 15875 standardına ilişkin değişiklik.

U.S. Environmental Protection Agency EPA-600/2-78-054: Title of the document.

European Parliament and Council. (2006). Directive 2006/21/EC on the management of waste from extractive industries.

KÖMÜR MADEN SAHALARININ PASA ALANLARINDA ASİT MADEN DRENAJI KARAKTERİZASYONU: KİNETİK TEST NEM HÜCRESİ METODU

ACID MINING DRAINAGE CHARACTERISTICS IN WASTE AREAS OF COAL MINING AREAS: KINETIC TEST MOISTURE CELL METHOD

T. Aktaş[1], İ. Bettemir[2], H. Özden[3], O. Yüksel[4]*

[1]Gemar Çevre Ölçüm ve Analiz Laboratuvarı, Çanakkale, Türkiye
*(*Sorumlu Yazar e-mail: tugay.aktas@gemar-jma.com.tr)*
[2]ENV Enerji, Çevre Yönetimi ve Teknolojileri, Çanakkale, Türkiye
[3,4] Gemar Çevre Ölçüm ve Analiz Laboratuvarı, Çanakkale, Türkiye

ÖZ

Madencilik faaliyetlerinin ekonomik girdilerinin değerlendirilmesinin yanı sıra bu faaliyetler sonucu oluşabilecek çevresel kaygıların da irdelenmesi önemlidir. Madenciliğe özgün en önemli çevre sorunları maden atıklarının karakterizasyonunun yapılmaması ve yıllar içinde bu atıkların çevreye verebileceği kirliliklerin belirlenememesidir. Özellikle sülfür minerali bakımından zengin olan kömür madenlerinin açılması, işletilmesi ve kapatılması çalışmaları esnasında atmosferik süreçlere maruz kalan bu minerallerin reaksiyonlarından kaynaklanan asit maden drenajı oluşumu doğal hayatı tehdit etmektedir. Kömür madenleri pasalarının karakterizasyonu için ilk olarak minerallerin tanımlanması X-ışını kırınım cihazı kullanılarak gerçekleştirilmiştir. Bu analizler sonucu silikat içerikli minerallerin ağırlıklı bulunduğu tespit edilmiştir. Daha sonrasında gerçekleştirilen sülfür testleri sonucunda numune % 2,33, nötralizasyon potansiyeli oranının ise 1,47 olduğu tespit edilmiştir. Pasa depo alanının doğal koşullarını temsili açısından en güvenilir test, kinetik test metodudur. Bu kapsamda ASTM D5744-18 standardına göre hazırlanan nem hücrelerinde saha koşulları simüle edilerek, oluşan sızıntı sularının fiziksel ve kimyasal analizleri geçekleştirilmiştir. Analizleri gerçekleştirilen sızıntı suları sonuçlarına göre pasa örneklerinin uzun vadede asit üretemeyeceği, sızıntı sularının pH sonuçlarının nötr sınırlar içinde (6.61–7.70) ve düşük metal salımına sahip olduğu tespit edilmiştir.

Anahtar Kelimeler: Asit maden drenajı, kinetik test, pasa, çevresel etki, atık karakterizasyonu

ABSTRACT

In addition to evaluating the economic inputs of mining activities, it is also important to examine the environmental concerns that may arise from these activities. The most significant environmental problems specific to mining are the lack of characterization of mining wastes and the inability to determine the potential environmental pollution these wastes may cause over time. Acid mine drainage, resulting from the reactions of these minerals exposed to atmospheric processes during the opening, operation, and closure of coal mines rich in sulfur minerals, poses a threat to wildlife. For the characterization of coal mine wastes, the initial mineral identification was performed using X-ray diffraction equipment. These analyses determined that silicate-containing minerals predominated. Subsequent sulfur tests revealed a sample content of 2.33% and a neutralization potential of 1.47. The kinetic test method is the most reliable test for representing the natural conditions of the

waste storage area. In this context, field conditions were simulated in humidity cells prepared according to the ASTM D5744-18 standard, and physical and chemical analyses of the resulting leachates were conducted. The results of the analyzed leachates indicated that the waste samples would not produce acid in the long term, that the leachates had neutral pH values (6.61–7.70), and that they had low metal release.

Keywords: Acid mine drainage, kinetic test, waste, environmental impact, waste characterization

GİRİŞ

Asit Maden Drenajı (AMD)

Madencilik faaliyetlerinin ekonomik girdilerinin (tenör, fiyat, maden ömrü vb.) değerlendirilmesinin yanı sıra bu faaliyetler sonucu oluşabilecek çevresel kaygıların da irdelenmesi çevresel açıdan oldukça önemlidir. Maden tesislerinin işletilmesinde gerek yasal düzenlemeler gerek gelecek nesillere negatif çevresel etkilerin oluşmasını önlemek amacı ile madencilik faaliyetleri ile çevresel etkileri entegre şekilde uygulanmalıdır. Bunun için işletmelerin uygun çevre politikaları oluşturmaları gerekmektedir. Madencilik faaliyetleri sonucu oluşan atıklar rehabilite edilmedikçe uzun sürelere sahada kalmaktadır. Uygun yöntem uygulamaları olmadığında atıkların yanı sıra açıkta kalan maden alanları ve terk edilmiş ve/veya aktif yeraltı maden tünelleri ve kuyuları, su ile reaksiyona girerek bazik, nötral veya daha sık asidik sızıntı suları oluşturmaktadır ((Park ve ark. 2012), 2019). İkinci etki ise oluşan asidik suların yol açtığı metal salınımlarıdır. Tüm bu oluşumların sebebi asit maden drenajıdır.

Asit Maden Drenajı ortam pH' ını ve farklı kimyasal türlerin çözünmüş konsantrasyonunu değiştirerek alıcı ortamı büyük ölçüde etkiler (Masindi ve diğerleri, 2017). AMD' nin içerdiği mineraller ayrıca akarsular ve nehirler gibi alıcı su kütlelerinin dibinde çökelebilir ve bentik organizmaları etkileyebilir (Hogsden ve Harding, 2012). AMD' de arsenik (As), krom (Cr), demir (Fe), alüminyum (Al), bakır (Cu), çinko (Zn), kurşun (Pb), molibden (Mo) ve nikel (Ni) gibi tehlikeli ve toksik kimyasal türlerin varlığı öncelikli endişe kaynağıdır, (Masindi ve Tekere, 2020). Bu kirleticiler maruz kalma durumunda ekotoksikolojik, kanserojen, mutajenik ve teratojenik etkilere neden olabilir (Talukdar ve diğerleri, 2017). AMD, su ekosistemlerini olumsuz etkilemenin yanı sıra, insan tüketimine veya sulamaya yönelik doğal su kütlelerinin kalitesini de etkiler (Zhu ve diğerleri, 2020).

Bu nedenle asit oluşumunu önlemek veya etkili bir şekilde iyileştirmek insan sağlığını ve çevreyi koruyabilir. asidin iyileştirmesi tipik olarak aktif (sık sık kimyasal, enerji ve ekipman girişiyle yönlendirilen) veya pasif (oksidasyon veya indirgenmeye dayalı) teknolojilere dayanır. Bununla birlikte, bu teknolojilerin kirletici maddelerin giderilmesinde değişken etkinlikleri vardır ve aynı zamanda uygun şekilde yönetilmediği takdirde ikincil kirliliğe neden olabilecek çamur ve/veya tuzlu su üretirler (Kefeni ve diğerleri, 2017).

AMD genellikle yüksek konsantrasyonlarda Fe ve sülfat (SO_4^{2-}) ayrıca nadir toprak elementleri ve itriyum içerir. (Akinwekomi ve diğerleri. , 2020).

AMD Oluşum Yolları Ve Toksisite

Her ne kadar pirit (FeS_2) ve arsenopirit (FeAsS) AMD oluşumundan esas olarak sorumlu olsa da, demir sülfitler (FexSx), pentlandit ($(Fe, Ni)_9S_8$ kalkopirit ($CuFeS_2$), villamaninit (Cu_2S), kovelit (CuS), molibdenit (MoS_2), sfalerit ((Fe, Zn)S), millerit (NiS) ve Galen (PbS) gibi sülfit bakımından zengin veya sülfit içeren diğer minerallerin hava koşullarıyla aşınması AMD oluşumuna katkıda bulunur. ((Simate ve Ndlovu, 2014;Tabelin ve diğerleri, 2017). Bu minerallere tipik olarak organik açıdan zengin (indirgeyici) çökeltilerde (örneğin kömür yataklarında) rastlanır (Akinwekomi ve diğerleri, 2020).

Bu minerallere tipik olarak organik açıdan zengin (indirgeyici) çökeltilerde (örneğin kömür yataklarında) veya bakır, altın ve çinko gibi metaller üreten volkanojenik sülfit cevheri gibi kükürt açısından zengin hidro-

termal sıvılar tarafından değiştirilmiş kayalarda rastlanır. Bu kayaçlar madencilik faaliyetleri (örneğin, yüzey veya derin madenler, atık yığınları ve atıklar) yoluyla atmosfere maruz kaldıklarında oksitlenirler ve AMD oluşur; demir sülfit mineralleri (tipik olarak pirit), AMD oluşumundaki ana mineraldir. Sülfür mineralleri yalnızca sınırlı ölçüde katkıda bulunur (Nordstrom ve diğerleri, 2015). Hava (oksijen – O_2), su (H_2O) ve mikroorganizmaların (katalizör) varlığında piritten AMD oluşumunun ana mekanizması Eşitlik 1' de gösterilmektedir. (Masindi ve diğerleri, 2015):

$$FeS_2 + 7/2O_2 + H_2O \rightarrow Fe^{2+} + 2SO_4^{2-} + 2H^+ \quad \text{Eşitlik 1}$$

Spesifik olarak, eşitlikte gösterilen reaksiyon, belirli mikroorganizmalar ile özellikle Fe bazlı bakteriler acidithiobacillus-thiobacillus ve S bazlı bakteriler sulfolosbus ve desulfovibrio tarafından katalize edilir. (Nordstrom et al.,2015; Tabelin et al., 2017)

$$2FeS_2 + 7O_2 + 2H_2O \rightarrow 2Fe^{2+} + 4SO_4^{2-} + 4H^+ \quad \text{Eşitlik 2}$$

$$4Fe^{2+} + 4H^+ \rightarrow 4Fe^{3+} + 2H_2 \quad \text{Eşitlik 3}$$

$$4Fe^{3+} + 12H_2O \rightarrow 4Fe(OH)_3 + 12H^+ \quad \text{Eşitlik 4}$$

$$FeS_2 + 14\ Fe^{3+} + 8H_2O \rightarrow 15Fe^{2+} + 2SO_4^{2-} + 16H^+ \quad \text{Eşitlik 5}$$

Bu reaksiyonlar genellikle kendiliğinden meydana gelir ve oksidasyon reaksiyonları yoluyla enerji elde eden mikroorganizmalar tarafından katalize edilir. (Eşitlik (1)). Bu reaksiyonların net etkisi, pH'ı düşüren ve AMD matrisinde Fe^{3+} ve metal/mineral çözünürlüğünü koruyan H^+' nın salınmasıdır.(Simate ve Ndlovu, 2014). Bu reaksiyonlar, alıcı su matrislerinin yanı sıra dip çökeltilerinin fizikokimyasal özelliklerini etkileyerek diğerlerinin yanı sıra pH, bileşim ve renkte değişikliklere yol açar.

Maden atıkları (işletme atıkları, flotasyon vb.) ve pasa yığınlarında, suyun hareket etmesi ve sızması ile asitli ya da alkali maden drenajları oluşmaktadır. Asitli drenajlar, atıklar bünyesindeki sülfitli içeriklerin, oksijen ve su ile teması sonucu, bakteriyel aktivite varlığında hidroliz ve oksidasyona uğraması ile meydana gelmektedir. Asitlik derecesi yüksek (düşük pH değerine sahip), yoğun sülfat ve ağır metal konsantrasyonu içeren bu atıksu, asit maden drenajı (AMD) olarak tanımlanabilmektedir. AMD, pH 5,65 seviyesinin altındaki asidik maden atık suları olarak da açıklanabilmektedir. Çünkü pH 5,65 seviyesi yağmur suyunun teorik pH mertebesidir ve doğa koşullarını yansıtmaktadır

Nötralizasyon potansiyeli bulunan kaynaklar incelendiğinde Kalker/kireçtaşı, dolomit, manyezit, feldspat, kaolin ve montmorillonit (özellikle beydellit) gibi mineraller önemli nötrleştirme potansiyeline sahip minerallerdir. Metal iyonları bakımından zengin asidik çözeltilerin nötralizasyonu, asidik çözeltilerle temas eden karbonat gibi minerallerin çözünmesi ve pH'ı yüksek suların bu çözeltilerle karışması ile gerçekleşmektedir. Çözünme tepkimelerinin hızı ve mekanizması, genellikle yan kayaç ve atıkların bünyesinde bulunan minerallerin nötralizasyon potansiyellerinin belirlenmesi açısından önemlidir. Pek çok kayaç bünyesinde yer alan karbonat, silikat, oksit, oksihidroksit ve hidroksitleri içeren mineraller, oluşan asiditeyi nötralize etme kapasitesine sahiptir. 1 mol piritin oksitlenmesiyle oluşan asidi nötrlemek için 2 mol karbonata ihtiyaç vardır. Bu ihtiyaç yer kabuğunda oldukça yaygın ve reaktif olan kalsit ile giderilmektedir. Kalsit bir mineral adı olup karbonatlı kayaçları oluşturan bu mineralin kimyasal yapısı $CaCO_3$'tır. Çeşitli şekillerde kristal halde bulunan (rombaeder, skalenoeder şeklinde kristallenir) camsı parlaklıkta, renksiz saydam yapıdadır. Kolay öğütülerek beyaz renkli bir toz elde edilebilmektedir. Karbonat sisteminin nötrleştirme reaksiyonları aşağıdaki gibi sunulmaktadır.

$$CaCO_3 + H^+ \rightarrow Ca^{2+} + HCO_3^- \quad \text{Eşitlik 6}$$

$$CaCO_3 + 2H^+ \rightarrow Ca^{2+} + H_2CO_3 \quad \text{Eşitlik 7}$$

Eğer çözelti pH değeri <6,3 ise Eşitlik (7)'deki reaksiyon meydan gelmiş demektir. Bu durumda karbonat sistemi 2 mol proton nötralize edebilmektedir. Yan kayaç ve atıklarda bulunan bazı mineraller, karbonatlardan daha yüksek nötralize etme kapasitesine sahiptir. Örneğin, plajiyoklaz ve K-feldspatlar, kalsitten 2–4 kat daha yüksek potansiyel nötralizasyon kapasitesine sahipken; 1 mol kloritin çözünmesi için 8 mol sülfürik asit gereklidir. Karbonat minerallerinin bulunmadığı yerlerde, silikat minerallerinin asiditeye karşı belirli bir seviyede tampon etkisi göstereceğinden söz edilmektedir. Karbonat minerallerine kıyasla silikatların çözünme kinetikleri özellikle nötr pH mertebelerinde yavaştır. Bu durum pH'ın düşmesiyle artış göstermektedir. Ayrıca çözünme hızları, CO_2 kısmi basıncı, denge koşulları ve organik konsantrasyonunun da bir fonksiyonudur.

Nötralizasyon potansiyelinin (NP) belirlenmesi bir dizi parametreye bağlıdır. Numune mineralojisinin yanı sıra en önemlileri numune ön muamelesi, sıcaklık, test süresi, partikül boyutu, bitiş pH' ı ve geri titrasyon pH' ı olarak belirlenmiştir. Bazıları halihazırda mevcut uluslararası yöntem tanımlarında (Lawrence ve Wang), sonuçların ampirik olarak uygun olduğu kanıtlanan seviyeler ile tanımlanmıştır. Sonuçların tekrarlanabilirliğini ve karşılaştırılabilirliğini artırmak için bu standartta diğer önemli parametreler tanımlanmıştır. Tüm NP' lerin asidik koşullarda yukarıda verilen Eşitlik (7)'deki kalsit gibi reaksiyona girdiği varsayılır.

$$CaCO_3 + 2H^+ \rightarrow Ca^{2+} + H_2CO_3$$

- Fe ve Mn karbonatlar, aerobik koşullar altında (yani, siderit, $FeCO_3$ ve rhodochrosite, $MnCO_3$) nötralize olmaz;

- Silikatlar (ve diğer bazı mineraller) bir dereceye kadar nötralizasyona katkıda bulunacaktır (kalsitten daha yavaş reaksiyon);

- Sülfürlü topraklarda (killer) organik madde nötralize etme kapasitesine önemli ölçüde katkıda bulunabilir.

Bazı silikatların nötrleştirme kapasiteleri de karbonatlardan yüksektir. Fakat çözünme hızlarının yavaşlığı etkinliklerini azaltmaktadır. Çünkü tamamen çözünmeleri ya çok uzun zaman almakta ya da hiçbir zaman gerçekleşmemektedir. En hızlı çözünen silikatın plajiyoklazlar olduğu (düşük pH' da 7.08×10^{-10} mol cm^{-2} s^{-1}) ama kalsit ve dolomitle mukayese edildiğinde, 100 ilâ 100000 kat daha yavaş çözündükleri belirtilmektedir. Feldspatın çözünürlüğü nötr pH'ın altında ve üstünde artarken, albitin genel olarak duyarsız olduğu ileri sürülmektedir. Sözü edilen silikat minerallerinden bazılarının çözünme ürünleri, sırasıyla anortit, K-feldspat ve forsterit için tepkimeler sırasıyla Eşitlik 8, 9 ve 10 içerisinde verilmektedir. (Lawrence ve Wang, 1997)

$$CaAl_2Si_2O_8(k) + 2H^+(s) + H_2O \rightarrow Al_2Si_2O_5(OH)_4(k) + Ca^{2+}(s) \qquad \text{Eşitlik 8}$$

$$KAlSi_3O_8(k) + H^+(s) + 9/2H_2O \rightarrow 2H_4SiO_4 + 1/2Al_2Si_2O_5(OH)_4(k) \qquad \text{Eşitlik 9}$$

$$Mg_2SiO_4(k) + 4H^+(s) \rightarrow H_4SiO_4(s) + 2Mg^{2+}(s) \qquad \text{Eşitlik 10}$$

DENEYSEL ÇALIŞMALAR

Örnekleme Çalışmaları

Bu çalışmada Çanakkale İli, Çan İlçesinde işletilmekte olan sülfür içeriği yüksek olan bir kömür maden sahasının pasa depo alanlarında uygun yöntemler kullanılarak örneklemeler yapılmıştır. Örnekleme planının hazırlanması ve numune alma yöntemlerin belirlenmesinde CEN TR 15310-2 "Atık karakterizasyonu - Atık malzemelerden numune alma - Bölüm 2: Numune alma tekniklerine dair rehber", CEN TR 15310-5 "Atıkların karakterizasyonu - Atık malzemelerin örneklenmesi - Bölüm 5: Örnekleme planının tanımlanma sürecine ilişkin kılavuz", PD CEN TR 16365-2012 "Atıkların karakterizasyonu - Maden çıkarma endüstrilerinden gelen atıklardan numune alma" ve TS EN 14899 "Atıkların karakterizasyonu - Atık malzemelerin örneklenmesi"

standartları kullanılmıştır. Örnekler Rok-Bit Havalı Delik Delme Makinesi (9 inç çaplı, 8 metre tij uzunluğu) ile 8 metre derinlikte 9 inç çapında açılmış olan Araştırma Çukurundan yaklaşık 10 kg olarak toplanmıştır,

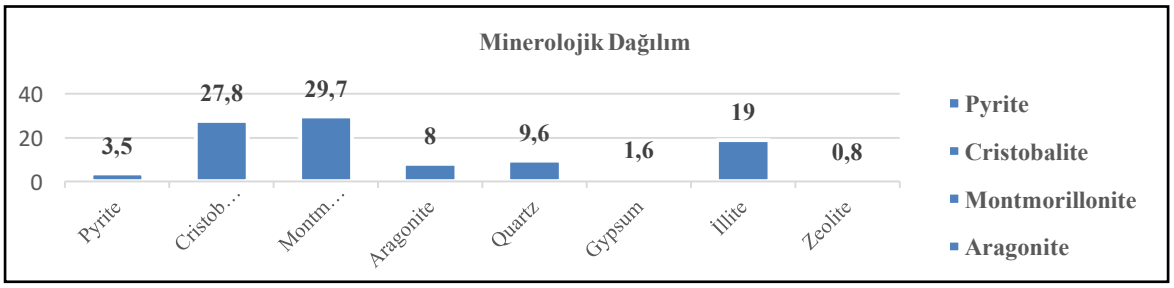
Proje alanı, temel olarak Kretase-Paleosen yaşlı Çetmi ofiyolit melanjı üzerinde yer almakta olup, bu birim spilit, kireçtaşı, şeyl, kumtaşı, serpantinit ve radyolarit gibi litolojilerden oluşmaktadır (Okay ve diğ., 1990). Bu birim, Erken-Orta Miyosen dönemine tarihlenen Çan volkanitleri ve aynı yaşlı karasal çökeller olan Çan Formasyonu tarafından uyumsuz olarak örtülmektedir (Siyako, 1989; Hezarfen, 1976). Çan Formasyonu; konglomera, kumtaşı, kiltaşı, linyit, tüf ve aglomera gibi litolojilerden oluşmakta ve ortalama 17 metre kalınlığında linyit seviyeleri içermektedir. Gölsel karakter taşıyan bu formasyon, düşük enerjili ve oksijence fakir ortamlarda çökelmiştir (Bozcu ve diğ., 2008). Kuvaterner yaşlı alüvyonlar ise bölgedeki en genç jeolojik birimi temsil etmektedir.

Saha Örneklerinin Kinetik Testler İçin Hazırlanması

Temsili test kısımlarının hazırlanması TS EN 15002 "Atık Karakterizasyonu - Laboratuvar numunesinden deney numunesi kısımlarının hazırlanması." Standardına uygun olarak gerçekleştirilmiştir. Bu standarda uygun homojenizasyon, faz ayırma, kurutma, partikül boyutunu küçültme ve alt numune hazırlama gibi işlemleri yürütülmüş, örneklerde tanecik boyutu 6,3 mm altına inecek şekilde kırma ve eleme işlemleri gerçekleştirilmiştir. Saha çalışmalarında açılan 30 araştırma çukurundan elde edilen örnekler uygun yöntemler ile kompozit hale getirilerek analizler için temsili numune oluşturulmuştur.

Minerolojik Testler

Pasayı oluşturan jeolojik birimlerin mineralojik özelliklerinin tanımlanabilmesi ve nötralizasyon ile asitliği oluşturacak minerallerin tanımlanması amacı ile kompozit olarak oluşturulan numunenin Çanakkale Onsekiz Mart Üniversitesi ÇOBİLTUM - Bilim ve Teknoloji Uygulama ve Araştırma Merkezi PANalytical Empyrean marka XRD(X-Işını Kırınım) cihazı ile analizler yapılmıştır.(Şekil 1)



Şekil 1. XRD analiz sonuçları

Statik Testlere Ait Sonuçlar

Asit Potansiyeli(AP) Sülfür değerinin belirlenmesi ile hesaplanabilir. Sülfür tayininde ASTM E1915 standardı kullanılır. Bu standarda göre yapılan analizler sonucu elde edilen verilerden asit potansiyeli hesaplanabilir.

Bu hesaplamada bir numunedeki tüm sülfürün potansiyel olarak reaktif olduğu ve bu nedenle asit üretme kabiliyetine sahip olduğu varsayımını yapılmaktadır. Bununla birlikte, bu varsayım, tüm sülfürün asiditeye katkıda bulunmadığını göz ardı etmektedir (jips, barit ve kalkosit gibi minerallerin içerisindeki kükürt gibi). AP, ton malzeme başına kilogram kalsiyum karbonat eşdeğeri olarak ifade edilmektedir (kg CaCO3/t). Asit baz hesaplamalarında yapılan genel kabul, sülfit-sülfürün tamamen pirit (FeS2) olduğunu varsaymaktadır ve pirit oksidasyonunun stokiyometrisi, üretilebilecek teorik bir sülfürik asit miktarını ve daha sonrasında nötralizasyon için gerekli olan varsayımsal $CaCO_3$'ın miktarını hesaplamak için kullanılmaktadır.

Karbonat eşdeğeri olarak ifade edilen AP, %Ws cinsinden kütle oranı olarak ifade edilen kükürt içeriğinden, kükürt Ma sına bölünür ve $CaCO_3$ Ma sı ile çarpılarak bulunur.

Karbonat ($CaCO_3$) eşdeğeri cinsinden ifade edilen;

AP= (kg/ton) 31.25 x ws (kütle fraksiyonu cinsinden kükürt (toplam ya da sülfit kükürdü))

31,25 = dönüşüm faktörü (kalsiyum karbonat (100 g / mol) ve kükürt (32 g / mol) moleküler kütlelerinin oranı)

Numunelerin nötralleştirme potansiyelinin(NP)' si bilinen bir miktardaki hidroklorik asit ile muamele edilmesi ve sodyum hidroksit ile seyreltilmiş asit miktarının geri titre edilmesi ile belirlenir. Eklenen asit miktarı test açısından büyük öneme sahiptir. Bu yüzden öncelikle karbonat reytingi (bazı standartlarda inorganik karbon olarak da geçer) hesaplanır. NP aşağıda verilmiş olan hesaplama formülü ile hesaplanır. Bu standart da açıklanan testi kullanırken, tüm nötralizasyon kapasitesinin 24 saatlik test süresi içinde belirlendiği varsayılır. Bununla birlikte, bazı mineraller daha hızlı, diğerleri daha yavaş tepki verir.

$NP = 50 \times [c_{(HCl)} \times VA_{(HCl)} - c_{(NaOH)} \times VB_{(NaOH)}] / Md$

c(HCl) : HCl konsantrasyonu

VA(HCl) : Eklenen toplam HCl hacmi (VA, t=0+VA, t=22)

c(NaOH) : NaOH konstantrasyonu

VB(NaOH) : Titrasyonda kullanılan NaOH miktarı

Md : Gram cinsinden kuru kütle

Nötralizasyon potansiyeli oranları NP/AÜP değerleri gösterilmektedir.

Nötralizasyon Potansiyeli Oranının Belirlenmesi: NPR = NP/AP

Net Nötralizasyon Potansiyelinin Belirlenmesi: NNP = NP – AP

Çizelge 1. Statik test sonuçları

Örnek	Sülfit Sülfürü Sonucu %	Asit Potansiyeli kg/ton $CaCO_3$	Nötralizasyon Potansiyeli kg/ton $CaCO_3$	Nötralizasyon Potansiyeli Oranı	Net Nötralizasyon Potansiyeli	Değerlendirme
Kompozit Numune	2,33	72,89	107,50	1,47	34,61	Belirsiz Bölge (Brodie vd 1991)

Asit-Baz Hesaplaması (Acid-Base Accounting, ABA), maden atıkları ve pasa malzemelerinin asit üretme ve nötralizasyon kapasitelerinin belirlenmesine yönelik statik bir jeokimyasal test yöntemidir. Bu testler, özellikle asit maden drenajı (AMD) riskinin ön değerlendirmesinde yaygın olarak kullanılmakta olup, numunenin içerdiği sülfürlü minerallerin potansiyel asit üretimini ve alkali minerallerin bu asidi nötralize etme kapasitesini belirlemek amacıyla uygulanır. ABA test sonuçlarının yorumlanmasında iki temel parametre kullanılır. Net Nötralizasyon Potansiyeli (NNP) ve NP/AP Oranı. ABA testleri statik nitelikte olup yalnızca potansiyel bazda değerlendirme yapar. Bu nedenle, NNP değeri 0–20 kg $CaCO_3$/t arasında ise, NP/AP 1-3 arasında ise, numunenin mineralojik yapısı kompleksse (ör. pirit dışında sülfürlü mineraller içeriyorsa), Karbonat dışında başka tamponlayıcı mineraller var ise destekleyici testlerin yapılması önerilir. Depo alanlarından sızacak suların kalitesinin belirlenmesinde en uygun yöntem kinetik testlerdir.

Kinetik Testler: Nem Hücresi Metodu

Kinetik testler, esas itibariyle simülasyon testleridir, belirleyici reaksiyonları tanımlamak, asit üretme hızını tespit etmek ve drenaj suyu kalitesini belirlemek amacıyla yapılırlar. Bu teknikte zamana bağlı olarak su ve oksijene tabi tutulan örneklerin oksidasyonu ve bozunması takip edilerek sahanın simülasyonu sağlanır. Literatürde bilinen kinetik testler; "Nem Hücresi" testi, "Kolon" testi, "Soxhlet Lixiviation Testi, "British Colombia Research" testi gibi testlerdir.

Bu çalışmada ASTM D5744-18 "Standard Test Method for Laboratory Weathering of Solid Materials Using a Humidity Cell" standardına uygun Kinetik Nem Hücresi Testi işlemleri gerçekleştirilmiştir. Nem hücresi metodu ile planlanan haftalık, onbeş günde bir veya aylık olarak toplanan atık sularda fiziksel ve kimyasal parametrelerin analizleri gerçekleştirilmiştir. Testlerde 1 kg olacak şekilde alınan örnekler, 10,2 cm iç çap ile 20,3 cm yükseklikte boyutlara sahip hücrelere yüklenmiştir. Haftalık döngülerde ASTM D5744-18 Standardı Seçenek A yöntemi kullanılmıştır. Bu yönteme göre hücrelerden ilk sızıntı numunesi alındıktan sonra hücrelere üç günlük kuru hava (%10' dan az bağıl nem) ve üç günlük suya doymuş havadan (yaklaşık %95 bağıl nem) oluşan haftalık döngüler sağlanmıştır. Hücrelere tüm haftalık döngülerde yaklaşık 2 lt/dk kuru hava ve nemli hava verilmiştir.

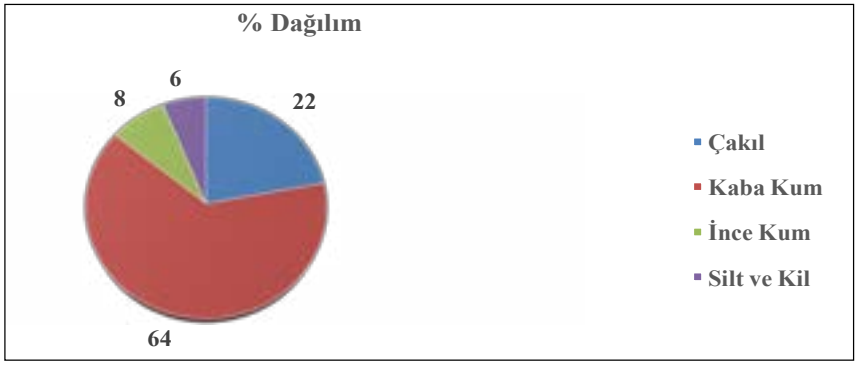
Nem hücresine yüklenen örneğin elek setleri kullanılarak tanecik boyu dağılımı tespit edilmiştir.

Çakıl: Tane boyu 2 mm (10 mesh) büyük olan kısım.

Kaba Kum: Tane boyu 2 mm (10 mesh) ile 0.420 mm (40 mesh) arasında kalan kısım.

İnce Kum: Tane boyu 0.420 mm (40 mesh) ile 0.075 mm (200 mesh) arasında kalan kısım.

Silt ve Kil: 0.075 mm (200 mesh) altında kalan kısım. "Siltli", yüksek olanlar "Killi" olarak adlandırılır.



Şekil 2. Nem hücresine alınan örneğin tanecik boyutu dağılımı

İlk su liçi taşkın liçidir. İlk su ekleme ile 0. Hafta liçi başlatılmıştır. Bu sızıntı başlangıç özelliklerini belirler. Nem hücresi testi 7 günlük döngüden oluşur. Numune her zaman haftanın aynı gününde (Pazartesi) süzülmüştür. 1 L su, mezür kullanılarak eklenmiştir. Su ekleme işleminde hava girişleri ve su girişleri kapatılmış ve hücre duvarlarının yanlarından su eklenmiştir. Süzme işlemi tamamlandıktan sonra üst kapaklar kapatılarak gece boyuna süzme işleminin tamamlanması beklenmiştir. Süzme işlemi tamamlandığında her bir hücrenin ve toplama kaplarının ağırlıkları tartılarak kayıt edilmiştir. Toplanan sızıntı suyunun numune hacmi kayıt edilmiş ve 0. Hafta Numunesi olarak analize alınmıştır. Daha sonra hücreler tekrar haftalık döngünün tamamlanması için hava girişleri açılarak işlemler başlatılmıştır.

Birinci haftalık döngünün 7. gününde ikinci su ekleme yapılarak süzme işlemi yapılmış ve 1. Hafta numunesi olarak isimlendirilmiştir. Sonraki haftalık döngülerde de aynı işlemler yapılmıştır.

Sızıntı suyu analizleri TÜRKAK Türk Akreditasyon Kurumu tarafından akredite Gemar Çevre Ölçüm ve Analiz Laboratuvarında gerçekleştirilmiştir. Test süresi 30 Hafta olarak planlanmış olup 20. Haftadan sonra 2 haftalık periyotlarda Fiziksel Testler, 4 Haftalık Periyotlarda Kimyasal Testler gerçekleştirilmiştir.



Resim 1 kinetik test nem hücresi görünüm

Çizelge 2. sızıntı suyu analiz sonuçları

Parametre	0. Hafta	1. Hafta	2. Hafta	4. Hafta	6. Hafta	8. Hafta	12 Hafta.	16. Hafta	20. Hafta	24. Hafta	28. Hafta	32. Hafta	36. Hafta	40. Hafta
Gözenekte Kalan Su g	389	344	219	224	119	124	124	59	65	82	94	96	58	28
Haftalık Alınana Sızıntı Suyu Kütlesi g	610	655	780	775	880	875	875	940	935	917	905	903	941	971
ph	7,11	7,51	7,54	7,34	7,45	7,78	7,40	7,70	7,27	7,36	6,61	7,41	6,62	6,88
İletkenlik	7730	2770	2044	1610	1475	1159	783	538	584	498	327	189	157	142
Çözünmüş Oksijen	5,71	7,43	7,09	6,64	6,41	8,75	8,94	8,76	9,41	10,43	8,96	10,90	8,56	7,64
Toplam Çözünmüş Katı	3787	1274	993	830	768	611	388	295	288	241	127	128	137	177
Alkalinite	109	112	103	94	93	90	99	66	91	101	78	67	275	64
Asidite	12,00	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<
Sülfat mg	1596	906	717	639	641	4677	297	200	195	182	73	74	61	50
As mg	0,02	<	<	<	0,01	0,01	0,02	<	0,01	<	<	<	<	<
Cd mg	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<
Cr mg	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<
Cu mg	0,01	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<
Hg mg	0,01	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<
Mo mg	0,04	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<
Ni mg	0,03	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<
Pb mg	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<
Sb mg	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<
Se mg	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<
Zn mg	0,02	<	<	0,01	<	<	<	0,01	<	0,02	0,03	0,04	0,05	<
Fe mg	<	<	<	<	<	<	<	<	<	<	0,04	<	<	<
Mg mg	39,4	10,2	9,5	9,6	10,9	9,4	6,9	5,9	5,3	9,7	4,4	2,9	3,1	4,1
Na mg	823,4	317,2	224,7	107,6	98,4	67,3	41,2	27,7	22,1	20,5	12,9	13,1	14,2	13,9
K mg	28,6	11,1	8,9	6,2	6,9	3,0	2,5	1,4	1,1	1,6	0,0	0,0	0,0	0,0
Ca mg	182,9	65,8	81,4	57,9	134,0	109,6	77,3	70,0	62,0	78,5	38,2	28,3	29,4	38,1
F mg	0,81	0,48	0,79	0,42	0,62	0,62	0,32	0,55	0,37	0,61	0,57	0,20	0,90	0,18
Cl mg	25,1	5,1	13,8	10,5	8,7	11,2	5,3	10,0	7,3	10,4	8,1	8,3	9,3	11,0

*< Analiz Sonuçları Analiz Tespit Sınırının Altındadır.

SONUÇLAR VE TARTIŞMA

Sülfürlü Kömür Maden sahalarında bulunan pasa depo alanlarının, asit üretim potansiyelinin belirlenmesine yönelik yürütülen kinetik test (nem hücresi testi) çalışmalarında elde edilen analiz sonuçlarına göre aşağıdaki bulgular tespit edilmiştir.

- XRD analizleri sonucunda, örneklerde asit üretme potansiyeline sahip sülfür minerallerinin (özellikle pirit) düşük oranlarda bulunduğu, buna karşılık nötralizasyon kapasitesi olan silikat minerallerinin ağırlıklı olduğu belirlenmiştir.

- Sülfür testlerine göre sonuçlar >1% olması sebebi ile asit üreticisi olarak değerlendirilmiştir.

- Statik test sonuçlarına göre NP/AP oranlarına bakıldığında belirsiz bölgede sonuçlar elde edildiği için sahanın asit üretip üretmeyeceği hakkında yorum yapılması yetersiz olması sebebi ile kinetik testlerin gerçekleştirilmesi gerekmektedir.

- 40 haftalık kinetik test süresince pH değerlerinin nötr sınırlar içinde (6.61–7.70) seyretmesi, asit üretiminin gerçekleşmediğini göstermektedir.

- İletkenlik değerlerinin test süresi boyunca önemli ölçüde azalmış olması, zamanla iyon salınımının azaldığını ve çözünme hızlarının düştüğünü ortaya koymaktadır.

- Sızıntı suyunda ölçülen metal konsantrasyonları düşük düzeyde olup, Ficklin sınıflandırmasına göre düşük metal salınımı karakteristiği sergilemektedir.

- Alkalinite değerlerinin yüksek çıkması, ortamda asiditeyi tamponlayacak minerallerin (özellikle Mg, Ca ve Na içeren bileşenlerin) varlığına işaret etmektedir.

- Gerçekleştirilen testler sonucu sülfür ve statik testlerden potansiyel asit üreticisi olarak tespit edilen örneğin, uzun vadeli kinetik testler ile zamana bağlı olarak su ve oksijene tabi tutulduğundaki oksidasyonu ve bozulmaları takip edildiğinde, pasanın uzun vadede asit üretmeyeceği öngörülmektedir.

Öneriler

- Pasa depo alanlarının çevresel risk açısından düzenli olarak izlenmesi ve depo alanının etki alanında yer alan yeraltı ve yüzeysel su kaynaklarının belirli periyotlarla izlenmesi gerekmektedir.

- AMD oluşumu potansiyelinin erken aşamalarda belirlenebilmesi için depolama sahasına pasayı oluşturan formasyonları temsil edecek şekilde hazırlanacak varil testlerinin sürekli olarak izlenmesi önerilmektedir.

- Pasa yönetim planının oluşturularak AMD riski düşük olan formasyonlar ile yüksek olan formasyonların depo alanına boşaltımları planlanmalıdır.

TEŞEKKÜR

Çalışmalar kapsamında gerçekleştirilen test ve analizlerin gerçekleştirilmesinde büyük bir titizlikle çalışan tüm Gemar Çevre Ölçüm ve Analiz Laboratuvarı personellerine teşekkür ederim.

KAYNAKLAR

Akinwekomi, V., et al. (2020). Sulfide mineral weathering and AMD potential. Environmental Earth Sciences, 79(18), 1–21.

Hogsden, K. L., & Harding, J. S. (2012). Consequences of acid mine drainage for the structure and function of benthic stream communities: A review. Freshwater Science, 31(1), 108–120.

Kefeni, K. K., et al. (2017). Treatment of acid mine drainage using mine wastes: Current practices and future perspectives. Journal of Environmental Management, 187, 393–405.

Lawrence, R. W., & Wang, Y. (1997). Determination of Neutralization Potential in Waste Rock. In Proceedings of the Fourth International Conference on Acid Rock Drainage, Vancouver.

Masindi, V., et al. (2015). Acid mine drainage: Chemistry and treatment. Water SA, 41(4), 452–460.

Masindi, V., & Tekere, M. (2020). Occurrence of acid mine drainage in gold mining: A case study from the Witwatersrand Basin, South Africa. Environmental Science and Pollution Research, 27, 34905–34921.

Nordstrom, D. K., et al. (2015). The occurrence and remediation of acid mine drainage. Applied Geochemistry, 57, 157–170.

Park, B., et al. (2012). Characterization of sulfide mineral oxidation using electrochemical impedance spectroscopy. Electrochimica Acta, 78, 56–63.

Simate, G. S., & Ndlovu, S. (2014). Acid mine drainage: Challenges and solutions. Journal of Environmental Chemical Engineering, 2(3), 1785–1793.

Talukdar, D., et al. (2017). Toxic effects of heavy metals on aquatic fauna: A review. Environmental Science and Pollution Research, 24, 20784–20806.

Tabelin, C. B., et al. (2017). Sulfide oxidation and acid mine drainage: A review. Science of the Total Environment, 576, 141–161.

Zhu, Y., et al. (2020). Review on the acid mine drainage (AMD) in abandoned mines and the treatment approaches with special emphasis on microbial treatment. Environmental Technology & Innovation, 18, 100752.

KROM CEVHER ZENGİNLEŞTİRME ATIKLARINDA ASİT MADEN DRENAJI VE METAL SALIMLARININ DEĞERLENDİRİLMESİ

EVALUATION OF ACID MINE DRAINAGE AND METAL LEACHING IN CHROMIUM ORE ENRICHMENT WASTES

H. Özden*, İ. Bettemir[2], O. Yüksel[3], T. Aktaş[4]

[1,3,4] *Gemar Çevre Ölçüm ve Analiz Laboratuvarı, Çanakkale, Türkiye*
*Email: hande.ozden@gemar-jma.com.tr, okan.yuksel@gemar-jma.com.tr, tugay.aktas@gemar-jma.com.tr
[2] *ENV Enerji, Çevre Yönetimi ve Teknolojileri,* Çanakkale*, Türkiye*
Email: ilhan.bettemir@env.com.tr

ÖZ

Krom cevheri, başta metalurji, kimya, refrakter ve döküm sanayii olmak üzere birçok endüstri dalında kullanılmaktadır. Bu durum, krom madenciliğinin stratejik önemini her geçen gün artırmaktadır. Krom ocaklarından elde edilen düşük tenörlü tüvenan malzeme, zenginleştirme işlemlerine tabi tutulmaktadır. Düşük tenörlü cevherler, öncelikle kırma-eleme tesislerine beslenmekte ve 1 mm altına indirildikten sonra, sallantılı masalara aktarılmakta; burada, suyun kaldırma kuvveti ve cevherle yan kayaç arasındaki yoğunluk farkı ilkesine dayalı olarak zenginleştirme işlemi gerçekleştirilmektedir. Zenginleştirme süreçleri sonucu ortaya çıkan atıklar, genellikle atık havuzlarında ve belirli alanlarda depolanmaktadır. Bu depolama alanlarında, kısa ve uzun vadede çevresel sorunların meydana gelme olasılığı bulunmaktadır.

Bu çalışma kapsamında, Türkiye'nin üç farklı bölgesinde faaliyet gösteren krom zenginleştirme tesislerinden alınan atık örneklerinde, asit maden drenajı (AMD) potansiyelini belirlemek ve metal salınımlarını incelemek amacıyla liç testleri yapılmıştır. Elde edilen veriler, zenginleştirme atıklarının hiçbirinde asit maden drenajı potansiyelinin bulunmadığını ve sülfit sülfürü konsantrasyonlarının %0,1'in altında olduğunu göstermektedir. ASTM D4793 "*Atıkların Suyla Ardışık Ekstraksiyonuna İlişkin Standart Test Yöntemi*" standardına uygun olarak, atıkların belirli test koşulları altında sıralı liç işlemleri ile çözünerek sızıntı sularına geçen bileşenlerin salınım davranışları belirlenmiştir. Liç testleri sonucunda, metal salınımlarının düşük seviyelerde olduğu ve ulusal mevzuatlarda belirlenen inert atık sınır değerlerinin altında kaldığı tespit edilmiştir.

Anahtar Kelimeler: Krom Cevheri, krom zenginleştirme, asit maden drenajı, metal salımı

ABSTRACT

Chromium ore is widely used in various industrial sectors, primarily in metallurgy, chemicals, refractories, and foundries. This increases the strategic importance of chromium mining on a daily basis. The low-grade run-of-mine material obtained from chromium mines undergoes enrichment processes. These low-grade ores are first fed into crushing and screening facilities, and after being reduced to below 1 mm, they are directed to shaking tables. The enrichment process is carried out based on the principle of the density difference between the ore and the gangue, utilizing the buoyancy force of water. The by-products of the enrichment process are typically

stored in waste ponds and designated areas. There is a potential for environmental issues to arise in both the short and long term in these storage areas.

In this study, leaching tests were conducted on waste samples obtained from chromium enrichment plants operating in three different regions of Turkey to assess the potential for acid mine drainage (AMD) and to investigate metal leaching. The results revealed that none of the enrichment waste samples exhibited potential for acid mine drainage, and the concentration of sulfite sulfur was found to be below 0.1%. According to the ASTM D4793 "Standard Test Method for Sequential Extraction of Waste with Water," the leaching behavior of components that dissolved and passed into leachate under specific test conditions was determined. The leaching tests indicated that metal leaching was at low levels and remained below the inert waste threshold values specified in national regulations.

Keywords: Chrome Ore, chrome beneficiation, acid mine drainage, metal leaching

GİRİŞ

Asit maden drenajı (AMD), sülfür mineralleri içeren kayaçların oksijen ve suyla temas etmesi sonucu meydana gelen, genellikle düşük pH'lı ve yüksek çözünmüş metal içeriğine sahip asidik suyun oluşumudur. Süreç genellikle pirit (FeS_2) gibi sülfür minerallerinin öncelikle kimyasal oksidasyonu ile başlar. pH değeri yaklaşık 3,5'in altına düştüğünde ise Acidithiobacillus ferrooxidans gibi mikroorganizmalar devreye girerek biyooksidasyonu hızlandırır. Bu mikrobiyal aktivite, katalizör etkisiyle demir(II) oksidasyonunu ve sülfür bileşiklerinin parçalanmasını hızlandırır; böylece süreç kimyasal oksidasyonun önüne geçer. Ortaya çıkan asidik sular, doğal su ortamlarına karışarak önemli çevresel problemlere yol açar (Nordstrom, 2011; Singer & Stumm, 1970).

AMD oluşumu, özellikle açık ocak madenciliği ve atık kaya/cevher depolama sahalarında yaygındır. Oluşan asidik drenaj suları, alıcı ortamlarda pH seviyesini düşürerek ağır metallerin çözünmesini artırır ve bu metallerin çevreye taşınmasına neden olur. Bunun sonucunda hem yer altı hem de yüzey sularında toksik madde birikimi, ekosistem fonksiyonlarının bozulması ve biyolojik çeşitliliğin azalması gibi etkiler ortaya çıkabilir (Johnson & Hallberg, 2005).

AMD'nin etkilediği sucul sistemlerde; demir, alüminyum, mangan, çinko, bakır, kadmiyum ve arsenik gibi metallerin toksik seviyelere ulaştığı gözlemlenmiştir. Bu durum, sucul organizmaların yaşam döngüsünü bozmakta, içme suyu kaynaklarını tehdit etmekte ve tarımsal sulama amaçlı su kullanımını sınırlandırmaktadır. Ayrıca, bu etkiler uzun süreli ve kendiliğinden düzelmesi güç olduğundan, AMD madencilik faaliyetlerinin en kalıcı ve zorlayıcı çevresel sorunlarından biri olarak kabul edilmektedir (Younger, Banwart & Hedin, 2002).

ASTM D4793 standardı, katı atıkların suyla ardışık ekstraksiyonuna yönelik bir test yöntemi sunar ve özellikle atığın su ortamıyla temasında çözünür iyonların zamana bağlı çözünme potansiyelini değerlendirmek amacıyla uygulanır (ASTM, 2013). Bu yöntem, metal madenciliği süreçlerinde oluşan zenginleştirme atıklarının çevresel açıdan değerlendirilmesinde kullanışlı bir araçtır. AMD (Asit Maden Drenajı) oluşum sürecinde bu standart, genellikle reaktif sülfür minerallerinin oksidasyonundan önce veya oksidasyonun erken evrelerinde çözünür bileşiklerin değerlendirilmesinde önem taşır. Çünkü ardışık ekstraksiyon testleri, mineral yüzeyinde veya gözenek sularında mevcut olan birincil yıkanabilir bileşenlerin (örneğin: sodyum, potasyum, magnezyum, sülfat) miktarını ortaya koyar (Lapakko, 2002). Bu tür bileşikler, yağış veya yeraltı suyu ile temas halinde kolayca taşınarak AMD oluşumunu tetikleyen iyonik ortamın hazırlanmasına katkıda bulunur.

Zenginleştirme işlemleri sonucunda oluşan atıklar, cevherde ekonomik olmayan minerallerin ayrılmasıyla geride kalan ve çoğunlukla ince taneli yapıya sahip materyallerdir. Bu atıklar, suyla temas ettiklerinde iyon salımı yapabilir ve bu durum, hem yüzey hem de yer altı sularında kalite bozulmasına neden olabilir. ASTM D4793 yöntemiyle yapılan ardışık ekstraksiyon, bu atıkların su ortamına salabileceği başlıca çözünür bileşen-

leri belirlemeye olanak tanır (Kosson et al., 2002). Bu test sayesinde, zenginleştirme atıklarının zamana bağlı iyon salım profili ortaya konur ve sahadaki su kirliliği potansiyeli hakkında öngörü elde edilir.

ASTM D4793, asit üretim potansiyeli (ör. statik testler – NAG, ABA) ya da kinetik testler (ASTM D5744) ile birlikte yorumlandığında, atık materyalin hem kısa vadeli çözünür madde salım kapasitesi hem de uzun vadeli oksidasyon potansiyeli hakkında bütüncül bilgi sağlar.

Böylece, atık depolama alanlarının çevresel etkileri bilimsel verilere dayalı olarak değerlendirilir ve uzun dönemli izleme ile kontrol stratejilerinin geliştirilmesine katkı sağlanır (Sainz et al., 2004).

Numune Lokasyonları ve Jeololojik Yapılar

Numuneler 3 farklı lokasyonda (Şekil 1) bulunan krom konsantre tesislerinin nihai atık alanlarından 2 adet kompozit oluşturularak alınmıştır.



Şekil 1. Çalışma bölgeleri

1.Bölge (Kayseri Bölgesi)

Kayseri'nin güney kesiminde, Yahyalı İlçesi'ne bağlı Yeşilköy çevresi, Orta Toroslar'ın kuzey kenarında konumlanan önemli bir jeolojik alandır. Bölge, Torid-Tavrid Tektonik Kuşağı içerisinde yer almakta olup, Aladağ Ofiyolitik Kompleksi ve bu kompleksi taşıyan Yahyalı Napı ile temsil edilir (Uysal vd., 2006).

Litolojik olarak bölge, ultramafik kayaçlardan (dunit, harzburgit), serpantinitlerden, gabro ve bazaltik kayaçlardan oluşan ofiyolitik bir istif içerir. Bu istif, Neotetis Okyanusu'nun kapanmasıyla birlikte oluşan naplanma yapıları ile karakterizedir (Çetinkaplan, 2015). Bölgede aynı zamanda yer yer karbonatlı birimler, şist, kuvarsit ve mikaşist gibi daha yaşlı metamorfik zeminler de yüzeylenmektedir (MTA, 2020).

Stratigrafik olarak, bölgedeki ofiyolitik kütle, Üst Kretase yaşlıdır ve serpantinleşme, tektonit dokular, kıvrımlanma ve faylanma gibi deformasyonlara uğramıştır. Bu yapılar, mineralleşme açısından önemli rol oynar. Özellikle ultramafik kayaçlar içinde gelişen kromit damarları, genellikle podiform tip olup, cevherleşmenin yoğunlaştığı zonları oluşturur (Karadağ vd., 2009).

Yeşilköy çevresi, bu jeolojik yapı sayesinde Türkiye'nin önemli kromit potansiyellerinden birine ev sahipliği yapmaktadır. Burada bulunan krom konsantre tesisi, bölgedeki kromit cevherlerini zenginleştirerek %46–48 Cr_2O_3 tenörüne kadar çıkartmaktadır (Uğur, 2014). Bu tesiste işlenen cevherler, çoğunlukla dunit ve harzburgit içinde gelişmiş olan damar tipi kromitlerden elde edilmektedir.

Bölgenin tektonik yapısı, kromitlerin hem yatay hem düşey doğrultuda değişkenlik göstermesine neden olmakta, bu da cevherleşmenin yerel olarak kontrol edildiğini göstermektedir. Cevherleşme zonları genellikle fay zonlarına yakın, serpantinleşmiş alanlarda ve litolojik sınır bölgelerinde yoğunlaşmaktadır (Yücel, 2019).

2. Bölge (Muğla Bölgesi)

Fethiye yöresi, Batı Toroslar'ın güneybatı uzantısında yer almakta olup **Neotetis Okyanusu'na ait** ofiyolitik birimlerin geniş alanlarda yüzeylendiği, jeotektonik açıdan oldukça hareketli bir bölgedir (Uğuz, 2010). Karagedik civarı, özellikle Marmaris Ofiyolitik Masifi'nin kuzeybatı uzantısında bulunmakta ve bu masife bağlı olarak gelişmiş ultramafik kayaçlarla karakterize olmaktadır.

Bölgedeki temel litolojik birimler, başlıca dunit, harzburgit, yer yer lherzolit gibi ultramafik kayaçlardan oluşur. Bu birimler çoğunlukla serpantinleşmiş, çatlaklı ve altere yapılar sergilemektedir. Ofiyolitik istif içinde ayrıca gabroik damarlar, bazik dayk sistemleri ve yer yer pelajik tortullar da gözlenmektedir (Kaya & Öztürk, 2004). Serpantinleşme, kromit cevherleşmesi açısından bölgenin önemli jeolojik özelliğidir.

Tektonik olarak bölge, Torid-Kirazlı naplarının batı kolu üzerindedir ve çok sayıda bindirme fayı, blok rotasyonu ve zonal kırık sistemleri ile şekillenmiştir. Bu yapılar, cevherleşmeyi doğrudan kontrol eden faktörler arasında yer alır (Öztürk & Uğuz, 2011).

3. Bölge (Adana Bölgesi)

Aladağ çevresi, Orta Toroslar'ın jeotektonik yapısı içerisinde yer almakta olup, özellikle Pozantı–Karsantı–Aladağ Ofiyolit Kompleksi ile tanımlanan geniş ofiyolitik zon içinde bulunur (Göncüoğlu vd., 1996). Bu zon, Neotetis Okyanusu'na ait litosfer parçalarının kıtasal kenarlara bindirme yoluyla yerleşmesiyle oluşmuştur.

Litolojik olarak bölge, esas olarak ultramafik kayaçlar (dunit, harzburgit, lherzolit) ve bunlara eşlik eden gabro, bazalt, kümülâtif kayaçlar, spilitik lavlar ve pelajik tortullardan oluşmaktadır (Kars vd., 2017). Ofiyolitik istif yer yer tektonik melanj yapısı gösterir ve bu yapı içerisindeki ultramafik bloklar, cevherleşme açısından belirleyicidir.

Bölge çok sayıda ters fay, bindirme zonu ve dilme zonu içerir. Bu yapılar, ofiyolitik kütlelerin yerleşimi ve kromit mineralizasyonunun konumlanması açısından önemlidir (Erdem & Türker, 2020).

DENEYSEL ÇALIŞMALAR

Mineralojik Kompozisyonun Belirlenmesi

XRD sonuçlarına göre atık numunelerde lizardit, aragonit, hidromagnezit, piroaurit ve kromit gibi minerallerin varlığı belirlenmiştir. Bu fazlar, özellikle karbonat ve hidroksit içerikli mineraller sayesinde kısmi nötralizasyon kapasitesi sağlayabilse de, kromit ve demir oksit minerallerinin varlığı uzun vadede metal çözünürlüğü açısından potansiyel bir risk oluşturmaktadır (Blowes et al., 2014; Lottermoser, 2010). XRF analiz sonuçları ise atığın majör bileşenlerinin yüksek oranda MgO (%40,61), SiO_2 (%37,80) ve Cr_2O_3 (%10,30) olduğunu, ayrıca Fe_2O_3 (%9,61) ve eser düzeyde NiO, MnO, ZnO gibi metal oksitleri içerdiğini ortaya koymuştur. Bu bileşim, atık ortamında asit üretim potansiyelinin düşük olabileceğini ancak belirli koşullarda özellikle

Cr, Fe ve Ni gibi metallere ilişkin çözünme riskinin dikkate alınması gerektiğini göstermektedir (Nordstrom & Alpers, 1999; Lapakko, 2002). Dolayısıyla, mineralojik ve kimyasal analizler birlikte değerlendirildiğinde, krom zenginleştirme atıklarının çevresel açıdan güvenilirliğinin belirlenmesi amacıyla liç testlerinin uygulanması ve metal salım davranışlarının kontrol altına alınması gereklidir. Bu tür testler, özellikle asit maden drenajı potansiyelinin ve uzun dönemli metal mobilizasyonunun öngörülmesi açısından kritik öneme sahiptir (Johnson & Hallberg, 2005).

Bileşik	Formül
Lizardite-1T	$Mg_3Si_2O_5(OH)_4$
Amorf Yapı	-
Aragonite	$CaCO_3$
Hydromagnesite	$Mg_5(CO_3)_4(OH)_2{\cdot}4H_2O$
Pyroaurite	$Mg_6Fe_2(CO_3)(OH)_{16}{\cdot}4H_2O$
Chromite (Fe-, Al-bearing)	$(Mg,Fe)(Cr,Al,Fe)_2O_4$

	%	SD	RSD
MgO	40,610	2,64	7,42
SiO2	37,800	1,33	4,03
Cl	0,286	0,084	33,69
K2O	0,031	0,003	11,47
CaO	0,617	0,082	15,14
TiO2	0,081	0,019	26,90
V2O5	0,019	0,009	52,0
Cr2O3	10,301	0,59	6,56
MnO	0,183	0,019	12,17
Fe2O3	9,616	0,16	1,96
NiO	0,445	0,016	4,20
ZnO	0,010	0,0003	3,33
SrO	0,001	0,0006	51,4

Şekil 2. XRD ve XRF örnekleri

Numune Ön İşlemleri

Saha çalışmalarından elde edilen numuneler, TS EN 15002 "Atık Karakterizasyonu – Laboratuvar numunesinden deney numunesi kısımlarının hazırlanması" standardı esas alınarak, homojenleştirme, kurutma, tane boyutu küçültme ve alt numune hazırlama gibi uygun laboratuvar teknikleri uygulanmak suretiyle analize hazır duruma getirilmiştir.



Şekil 3. Numune ön işlemleri

Kükürt Analizleri

Ön hazırlık işlemleri tamamlanan numunelerde ASTM E 1915 "Standard Test Methods for Analysis of Metal Bearing Ores and Related Materials for "Carbon, Sulfur, and Acid-Base Characteristics" standardına göre, Eltra CS-2000 Karbon-Kükürt cihazı kullanılarak numunelerin kükürt içerikleri belirlenmiştir. Piridik Kükürt (Sülfit Sülfürü) HNO_3 ile muamele edilerek uzaklaştırılır. HCl ile muamele edilmiş kalıntı kükürt değerinden HNO_3 ile muamele edilmiş kalıntı kükürt değerinden çıkarıldığında piridik kükürt (Sülfit Sülfürü) sonucu bulunmuş olur. Bu yöntem Modifiye Sobek Metodu olarak adlandırılır.

Çizelge 1. Kükürt analizleri tablosu

Çalışma No	Toplam Kükürt (%)	Sülfat Sülfürü (%)	Organik Sülfür (%)	Sülfit Sülfürü (%)	Sınır Değer (%)
Bölge 1	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	
Bölge1-2	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	
Bölge 2	0,08	<0,02	0,06	0,02	0,1
Bölge 2-2	0,07	<0,02	0,08	<0,02	
Bölge 3	0,16	0,07	0,08	<0,02	
Bölge 3-2	0,11	0,02	0,09	<0,02	

Analiz sonuçları, numunelerin Sülfit-Sülfür (SO_3-S) oranının %0,1'in altında olduğunu ve Maden Atıkları Yönetmeliği'ne göre *Asit Üretmeyen Maden Atığı* sınıfında yer aldığını göstermiştir. Atık Yönetmeliği Ek-3/B kapsamında yetkili kurum tarafından gerçekleştirilen tehlikelilik analizleri, atıkların nötr pH'a sahip, inorganik içerikli olduğunu; ağır metal kompozisyonunun yönetmelik kriterlerine göre risk oluşturmadığını ve akut toksisite göstermediğini ortaya koymuştur. Bu bulgular, atıkların tehlikeli özellik taşımadığını doğrulamaktadır. Ancak, karakterizasyonun tamamlanabilmesi için liç testlerinin gerçekleştirilmesi ve sızıntı suyundaki ağır metal ile iz element konsantrasyonlarının, Atıkların Düzenli Depolanmasına Dair Yönetmelik Ek-II/B sınır değerleri ile karşılaştırılması gerekmektedir.

Liç Testleri ve Analiz Sonuçları

ASTM D4793 standardı, en az %5 kuru madde içeren maden atıklarında, belirli laboratuvar koşulları altında yürütülen ardışık liç işlemleriyle sızıntı sularına geçen bileşenlerin tespiti amacıyla uygulanır. Bu yöntem, malzemenin çözünme davranışını ve salınım karakteristiğini belirlemek için kullanılır.

Test kapsamında, öncelikle numunelerin kuru madde oranı belirlenir. Ardından, bu oran dikkate alınarak her biri 10 ardışık döngüden oluşacak şekilde liç numuneleri hazırlanır:

Numune Hazırlığı: Kuru madde miktarının 20 katı hacminde saf su ile ekstraksiyon kabına alınır.

Çalkalama: 18–27 °C sıcaklıkta, 18 ± 0,25 saat süreyle çalkalayıcıda tutulur.

Filtrasyon ve Ölçümler: Eluat, 0,45 µm membran filtreden vakum veya basınç altında süzülür. Hacim, iletkenlik, sıcaklık, pH ve TDS ölçülür.

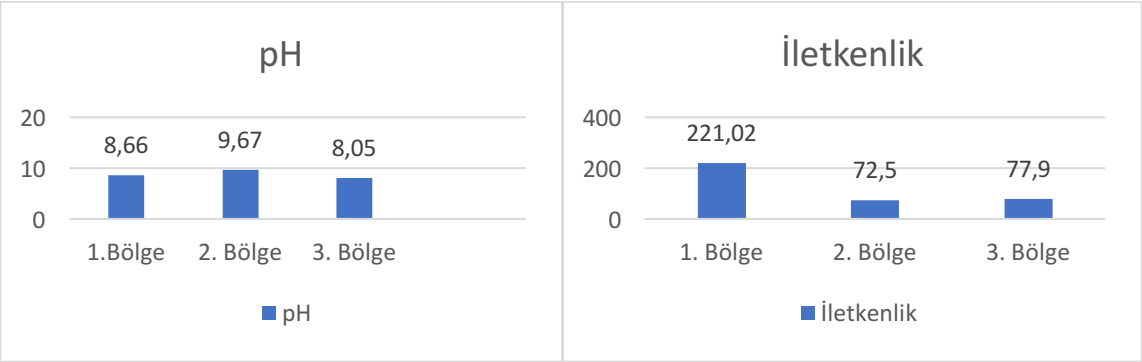
Tekrar Döngüsü: Filtre üzerinde kalan nemli katı, aynı oranlarda saf su ile yeniden işleme alınır. Toplam 10 döngü uygulanır.

Bu prosedürün sonunda, elde edilen liç çözeltilerinde gerçekleştirilen kimyasal analizler ile malzemedeki çözünme hızı ve salınım gösteren parametrelerin düzeyleri belirlenir.

Bu çalışmada ekstraksiyon işlemlerinde, ASTM D1193 standardında tanımlanan özelliklere uygun Tip I reaktif saf su kullanılmıştır.

Çizelge 2. Liç testi analiz sonuçları ve sınır değerler

Parametre	Birim	İnert Sınır Değer	Tehlikesiz Sınır Değer	Tehlikeli Sınır Değer	1.Bölge	2.Bölge	3.Bölge
As (Arsenik) mg/L	mg/L	0,05	0,2	2,5	<0,01	<0,01	<0,01
Ba (Baryum) mg/L	mg/L	2	10	30	0,006	0,157	<0,01
Cd (Kadmiyum) mg/L	mg/L	0,004	0,1	0,5	<0,003	<0,003	<0,003
Top. Cr (Toplam krom) mg/L	mg/L	0,05	1	7	<0,01	<0,01	<0,01
Cu (Bakır) mg/L	mg/L	0,2	5	10	<0,005	0,016	0,015
Hg (Civa) mg/L	mg/L	0,001	0,02	0,2	<0,0007	<0,0007	<0,0007
Mo (Molibden) mg/L	mg/L	0,05	1	3	<0,01	<0,01	<0,01
Ni (Nikel) mg/L	mg/L	0,04	1	4	<0,01	0,008	0,008
Pb(Kurşun) mg/L	mg/L	0,05	1	5	<0,05	<0,05	<0,05
Sb (Antimon) mg/L	mg/L	0,006	0,07	0,5	<0,0007	<0,0007	<0,0007
Se(Selenyum) mg/L	mg/L	0,01	0,05	0,7	0,003	<0,01	<0,017
Zn (Çinko) mg/L	mg/L	0,4	5	20	<0,005	0,055	<0,005
Klorür mg/L	mg/L	80	1500	2500	0,66	<5	19,15
Florür mg/L	mg/L	1	15	50	<0,1	<0,04	<0,04
Sülfat mg/L	mg/L	100	2000	5000	1,816	<10	<10
TÇK	mg/L	400	6000	10000	102,27	35,54	86,3



Şekil 4. Ortalama pH ve iletkenlik değerleri (µS/cm)

SONUÇLAR VE TARTIŞMA

Bu çalışmada, Türkiye'nin üç farklı bölgesinde (Kayseri Yahyalı, Muğla Fethiye ve Adana Aladağ) faaliyet gösteren krom zenginleştirme tesislerinden alınan atık numuneleri üzerinde, ASTM D4793-20 standardına göre 10 döngülü ardışık ekstraksiyon testleri uygulanmıştır. Elde edilen liç sonuçları ile çevresel açıdan taşıdıkları potansiyel riskler değerlendirilmiştir. Atıkların Düzenli Depolanmasına Dair Yönetmelik (ADDDY) ile karşılaştırılmış; ayrıca sülfür fraksiyon analizleri ile potansiyel sülfat salımı değerlendirilmiştir.

Mineralojik Yapının Asit Maden Drenajı (AMD) Potansiyeli Üzerindeki Etkisi

Atıkların yüksek pH değeri ve ABA testlerinin temelini oluşturan ana minerallerin varlığı, asit nötralizasyon potansiyelinin (NP) yüksek olduğunu doğrulamaktadır. Hidromagnezit ve Kalsit gibi karbonat mineralleri, asidi nötralize etme yeteneği sayesinde atıkların asidik drenaj oluşturma riskini azaltan tamponlayıcı görevi görür. Serpentin minerallerinin (Lizardit) ayrışması da pH'ı yükseltici etki yaparak Mg salınımı yoluyla atıkların alkali karakterini pekiştirir. Mineralojik olarak alkali karakterde olan bu atıklar, kimyasal analizlerde de görüldüğü üzere (%29,18 Mg ve %18,25 Si), AMD potansiyeli açısından tehlikesiz kabul edilmiştir.

Mineralojik Yapının Metal Salınımı Üzerindeki Etkisi

Atığın ana krom taşıyıcısı olan Kromit minerali, kimyasal olarak son derece kararlı ve suda çözünürlüğü düşük bir spinel grubudur. Bu mineralin sağlam kristal yapısı, içindeki krom ve demir gibi metallerin kolayca çevreye salınımını engeller. Bu mineralojik kararlılık, atıktan sızan sulu çözeltide yapılan analizlerde ağır metal kompozisyonunun düşük seviyelerde çıkmasını ve Atık Yönetimi Yönetmeliği'ne göre risk teşkil etmemesini açıklamaktadır. Yapılan toksisite testlerinde (Vibrio fischeri ve balık biyodeneyi) elde edilen sonuçlar da bu mineralojik yapının bir yansımasıdır. Numunenin toksik etki göstermemesi, içindeki metallerin kararlı mineral fazları içinde hapsolmuş olduğunu kanıtlamaktadır.

Sonuç olarak mineralojik veriler, krom zenginleştirme atığının doğal olarak bazik ve kararlı bir yapıya sahip olduğunu, bu yapının da asit maden drenajı ve ağır metal salınımı risklerini minimize ettiğini açıkça göstermektedir.

Elde edilen bulgular, söz konusu krom zenginleştirme tesislerinden kaynaklanan atıkların çevresel açıdan düşük riskli olduğunu net biçimde ortaya koymaktadır. Numunelerin tamamında arsenik, kadmiyum, kurşun, çinko ve benzeri toksik metallerin liçteki konsantrasyonları, ADDDY kapsamında belirlenen inert veya tehlikesiz atık sınır değerlerinin altında kalmıştır. Sülfat ve toplam çözünen katı (TÇK) parametreleri açısından da benzer şekilde düşük seviyeler gözlenmiştir.

Öne Çıkan Bulgular:

- Sülfür fraksiyon sonuçları ile liç test sonuçları arasında paralel eğilim tespit edilmiştir.

- Bölge 1 (Yahyalı – Kayseri): En düşük metal ve sülfat salımı ile en stabil karaktere sahiptir. Atıklar inert sınıfa uygundur.

- Bölge 2 (Fethiye – Muğla): Görece daha yüksek baryum ve çinko değerlerine rağmen inert sınıra yakın değerlerle düşük riskli karakterdedir.

- Bölge 3 (Aladağ – Adana): Sülfür ve çözünürlük potansiyeli daha yüksek olmasına rağmen ADDDY sınırlarını aşmamakta, kontrollü depolama ile yönetilebilir niteliktedir.

- Üç bölgeden elde edilen sonuçlar, krom cevherinin zenginleştirme süreci sonrasında çevresel açıdan yüksek riskli bir atık üretimine neden olmadığını ortaya koymaktadır.

- Bölgeler arası pH ve elektriksel iletkenlik (EC) değerleri incelendiğinde, hem atık stabilitesi hem de iyon salımı potansiyeli hakkında önemli çevresel göstergeler elde edilmiştir. pH değerleri 8,05 ile 9,67 arasında değişmekte olup, tüm bölgeler hafif alkali karakterdedir. Bu durum, özellikle asidik koşullarda gözlemlenen metal çözünürlüğünün burada sınırlı olacağını ve liç potansiyelinin düşük seviyelerde kalacağını göstermektedir. En yüksek pH, Bölge 2'de (Fethiye) tespit edilmiş olup (9,67), bu bölgede metal mobilizasyonunun daha da baskılanması beklenir.

• Elektriksel iletkenlik açısından ise Bölge 1 (Kayseri Yahyalı) belirgin biçimde öne çıkmaktadır. 221,02 µS/cm ile diğer iki bölgeden anlamlı düzeyde yüksek iletkenlik göstermektedir. Bu durum, daha yüksek miktarda çözünmüş iyon varlığına işaret etmektedir; ancak bu iyonlar daha önceki liç analizlerinde tespit edildiği gibi çevresel eşik değerleri aşmamaktadır. Bölge 2 ve 3 ise sırasıyla 72,5 ve 77,9 µS/cm ile daha düşük iletkenlik profili sergilemiş; bu da mineral çözünürlüğünün sınırlı olduğunu desteklemektedir.

• Bu veriler, özellikle ASTM D4793 testine paralel olarak değerlendirildiğinde; yüksek iletkenliğe rağmen toksik bileşen taşımayan çözeltiler, atıkların genel çevresel uyumluluğunu teyit etmektedir. Ayrıca, hafif alkali ortam koşullarının varlığı, asit maden drenajı riskinin son derece düşük olduğunu göstermekte, krom zenginleştirme faaliyetlerinden kaynaklı atıkların düzenli depolama açısından uygun olduğunu pekiştirmektedir.

Öneriler:

Bu çalışmada elde edilen sonuçlar, krom cevheri zenginleştirme atıklarının mineralojik olarak alkali karakterde olduğunu ve bu yapının doğal bir asit nötralizasyon potansiyeli (NP) sağladığını göstermektedir. Bu bulgu, atığın kendi bünyesindeki tamponlayıcı mineraller sayesinde asit maden drenajı (AMD) oluşumuna karşı dirençli olduğunu kanıtlamıştır. Ayrıca, metal salınımlarının da mevcut mevzuat limitlerinin altında olduğu tespit edilmiştir.

Günümüzde, krom zenginleştirme tesislerinden kaynaklanan atıkların AMD potansiyeli ve çevresel etkileri konusundaki tartışmalar halen devam etmektedir. Özellikle atığın toplam sülfür içeriğinin yüksek olduğu ancak sülfat formunda bulunduğu durumlarda, klasik Asit-Baz Muhasebesi (ABA) testlerinin yanlışlıkla yüksek AMD riski gösterdiği yönündeki eleştiriler önemlidir. Bu çalışmamız, atığın yüksek pH değeri ve mineralojik olarak kararlı, alkali minerallerden oluşması gibi somut verilerle, söz konusu atıkların AMD riski taşımadığı yönündeki bilimsel görüşleri desteklemektedir.

1. Madencilik sektörü paydaşları, krom atıklarının sanılanın aksine doğal bir tamponlama kapasitesine sahip olduğu ve doğru yönetim stratejileriyle çevresel risklerinin minimumda tutulabileceği konusunda bilgilendirilmelidir. Bu durum, atıkların uygun şekilde depolanmasına ve potansiyel olarak başka endüstrilerde (örneğin, inşaat malzemeleri veya toprak iyileştirmesi) değerlendirilmesine olanak tanıyacaktır.

2. Atıkların düzenli depolama alanlarına yönlendirilmesi öncesinde ASTM D4793 testi gibi dinamik analizlerle uzun vadeli çevresel etkiler dikkate alınmalıdır.

3. Krom zenginleştirme tesislerinden kaynaklanan atıklar, mevcut bulgular doğrultusunda düzenli depolama tesislerinde inert/tehlikesiz atık kriterlerine uygun şekilde bertaraf edilebilir.

4. Sülfür içeriği yüksek olan atıklar için ilerleyen zamanlarda oluşabilecek çözünme ve sızıntı risklerine karşı stabilizasyon, yüzey kaplama ve drenaj sistemleri önerilmektedir.

5. Maden atığı karakterizasyonunda yalnızca toplam konsantrasyon değil, zamana bağlı çözünürlük ve mobilizasyon testlerinin de düzenleyici süreçlere entegre edilmesi gerekmektedir.

6. Aladağ bölgesi gibi görece yüksek sülfürlü atıklar için periyodik saha izleme programları uygulanmalıdır (pH, iletkenlik, anyon-katyon dengesi vb.).

Bu kapsamda gerçekleştirilen testler, ilgili ulusal ve uluslararası standartlara uygun olarak, T.C. Çevre, Şehircilik ve İklim Değişikliği Bakanlığı tarafından yetkilendirilmiş ve TÜRKAK akreditasyonuna sahip Gemar Çevre Ölçüm ve Analiz Laboratuvarı'nda, kontrollü laboratuvar koşullarında gerçekleştirilmiş; elde edilen veriler detaylı biçimde analiz edilerek bilimsel olarak değerlendirilmiştir.

KAYNAKLAR

1. Johnson, D. B., & Hallberg, K. B. (2005). Acid mine drainage remediation options: a review. Science of the Total Environment, 338(1-2), 3–14. https://doi.org/10.1016/j.scitotenv.2004.09.002
2. Nordstrom, D. K. (2011). Mine waters: Acidic to circumneutral. Elements, 7(6), 393–398. https://doi.org/10.2113/gselements.7.6.393
3. Younger, P. L., Banwart, S. A., & Hedin, R. S. (2002). Mine Water: Hydrology, Pollution, Remediation. Springer. https://doi.org/10.1007/978-94-010-0640-1Karaca, O., Cameselle, C., Reddy, K.R.: Acid Pond sediment and mine tailings contaminated with metals: physicochemical characterization and electrokinetic remediation. *Environ. Earth Sci.* 76 (12), 1–12 (2017).
4. ASTM International. (2013). ASTM D4793-13: Standard Test Method for Sequential Batch Extraction of Waste with Water. ASTM International, West Conshohocken, PA. https://www.astm.org/d4793-13.html
5. Kosson, D. S., van der Sloot, H. A., Sanchez, F., & Garrabrants, A. C. (2002). An integrated framework for evaluating leaching in waste management and utilization of secondary materials. Environmental Engineering Science, 19(3), 159–204. https://doi.org/10.1089/109287502760079188
6. Sainz, A., Grande, J. A., & de la Torre, M. L. (2004). Characterization of the contamination caused by the mining activities in the Tinto and Odiel rivers (SW Spain). Environmental Geology, 46(5), 596–606. https://doi.org/10.1007/s00254-004-1072-3Sharma, H.D., Reddy, K.R.: *Geoenvironmental engineering: site remediation, waste containment, and emerging waste management technologies*. Wiley, Hoboken (2004).
7. Uysal, S., Kurt, M. A., Yılmaz, H. (2006). Kayseri – Yahyalı çevresinin jeolojisi ve kromit potansiyeli. Jeoloji Mühendisliği Dergisi, 30(1), 17–28.
8. Çetinkaplan, M. (2015). Kayseri İli'nin Güneydoğusundaki Aladağ ofiyolitlerinin jeolojik özellikleri. MTA Dergisi, 150, 45–60.
9. Karadağ, M. M., Özkan, Y., Yıldız, A. (2009). Türkiye'deki podiform kromit yataklarının petrografik ve jeokimyasal özellikleri. Madencilik Dergisi, 48(2), 25–40.
10. Uğur, B. (2014). Krom konsantre tesislerinde zenginleştirme süreçlerinin verimliliği: Yahyalı örneği. ETİ KROM Teknik Raporu, Kayseri.
11. Yücel, N. (2019). Kromit yataklarında yapısal kontrolün değerlendirilmesi: Yahyalı–Yeşilköy sahası. Çukurova Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü, Yüksek Lisans Tezi.
12. Uğuz, H. (2010). Fethiye (Muğla) Yöresindeki Podiform Kromit Yataklarının Petrografik ve Jeokimyasal Özellikleri. Selçuk Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Yüksek Lisans Tezi.
13. Kaya, M. & Öztürk, Y. (2004). Batı Toroslar'daki ofiyolitik kayaçların jeolojik ve jeokimyasal değerlendirmesi: Karagedik örneği. Maden Tetkik ve Arama Dergisi, 140, 65–78.
14. Öztürk, Y. & Uğuz, H. (2011). Karagedik (Fethiye) çevresinde kromit cevherleşmesini etkileyen yapısal unsurların analizi. Türkiye Jeoloji Kurultayı Bildiri Özleri, s. 127–128.
15. Yıldız, A., Karadağ, M. M., Özkan, Y. (2009). Türkiye'deki Kromit Yataklarının Karakteristik Özellikleri ve Zenginleştirme Potansiyelleri. Madencilik Dergisi, 48(2), 19–32.
16. Karadağ, M. M., Yıldız, A., Özkan, Y. (2009). Kromit cevherlerinin zenginleştirme yöntemleri ve uygulamaları: Fethiye örneği. ETİ KROM A.Ş. Teknik Raporu, Ankara.
17. Lapakko, K. A. (2002). Metal mine drainage prediction. *Mine Water and the Environment*, 21(4), 189–202.
18. ASTM International. (2020). ASTM D4793-20: Standard Test Method for Sequential Batch Extraction of Waste with Water. ASTM International. https://doi.org/10.1520/D4793-20
19. Blowes, D. W., Ptacek, C. J., Jambor, J. L., & Weisener, C. G. (2014). The geochemistry of acid mine drainage. *Treatise on Geochemistry*, 11, 149–204.
20. Lottermoser, B. G. (2010). *Mine Wastes: Characterization, Treatment and Environmental Impacts*. Springer.
21. Nordstrom, D. K., & Alpers, C. N. (1999). Geochemistry of acid mine waters. *The Environmental Geochemistry of Mineral Deposits: Part A*, 6, 133–160.
22. Lapakko, K. A. (2002). Metal mine rock and waste characterization tools: An overview. *Mine Water and the Environment*, 21(2), 39–53.
23. Johnson, D. B., & Hallberg, K. B. (2005). Acid mine drainage remediation options: a review. *Science of the Total Environment*, 338(1-2), 3–14.



SUSUZLANDIRMA

DEWATERING

CASE STUDY SHOWING CAPEX AND OPEX REDUCTION WHEN FILTERING FINE AND COARSE TAILING FRACTIONS SEPARATELY

J. Hahn [1, *], H. Kilic [2], T. Dobler [3]

1. Product Development, BOKELA GmbH, Karlsruhe, Germany
*(*Corresponding Author: jhahn@bokela.com)*
2. Sales Department, BOKELA GmbH, Karlsruhe, Germany
3. Process Design Department; BOKELA GmbH, Karlsruhe, Germany

ABSTRACT

What is needed to treat the tailings in a way to minimize safety hazards, environmental risks, the huge consumption of fresh water and the cost of mine closure? A significant improvement can be made, if the tailings were dry stacked and most of the water was returned to the process. However, this solution requires a significant investment in combination with increased operation costs. The return on investment will come later. The initial investment can be significantly reduced, if the total plant feed is split into two or three different size fractions and processed separately. This paper will show how capital expenditure (capex) and operational expenditure (opex) can be reduced if this is done with copper tailings. For the fine fraction, filter presses are used to ensure the target moisture is reached by applying high pressure. The coarse fraction is filtered on high-performance vacuum disc filters. This paper will list and compare the items adding up to the total opex and capex for using filter presses only versus a combination of filter presses and high-performance disc filters. The result is savings of total project cost of almost Euro 100,000,000 in capex for copper tailings operations with 200,000 t/d capacity, plus further savings in opex.

Keywords: tailing filtration, disc filters, high-performance disc filters, moisture reduction, capex/opex

INTRODUCTION

The treatment of tailings has become increasingly important in mining operations. Depending on site conditions, safety hazards, environmental risks, consumption of fresh water etc. can be reduced, if tailings are filtered and stacked in a tailings storage facility (TSF) (Inci et al., 2023). For this, it is important to dewater the tailings to a moisture level that ensures that liquefaction does not occur on the conveyor belt enroute to the TSF. In addition, moisture must meet all geotechnical requirements for stable and safe stacking (McKenna, 2023). The moisture required for this is typically in the range of 13–17 % w/w. This is a moisture that can be reached with filter presses in most cases. However, the filtration of the tailings with filter presses is quite often the most expensive solution in terms of opex and capex.

Tailings are mostly considered as one flow only. In the processing of coal (Hahn & Elsmore, 2023) and many metal ores it is common practice to split the processing plant feed in 2–3 fractions with different particle sizes to get a higher separation efficiency. Why not use this method for tailings as well? A Peruvian copper tailing is used for this case study as there are globally many sites with very similar tailing characteristics. The material was very fine, with 40 % w/w less than 10 microns. Target moisture of 15.5 % w/w could only

be reached with filter presses (Figure 1), the most expensive filtration equipment on the market. But what happens, if tailings are split into a fine and a coarse fraction? Can less expensive filtration equipment such as vacuum disc filters be used?



Figure 1. Filter press



Figure 2. High-performance vacuum disc filter

HIGH-PERFORMANCE VACUUM DISC FILTERS (HPDF)

For tailings filtration in mine backfill applications, the use of vacuum disc filters is common practice. Moisture requirements for mine backfill are in the low- to mid-20s as tailings are typically mixed with cement and are hydraulically placed. The majority of mine backfill applications are < 10,000 t/d solids throughput and so there is still room for standard vacuum disc filters and other vacuum filter types.

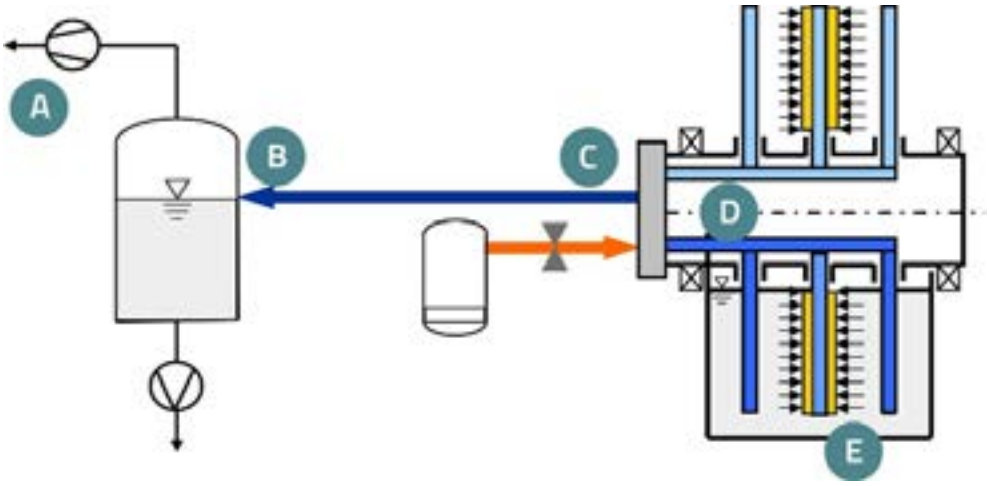
The situation changes if TSF with 100,000–200,000 t/d or above are targeted. Then filters with high solids throughput and moisture < 20 % w/w are required. Modern vacuum disc filters called “high-performance

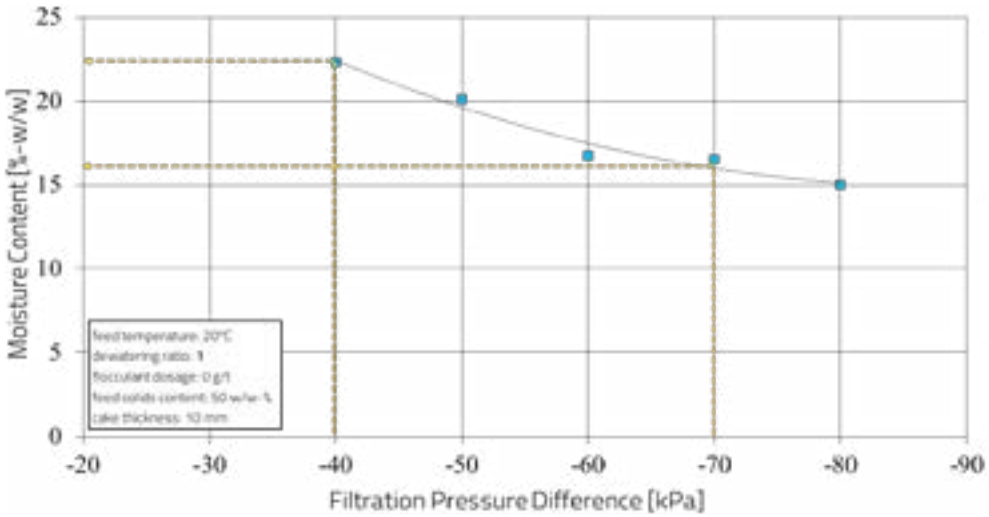
vacuum disc filters" (HPDF), as shown in Figure 2, are becoming an alternative to filter presses. The technical description of these high-performance vacuum disc filters and how they differ from standard disc filters was already described in the paper "How tailings characteristics affect capex and opex in filtration: two case studies" (Hahn, 2024). They are designed for maximum solids throughput, which is why they can operate with slurry levels in the filter trough/bath of up to 50 %. At this high slurry level in the filter trough/bath, half of the filtration area is submerged and forming filter cake.

In addition, high-performance vacuum disc filters are designed to minimize pressure losses by using:

- trapezoidal filtrate pipes (more cross-section area = less flow velocity)
- pre-separation control heads (minimizing 2-phase flow creating high pressure losses)
- highly perforated filter segments (minimum pressure loss for liquid and air to pass)
- online cloth wash (reduces cloth blinding and minimizes pressure loss in filter cloth).

Figure 3 shows the real impact of these design features on the reduction of pressure losses.





Vacuum at	A Vacuum pump	B Receiver inlet	C Control head	D Segment outlet	E Filter cloth
Standard disc	-80 kPA	-70 ... -75 kPA	-55 ... -65 kPA	-45 ... -55 kPA	-30 ... -50 kPA
HPDF Tech	-80 kPa	-78 ... -79 kPa	-74 ... -78 kPa	-70 ... -76 kPa	-65 ... -75 kPa

Figure 3. Pressure drop on standard disc filters and on high-performance vacuum disc filters (HPDF) Moisture versus active pressure difference at the filter cake

Both filter types are connected to a standard vacuum pump creating a pressure difference of -80 kPa. The standard disc filter gets a pressure difference of only -30 to -50 kPa at the filter cake. The rest is lost due to pressure losses in the filter system. With the above listed design features, the high-performance vacuum disc filter minimizes the pressure loses and still gets -65 to -75 kPa at the filter cake. And this has a major impact on cake moisture as Figure 3 shows.

Due to the pressure losses indicated above, the acting pressure difference at the filter cake of a standard vacuum disc filter is about -40 kPa, which correlates with moisture of 22.5 % w/w. Due to the reduced pressure losses of the high-performance vacuum disc filters, about -70 kPa pressure difference is reached at the cake and thus the moisture is 16.5 % w/w. This is 6 % w/w points less moisture than the standard design disc filters. Therefore, it is recommended to consider high-performance vacuum disc filters as an option for tailings filtration for dry stacking.

CASE STUDY FOR FILTERED COPPER TAILINGS

The treatment of tailings becomes increasingly important for copper processing worldwide, because the metal content in the ore is getting lower and the demand is increasing. A case study of copper tailings filtration already provided opex and capex figures (Hahn, 2024) for 100,000 t/d of tailings based on the flow sheet as shown in Figure 4.

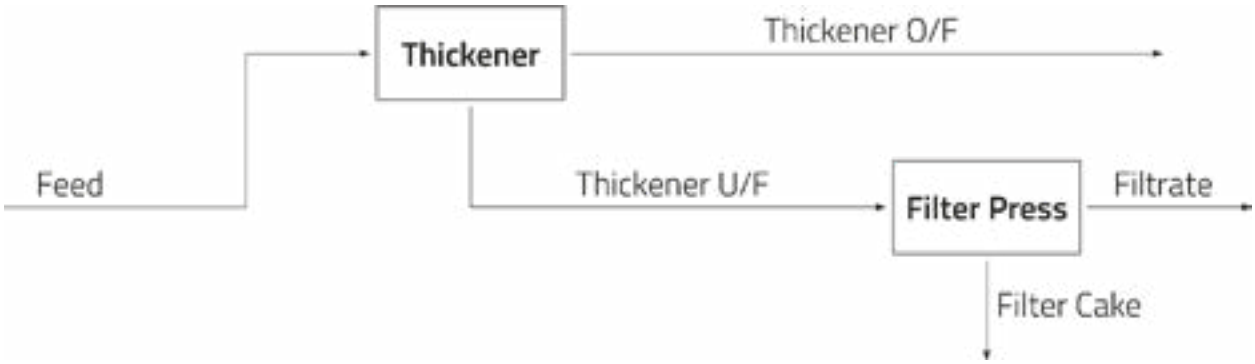


Figure 4. Flow sheet of conventional tailings management

The review of the project added the tailings of a neighbor mine which doubled the total production as shown in Table 1.

Table 1. Updated tailings data of a copper tailings project

	Unit	2023/2024	2024/2025
Total tailings	t/d	100,000	200,000
Particles < 10 microns	% w/w	35	38
Target moisture	% w/w	15.0	15.5

USE OF FILTER PRESSES ONLY

Filtration data for high-performance vacuum disc filters (Hahn, 2024) and filter presses (Mantovani, 2023) are listed in Table 2.

Table 2. Project data for high-performance disc filter & filter press (200,000 t/d tailings filtration)

	Unit	High-perf. disc filter	Filter press
Total solids throughput	t/d	200,000	200,000
Total filtration area of filter	m²	352	2,800
Solids throughput per filter	t/d	3,275	8,370
No. of filters in operation/installed	–	62/68	24/28
Energy requirement per filter	kW	310	750
Total annual energy requirement	MWh/y	168,367	157,680
Flocculant dosage	g/t	0	0
Moisture	% w/w	19.5	14.5
OPEX	Euro/y	41,691,440	70,032,000
CAPEX	Euro/y	136,000,000	351,000,000

The largest units available on the market are used for the comparison. While the filter presses benefit from the high pressure and the huge filtration area, the high-performance vacuum disc filters benefit from the short cycle time and generate a much thinner cake that can be safely discharged during continuous operation (Kern & Stahl, 1986), with cake thickness down to 7 mm and even 5 mm in some cases.

Since the moisture target is 15.5 % w/w, only filter presses can be used to achieve this target. The opex of the filter presses for 200,000 t/d is listed in Table 2. The two major factors for the total opex are the filter cloths and the energy. The cost for energy was calculated with a price of Euro 0.20/kWh. The total opex of the tailings filtration is Euro 70,000,000 which corresponds to Euro 0.96/t.

SPLITTING THE TAILINGS IN A COARSE AND A FINE FRACTION

The tailings are now split at laboratory scale into a fines fraction and a coarse fraction. The corresponding flow sheet is shown in Figure 5.

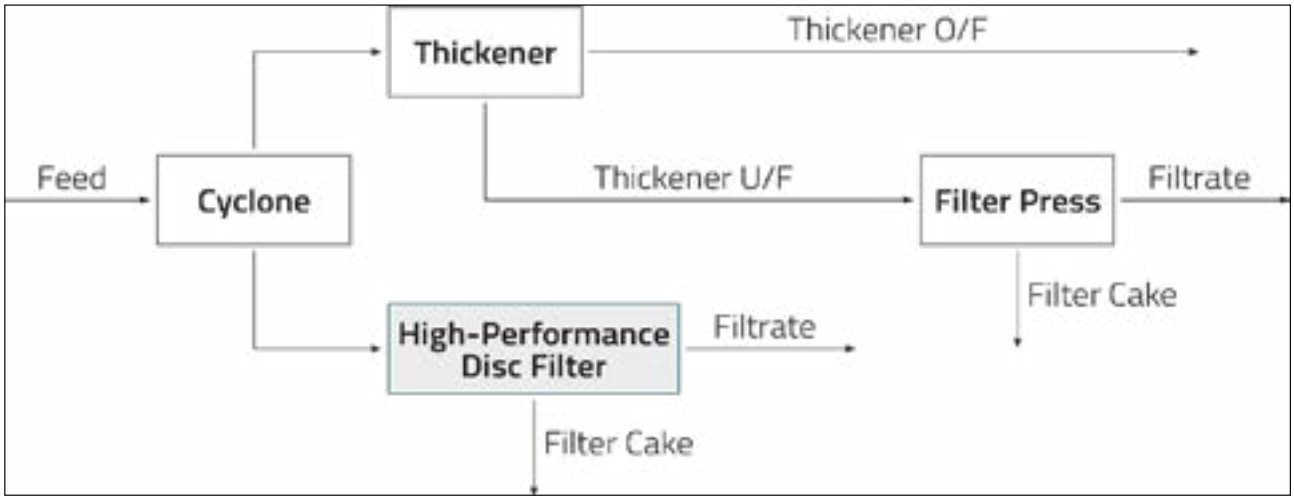


Figure 5. Flow sheet of tailings management with splitting

The coarse fraction has a medium particle size of 115 microns and the fine fraction 8.5 microns. The coarse fraction is 35 % of the total tailings mass and the fines fraction is 65 %. Table 3 shows the result, if the coarse fraction is filtered on high-performance vacuum disc filters and the fines on filter presses.

Table 3. Performance of fines and a coarse tailings filtered separately

	Unit	High-perf. disc filter	Filter press
Total solids throughput/filter type	t/d	70,000	130,000
Total filtration area of filter	m²	176	2,800
Solids throughput per filter	t/d	21,590	6,700
No. of filters in operation/installed	–	4/5	20/22
Energy requirement per filter	kW	1,100	750
Flocculant dosage	g/t	7.5	0
Moisture	% w/w	14.5	15.0

The calculation outlines that each BoVac Disc L176 high-performance disc filter would reach a solids throughput of 900 t/h at a rotational speed of 3.0–4.0 rpm which results in 21,590 t/d coarse tailings. Now the mix of the coarse and fine fraction after filtration is reaching a moisture of 14.8 % w/w which is well below the moisture target of 15.5 % w/w. This is a viable option for the project now. What does this mean for opex and capex?

Table 4. Opex and capex, if fines and coarse tailings are filtered on different filter types

	Unit	HP disc filter	Filter press	Total
Total solids throughput of this type	t/d	70,000	130,000	200,000
Total energy cost per year	Euro/y	7,708,800	26,280,000	33,988,800
Total filter aid cost per year	Euro/y	574,875	0	574,875
Total cost of cloths per year	Euro/y	115,200	26,880,000	26,995,200
Total cost of spares per year	Euro/y	120,000	5,200,000	5,320,000
Total operational cost (opex)	Euro/y	8,518,875	58,360,000	66,878,875
Total equipment cost (capex)	Euro/y	7,500,000	286,000,000	293,500,000

The total capex is Euro 293,500,000 which is almost 20 % less compared to the use of filter presses only as shown in Table 2. And the total opex of Euro 66,878,875 is a 4.5 % reduction. This may not be enough to justify the use of two different filtration technologies plus the extra equipment for splitting the tailings. But it shows, that reducing the number of filter presses, immediately reduces the capex in a quite substantial way. Therefore, it is worthwhile to look for further opportunities to treat more of the tailings on high-performance disc filters.

However, the target was to treat half of the solids with high-performance disc filters and the other half with filter presses. Therefore, only 75 % w/w of the original tailings are split into ⅓ to be coarse (25 % of the

original tailings) and ⅔ to be fines (50 % of the original tailings). 25 % of the original tailings remain as they are. Now the fines in the overflow of the hydro-cyclones are still going to the fines thickener. But it is only 75 % of the total tailings flow which reduces the capital cost for the thickener, the feed tanks, pumps and cyclones. The thickener underflow (U/F) is fed to the filter presses with about 60 % solids, and again this may require a slightly higher amount of flocculant which is not considered in the opex calculation below but should be < Euro 1,000,000 per year. The remaining 25 % of the original tailings and the coarse fraction (hydro-cyclone U/F without thickening) are mixed and filtered on high-performance vacuum disc filters, with the performance figures summarized in Table 5.

Table 5. Performance of fines and a mix of coarse and original tailings

	Unit	High-perf. disc filter	Filter press
Total solids throughput/filter type	t/d	100,000	100,000
Total filtration area of filter	m²	352	2,800
Solids throughput per filter	t/d	6,140	6,700
No. of filters in operation/installed	–	17/19	15/17
Energy requirement per filter	kW	350	750
Flocculant dosage	g/t	5.0	0
Moisture	% w/w	16.0	15.0

Fed with the coarse tailings, the BoVac Disc XL352 high-performance disc filters would run at a speed of ~1 rpm, achieve a cake thickness of ~8 mm (typical cake thickness for this filter type) and reach a solids throughput of 256 t/h, which results in 6,144 t/d. Because of the addition of original feed with fines, the air flow through the filter cake is reduced, which is the reason for the higher moisture of 16.0 % w/w and the reduced energy requirement.

The fines fraction after thickening is still filtered on filter presses. The mix of the filter cakes from both filter systems is reaching a moisture of 15.5 % w/w, which is exactly the target moisture. Therefore, this is also a viable option for the project. Now, what does this mean for opex and capex?

Table 6. Opex and capex, if fines and coarse tailings are filtered on different filter types

	Unit	HP disc filter	Filter press	Total
Total solids throughput of this type	t/d	100,000	100,000	200,000
Total energy cost per year	Euro/y	10,424,400	19,710,000	30,134,400
Total filter aid cost per year	Euro/y	547,500	0	547,500
Total cost of cloths per year	Euro/y	918,000	20,160,000	21,078,000
Total cost of spares per year	Euro/y	680,000	3,900,000	4,580,000
Total operational cost (opex)	Euro/y	12,569,900	43,770,000	56,399,900
Total equipment cost (capex)	Euro/y	38,000,000	221,000,000	259,000,000

This is almost a 20 % reduction of the opex compared to the use of filter presses only as Table 6 shows. This is a substantial reduction as it means an annual saving of Euro 13,630,000. However, it does not yet include the opex for the operation of the hydro-cyclone stage, which is expected to be in the range of Euro 800,000–1,500,000. The potentially higher amount of flocculant dosage to the fines thickener may add another Euro 1,000,000. Nevertheless, it is still an overall saving of > Euro 10,000,000.

The use of hydro-cyclones for splitting the tailings into coarse and fines fractions requires feed tanks, a set of hydro-cyclones and feeding pumps, but in this case only for 75 % of the total tailings flow. However, now two thickener stages are required: one smaller thickener for 25 % of the original tailings flow and one bigger one for the hydro-cyclone overflow (O/F) with the fines (50 % of the total tailings solids). This adds a few million Euro which is not considered in the above comparison, mainly because detailed data is not available and the extra cost is expected to be < 2 % of the total capex.

The high-performance vacuum disc filters are operating continuously and drop the cake with a moisture of 16 % w/w directly onto the main conveyor system. The filter presses already have the equalizer and the individual conveyors. At this stage it is expected to have had enough mixing of fines and coarse fractions when simultaneously dropping the filter cakes on the main conveyor. Therefore, no extra capital cost is considered for mixing.

The bottom line in Table 6 shows, if the fine tailings (50 % of the total tailings) are filtered on filter presses and the rest (a mix of coarse tailings and original tailings) is filtered on high-performance disc filters, the capex reduces by about 26 % or a total of Euro 92,000,000 for the 200,000 t/d operation as shown in Figure 6.

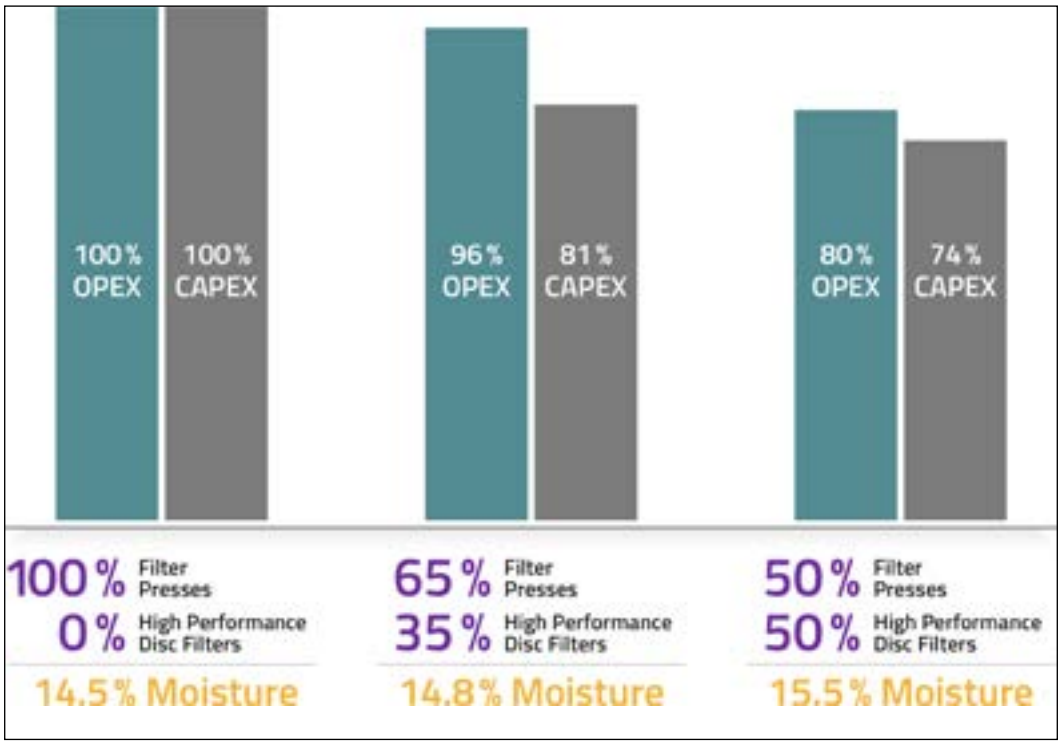


Figure 6. Opex and capex for different combinations of filter presses and high-performance disc filters

So even if the exact figures for the additional pumps, hydro-cyclones and extra thickener would be available, the total saving will still be > Euro 75,000,000. In combination with the > Euro 10,000,000 annual savings in opex, it makes this option very attractive in comparison to using filter presses only.

CONCLUSION

Tailings are mostly considered as one flow only. In the processing of coal and some base metals it is common practice to split the feed flow in 2–3 fractions with different particle sizes to reach higher separation efficiency and higher yield. Using a copper tailings having 35–40 % w/w < 10 microns (many copper and gold processing plants have this amount of fines) and split it 50:50 into a fines and a coarse fraction, the target moisture of 15.5 % w/w could be reached with a combination of filter presses and high-performance vacuum disc filters. In comparison to using filter presses only for the 200,000 t/d operation, the combination of filter presses and high-performance disc filters can reduce the opex by 20 % and the capex by 26 %. This is a very substantial saving and makes the decision for tailing filtration become more likely. If the tailings are coarser, then more than 50 % can be filtered on high-performance disc filters and thus opex and capex can be reduced even further.

REFERENCES

Hahn, J. & Elsmore, A. (2023), Technology change point–a benchmark for energy savings in fine coal dewatering, 20th International Coal Preparation Congress. Gold Coast, Australia.

Hahn, J. (2024), How tailings characteristics affect capex and opex in filtration: two case studies, Proceedings of the 26th International Conference on Paste, Thickened and Filtered Tailings (105–114). Perth, Australia.

Inci, Y., Uzunçelebi, G., *Ürkmez*, H., Ennis, S., Kimball, P. & Ruiz Castro, E. (2023), Application of risk-based tailings management at Tüprag Efemçukuru Gold Mine, Proceedings of the 25th International Conference on Paste, Thickened and Filtered Tailings (776–786). Perth, Australia.

Kern, R. & Stahl, W. (1986), The discharge of filter cake by air blow back: a mathematical simulation to improve design and operation of disc filters, Proceedings of the 4th World Filtration Congress. Ostende, Belgium.

Mantovani, S. (2023), The Advantages of Advanced Filter Presses in the Treatment of Large Quantities Of Mining Waste. Case Study and 'lesson learned', 9th International Conference on Tailings Management. Santiago, Chile.

McKenna, G. (2023), How to compact filtered tailings, Proceedings of the 25th International Conference on Paste, Thickened and Filtered Tailings (440–454). Perth, Australia

PRESSURE FILTRATION FOR TAILINGS DRY STACKING: CHALLENGES AND SOLUTIONS

F. Kaswalder [1,*]

[1]*Diemme Filtration srl, Italy*

ABSTRACT

Tailings dry stacking is emerging as a key technology for enhancing the sustainability and safety of mining operations.

Diverse dewatering techniques are employed to produce a suitable tailings residue, with pressure filters gaining traction as the preferred choice due to their high production capacity and ability to achieve low-moisture filter cakes. However, tailings filtration projects face growing challenges, including: extremely high processing rates, which can exceed 100,000 tonnes per day; filtration difficulties arising from decreasing ore grades, necessitating finer grinding and resulting in increased clay fractions; and stringent residual moisture requirements, dictated by the geotechnical specifications of the tailings stack.

The primary objective is to develop customized solutions that provide an optimal balance between cost and performance. This paper will present case studies of successful filter press installations for tailings dry stacking, emphasizing the crucial role of thorough process analysis and well-structured testing programs.

Keywords: Dry stacking, tailings dewatering, filter press

INTRODUCTION

The current state of mine tailings management can be described as a “perfect storm”. Increasing challenges arise from the combination of two key factors: on one hand, technological pressures driven by growing productivity demands; on the other, a strong push toward more sustainable and safer practices.

There is a clear global trend of increasing tailings production. This is due to two main causes: the rising global demand for critical minerals and the declining average ore grades. Ore grades have significantly decreased over recent decades, resulting in a higher volume of tailings per tonne of mined ore (Ekins, 2019; Mudd, 2020). This often necessitates deeper and more complex mining operations, producing finer tailings with a higher content of clayey fractions. These materials are geotechnically weaker, more difficult to compact, and harder to thicken and dewater, making them more challenging to manage overall.

One visible consequence of this trend is the expanding area required for tailings storage facilities (TSFs). Throughputs of up to 100000 tonnes per day or more are increasingly common. This raises safety concerns, as the severity of a failure correlates with the size of the pond and the volume of water and slurry that could be released (Rourke, 2015). Figure 1 illustrates the trend in TSF failures based on data from the CSP2 database (https://www.csp2.org/tsf-failures-from-1915). Over the past decades, the number of failures has remained high, with many classified as “very serious” (i.e., multiple fatalities, release of ≥ 1000000 m³ of discharge, and/

or release travel over 20 km). Since 1915, TSF failures have caused more than 2500 fatalities and released over 250 million m³ of tailings and water. Nearly 50% of this volume has been released in incidents occurring after 2000, demonstrating that TSF safety management is becoming increasingly complex and large-scale (Piciullo et al., 2022).

Concerns around TSF safety have intensified in the wake of catastrophic failures such as the Fundão dam (2015) and Brumadinho dam (2019) in Brazil. In response, numerous guidelines and regulatory frameworks have been introduced (e.g., GISTM in 2020). Many mining companies, particularly larger ones, are now reassessing their tailings strategies to align with these recommendations. Achieving these goals requires substantial investment in technologies that improve water balance management and overall TSF safety. Notably, many recent failures, even when not triggered by overtopping, were worsened by excessive stored water. The 2014 Mount Polley failure in Canada exemplifies this, with heavy rainfall and unpredictable weather patterns (exacerbated by climate change) increasing the difficulty of maintaining required pond freeboard levels (Zabolotnii et al, 2022).



Figure 1. TSF failures statistics (source CSP2 database)

Filtered tailings disposal presents a promising alternative for safer and more sustainable mining operations. In this method tailings are dewatered to form a “cake”, a final residue that doesn’t show any liquid or paste like behavior. It can be disposed in form of partially saturated material in what is commonly called “dry stack” (however, the name could be misleading because of the filtered tailings always show a residual moisture). One of the main advantages of this technology is the possibility to eliminate the ponds and to drastically reduce the risks and consequences of dam failures.

The number of mining sites adopting this approach is steadily increasing. Installations are growing worldwide, and several high-throughput projects are currently in development.

One of the most critical aspects about the filtered tailings storage is related to the economical assessment of the process. This topic is much debated in the mining industry, mainly because of the high complexity of the variables involved and the related uncertainly. Cost of tailings dams are often underestimated and the benefits of dry stack (DS) at site closure are not taken in proper consideration (Julien, 2023). It should be noted, nevertheless, that the attractiveness of the DS is largely related to the cost evaluation, making the CAPEX and OPEX optimisation of each single part of the plant of primary importance.

The use of a filter press for tailings dewatering is currently the most popular technology. Main reasons are the flexibility in regard to the kind of product to be filtered and the very high throughput and dewatering

performances achievable, often higher than any other technology currently available (Whittering et al., 2019; Stickland, 2023). The high level of customization offered by this technology can nevertheless be a double-edge sword: whilst the tailoring of the machine on the product characteristics can allow the achievement of high performance on a wide range of different tailings, the optimisation process should be carried out carefully to avoid oversizing and extra costs. This requires a multi-step approach, involving a comprehensive characterisation of the material and a thorough testing phase. The definition of the target in terms of residual cake moisture and filter throughput, as well as a precise sampling of the material for the test, taking in account variabilities over the years of operation and worst-case scenarios, are aspects of upmost importance.

The set-up of a filter press process involves many different variables like:

- Plate type: recessed (i.e. fixed volume) or membrane (i.e. variable volume, allowing cake consolidation by pressure squeezing), chamber thickness
- Feeding (and, in case, squeezing) pressure
- Application of air blowing phase to get cake desaturation and optimization of air consumption
- Filter cloth selection

Any of these items can have a strong impact on both OPEX and CAPEX of the equipment. Use of membrane plates instead of fixed volume ones, for example, presents a significant higher cost but can be necessary to get the required cake moisture; use of air blowing is also often necessary to prevent liquefaction and get an extra dewatering level, but the compressor and its energy demand can increase drastically the costs. In figure 2 a graph showing the typical moisture range achievable with different filter configurations on copper tailings (the same application as one of the case studies later discussed) is reported. It clearly shows the importance of the target definition for a proper process configuration. Thorough chemical and physical characterization is essential for process control, evaluating sample variability, and obtaining meaningful feedback from the plant after filter press commissioning to effectively manage process parameters and maintain the required performance

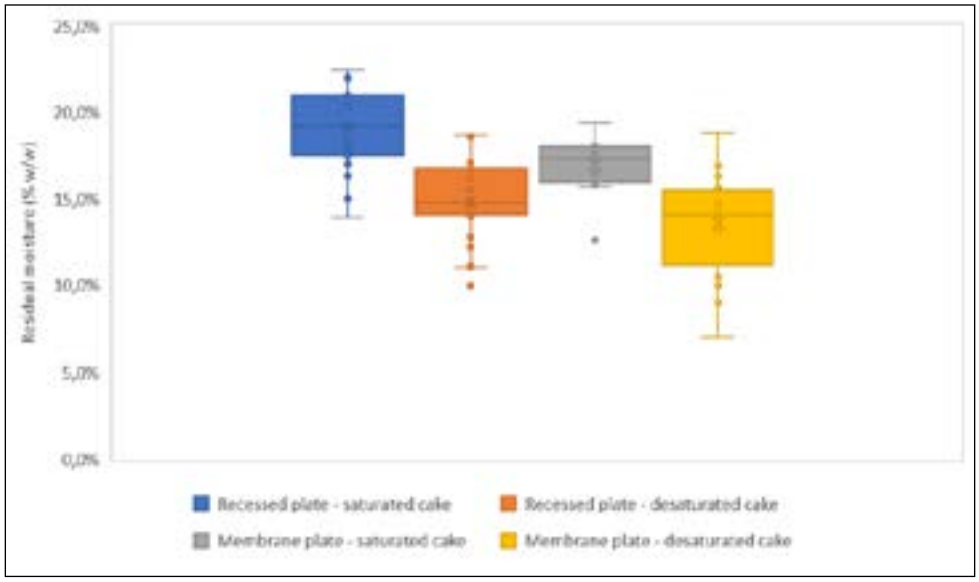


Figure 2. Cake moisture vs dewatering process for different copper tailings

This paper presents several case studies demonstrating the successful application of filter presses for dry stack tailings disposal. Each case highlights how tailings characteristics and the testing phase are crucial for selecting appropriate equipment. These examples underscore that each project has unique requirements, and

that attempting to standardize filtration systems without considering specific material behavior can result in inefficiencies and unnecessary costs. Each example illustrates how tailings properties and the testing phase play a crucial role in equipment selection, emphasizing that each case is unique. Standardizing equipment without considering specific material behavior risks inefficiencies and unnecessary costs.

Case Studies Description

Tailings characterization and testing

The chemical and physical characterization of the tailings was carried out at the Diemme Filtration laboratory. The main analytical techniques included laser scattering for particle size distribution, X-ray fluorescence (XRF) for elemental analysis, and X-ray diffraction (XRD) for mineralogical analysis, with phase quantification performed using Rietveld refinement.

The testing phase for all case studies was conducted using a bench-scale filter press (see Figure 3), designed by Diemme Filtration, which allows for small-scale simulation of all possible filter configurations. This unit ensures full scalability of process parameters and consists of a single filtration chamber with a filtration area of 0.0077 m², connected to feed tanks. When needed, the results can be reproduced and validated using a semi-industrial-scale pilot filter press (also shown in Figure 3). This unit is particularly useful for on-site testing and can produce larger quantities of filter cake, if required for geotechnical and disposal evaluations.



Figure 3. Bench filter press (a) and semi-industrial scale pilot filter (b)

Case study 1. Alcoa Pinjarra refinery red mud filtration

Bauxite residue is the by-product generated by the Bayer process, the primary industrial method for refining bauxite ore into alumina (aluminum oxide). During this process, bauxite is digested at elevated temperature and pressure in a concentrated solution of caustic soda (NaOH). The final residue of the process is a thickened slurry commonly called red mud, which liquid phase is a highly caustic liquor.

In traditional systems, red mud has been deposited as slurry into large impoundments or tailings storage facilities, requiring careful containment design and long-term management. A failure of a red mud TSF can have catastrophic consequences due to the caustic nature of the slurry, as demonstrated by the Ajka disaster in

2010, which resulted in several deaths, numerous injuries, and significant environmental damage (Bánvölgyi, 2018).

Pinjarra refinery is located in Western Australia and is one of largest in the country. It produces approximately 4.7 million tonnes of smelter-grade alumina annually. The filtered tailings disposal has been evaluated to convert the filtration storage facilities by eliminating the pond and produce a dry stack disposal. Preliminary studies showed that filtered residue with a saturated moisture content below 32% w/w was unlikely to experience liquefaction under the transport and disposal operations. Based on this outcome, an initial target moisture content of less than 31% w/w was defined for the filtration plant design. The feed is a slurry with a solid concentration of approximate 40% w/w characterized by a very fine particle size distribution (D90 is below 30 microns) but with a flocculated structure that makes the filtration time relatively low. Different filterpress configurations have been explored during testing phase. The results of the testing phase (see Figure 4) showed that switching from recessed to membrane plates yielded only a modest improvement in cake dryness, typically reducing moisture by about 1 to 2 percentage points. When air blowing was added to the cycle, the gains were more noticeable but came at the expense of longer filtration times. Based on this testing, the preferred configuration was identified as a recessed without cake blowing.

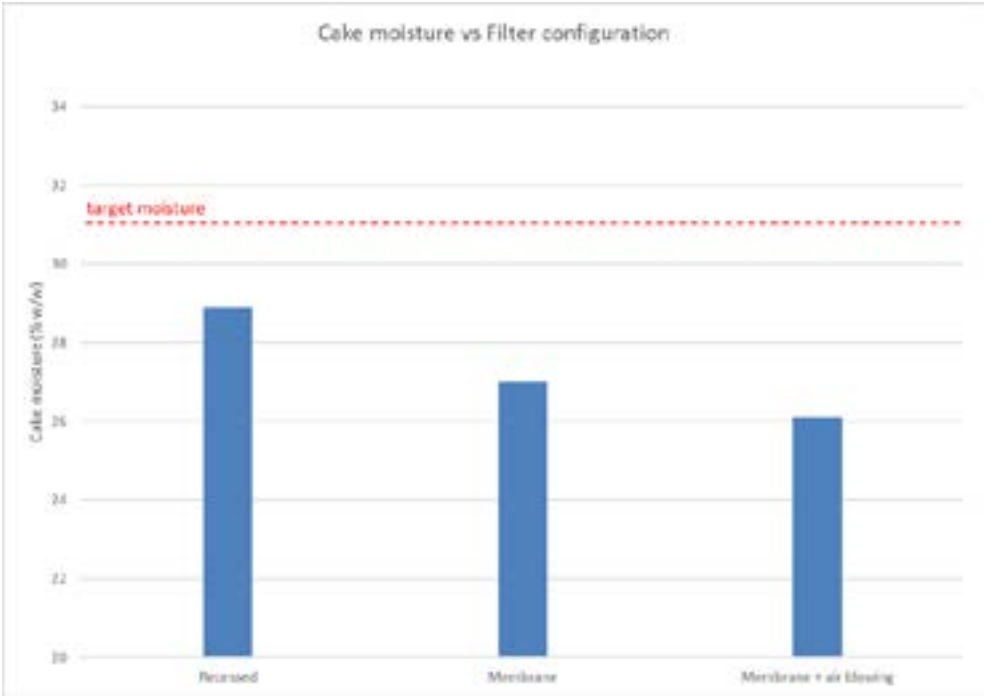


Figure 4. Pinjarra red mud test results

The equipment sizing resulted in the installation of twelve Diemme Filtration GHT-P2500.P18 filter presses. Each unit is fitted with 185 plates measuring 2500 × 2500 mm, providing a total filtration volume of approximately 30 m³ and a filtration surface area of around 1800 m² per machine. Equipment deliveries were staged over multiple phases to align with the annual filtered residue production targets.

The filter presses operate in a discontinuous batch mode, with a typical cycle time of approximately 30 minutes. This includes 20 minutes of process time (comprising feeding and cake compaction at a pressure of 15 bar) and 10 minutes of technical time (including opening, discharge, and re-closing operations).

At full capacity, with 12 units in operation, the system is capable of delivering up to 17000 tonnes of dry solids per day.

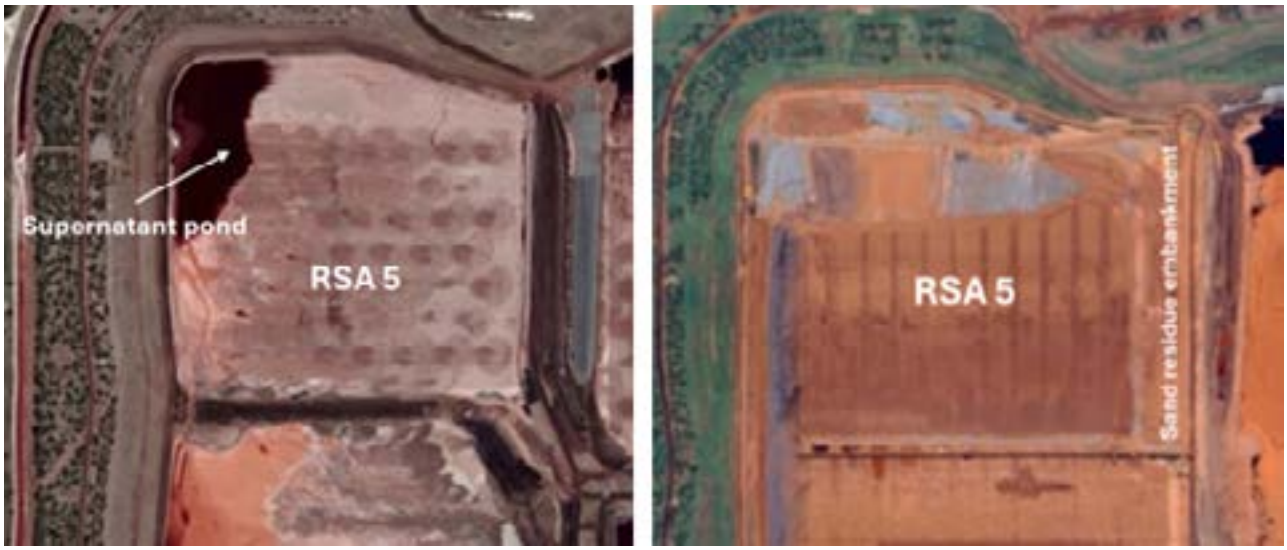


Figure 5. Satellite image of the Residue Storage Area 5 (RSA) before (a) and after (b) the conversion from traditional tailings disposal to dry stack. The supernatant pond has been completely removed

Case study 2. Rio Tinto Vaudreuil refinery red mud filtration (Kaswalder and Pezzi, 2022)

This case study is another example of red mud filtration. Rio Tinto Vaudreuil refinery is located in Quebec (Canada). The required throughput is 4600 tonnes per day of solids, and the moisture target is 28%. The material has a very fine particle size distribution, similar to the one of the Pinjarra refinery, but in this case the mineralogy shows a lower content of clayey phases and this reflects on a higher efficiency of the blowing phase, especially if combined with membrane consolidation. This configuration was the selected one for the industrial equipments. Table 1 resumes the results achieved.

Table 1. Vaudreuil filtration test results

Filter configuration	**Recessed**	**Membrane**	**Membrane and blow**
Residual moisture (% w/w)	31-32%	28-30%	27-29%
Cake density (kg/L)	1,90	1,95	2,00

The resulting sizing consists of 4 filterpresses model GHT.2500.F18 with 71 plates (mixed recessed and membranes) with the possibility of expansion up to 81 plates; a cake shuttle conveyor had been placed underneath each filterpress in order to address the discharged cakes either to the dry stack location or to the “off spec” site.

The installation phase started during October 2018 until November 2019, end of ramp up and learning curve was on first quarter of 2021. Figure 6. shows a picture of the dry stacking area.



Figure 6. Filtered tailings at Vaudreuil refinery

Case study 3. Southern Copper Toquepala Copper tailings filtration process (Kaswalder et al., 2023)

This case study is related to the design and installation of the first Diemme GHT.5000.F Domino in the SPCC Toquepala copper mine. This filter press is the biggest currently available, capable of reaching a filtration area of up to 25 m^2 and a total volume of up to 600 liters per single chamber, with a plate size of 5000 x 5000 mm. This filter has been especially developed for high capacity tailings dewatering plants, typically higher than 35000 tonnes per day of dry solid.

The unit is part of a demo plant build to evaluate the use of dry stacking in place of the current thickened tailings dam disposal. The demo plant capacity will be 8000 tonnes per day and the required cake moisture, based on geotechnical studies and dry stack design needs, is below 15% w/w. The next step will be a full-scale plant with an overall capacity of 80000 tonnes per day.

The tailings sample shows an average to coarse particle size distribution, with presence of fine sand and silty-clayey fractions. The amount of phyllosilicates is pretty high but there's no evidence of the presence of swelling clays, therefore the slurry is expected to show fast filterability and the cake will likely be permeable allowing a good tendency to be desaturated but also consolidated.

The best results were obtained using cake blowing (see Figure 7), both in the recessed and membrane configuration. Considering that the fixed volume chamber option is quite cheaper than the membrane one and that it looks adequate to reach the desired moisture, it can be considered as the best one in terms of cost effectiveness. A second phase of testing has been carried out to optimize the air blowing consumption and consequently the sizing of the compressor. The selected chamber thickness was 50 mm to maximize the filter throughput; thinner chambers were not required in this case as there was good cake permeability.

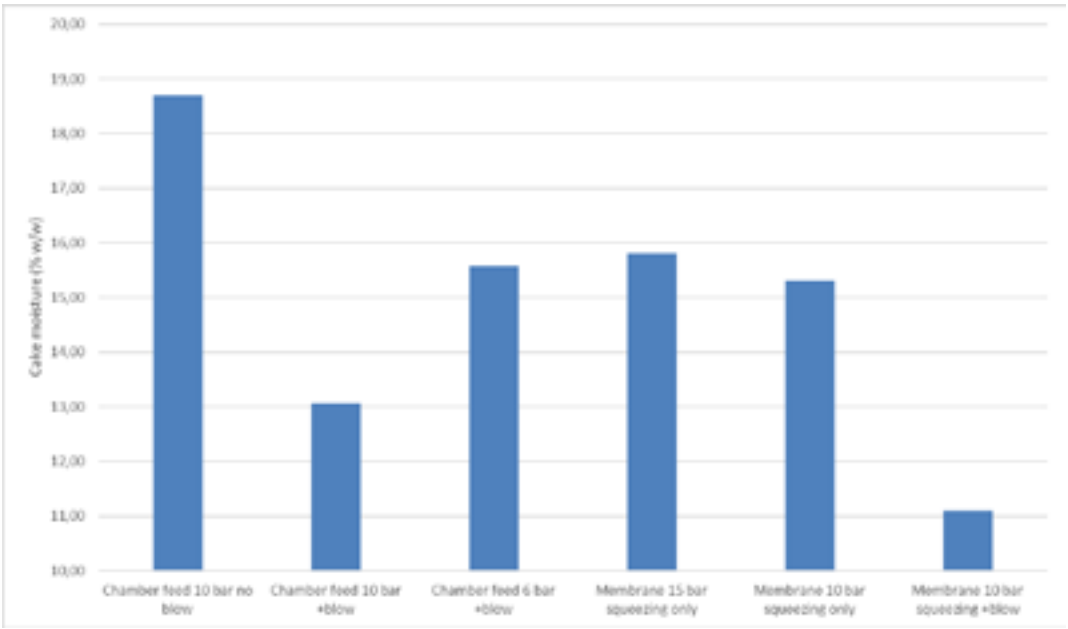


Figure 7. Toquepala test results

The sizing resulted in one GHT.5000.F Domino equipped with 141 plates, with a total filtration area of 2850 m^2 and a total chamber volume of 71 m^3. It is designed to reach 8000 tonnes per day of solid throughput. The installation of the filter at site was successfully completed in less than three months; after this the commissioning and ramp-up phases lasted for other three months each. Pictures of the Domino filter press and the overall demonstration plant are reported in Figures 8 and 9.



Figure 8. GHT.5000.F Domino



Figure 9. Toquepala dry stack demo plant

CONCLUSIONS

Filtered tailings technology offers substantial environmental and operational advantages over conventional TSF. By eliminating surface ponds and unstable slurry zones, it enhances deposit stability, reduces the risk of catastrophic failures, and lowers long-term environmental liability. The approach also supports water recovery and better control of leachate, reducing both the demand for fresh water and the burden on downstream treatment infrastructure. These improvements contribute to a smaller environmental footprint and can support stronger regulatory and social license outcomes.

Nevertheless, the adoption of filtered tailings involves significant capital and operational expenditure. As demonstrated in the case examined, realizing its full potential requires a high level of process customization. Equipment selection, filtration configuration, and moisture targets must be tailored to the specific geotechnical and process characteristics of the tailings. A structured testing and design phase is essential to balance performance, reliability, and cost-efficiency.

When implemented with a clear understanding of material behavior and operational needs, dry stacking proves to be a robust, scalable, and tailorable solution. It is capable of adapting to a wide range of tailings types and project conditions while meeting both engineering and environmental performance goals.

REFERENCES

Bánvölgyi, G. (2018) Proceedings of the 36th International ICSOBA Conference, Belem, Brazil

Julien, M. (2023) The evolution of practice in the field of mine waste and water management in the last 10 years with supporting examples. In: G.W. Wilson, N.A. Beier, D.C. Sego, A.B. Fourie and D. Reid (editors), Paste 2023. 25th International Conference on Paste, Thickened and Filtered Tailings. Banff, Alberta (CA). ISBN 978-1-55195-493-6

Ekins, P., Joyeeta, G., Boileau, P., (editors) (2019) Global Environment Outlook GEO-6, Cambridge Press, doi.org/10.1017/9781108627146

Kaswalder, F., Pezzi, A. (2022) Case Study – Installation and Startup of a System for Red Mud filtration with Filter Presses, Proceedings of the 40th International ICSOBA Conference, Athens, October 2022

Kaswalder, F., Grosso, A., Finocchiaro, N. M., Pezzi, A., Zanoni, L. (2023) High capacity pressure filters for tailings dewatering: slurry characteristics and their impact on process optimization, Proceeding of Tailings and Mine Waste 2023, Banff (Canada), November 2023

Mudd, G. M. (2020) Sustainable/responsible mining and ethical issues related to the Sustainable Development Goals, Geological Society, London, Special Publications, 508, 187-199

Piciullo, L., Briseid Storrosten, E., Lui, Z., Nadim, F., Lacasse, S. (2022). A new look at the statistics of tailings dam failures. Engineering Geology, 303, 106657

Rourke, H., Luppnow, D. (2015) The risks of excess water on tailings facilities and its application to dam-break studies, Tailings and Mine Waste Management for the 21st Century, Sydney, NSW, 27–28 July 2015

Stickland, A. (2023) Mineral tailings filtration: lessons learnt from wastewater sludge filtration. In: Proceedings of Filtech 2023. Cologne (DE). ISBN 976-3-941655-21-8

Whittering, R., Pyle, M., Lane, G. (2019) Filtered dry stack tailings: the “state of play” for high capacity tailings filter plants. In: Proceedings of Filtech 2019. Cologne (DE)

Zabolotnii, E., Morgenstern, N. R., Wilson, G. W. (2022) Mechanism of failure of the Mount Polley Tailings Storage Facility. Canadian geotechnical journal

DEWATERING TAILINGS FOR DRY STACKING: RAPID WATER RECOVERY BY MEANS OF CENTRIFUGES

R. Klug[1], N. Schwarz[2*]

[1]Flottweg SE, Application Manager, Vilsbiburg, Germany [2]Schwarz Global Consulting, Johannesburg, South Africa (*Corresponding Author: nils@sgconsulting.co.za)

ABSTRACT

At present most tailings are dewatered by static settling in tailing dams. The environmental impact on these large settlings ponds is very dramatic, not to mention the space requirements and the potential risk of dam failure. This method of disposal also results in the loss of process water due to evaporation. This can be significant in areas where the supply of fresh water is scarce.

The high centrifugal force in a decanter centrifuge drastically increases the dewatering efficiency, as one would expect when comparing static settling at 1 x g with centrifugal separation at up to 3.000 x g.

The continuously discharged solids do not contain any free liquid and can be easily transported to a dump site to be deposited.

The recovered water can be reused in the process of the mineral processing operation and will increase the water efficiency of the whole mining community.

Keywords: Tailing dewatering, centrifuge, water recovery

INTRODUCTION

Mine tailings are the ore waste of mines and are typically a mud-like material. Worldwide, the storage and handling of tailings is a major environmental issue. Many tailings contain toxic substances and must be kept perpetually isolated from the environment. The scale of tailings production is immense, since metal extraction is usually only ounces or pounds for every ton of ore. Tailings containment facilities, such as that illustrated in Figure 1, are regarded as the world's largest man-made objects.

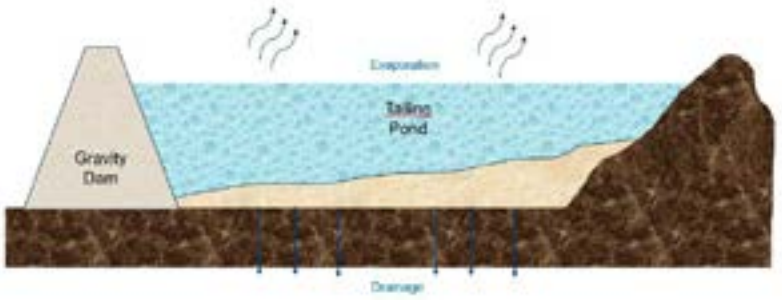


Figure 1. Cut-away wet tailing dam (Source: Robert Klug, Flottweg SE)

Most modern hard rock metal mines dispose of tailings as wet mud, held in pits lined with clay or a synthetic liner. Many mines put the tailings back into the original mining pit. Some large mines use entire existing valleys sealed off with earthen dams, and others store tailings in natural lakes. In most cases, disposal pits are covered with water, forming an artificial lake which reduces the rate of acid formation.

In "dry-stack" disposal, tailings are stored in dry form, typically by burial in a covered and lined pit. In this regard, dry-stack storage, as illustrated in Figure 2, is similar to a modern, sealed landfill. This method takes up much less space, is less susceptible to earthquake hazards, and does not require active water treatment. This makes it particularly relevant in locations where water is scarce, risks of earthquake is possible or space is limited.

Dry-stack disposal has, however, much higher up-front costs than wet storage. Dry-stack tailings must be dewatered, and the solid tailings must be transported by truck or conveyor instead of by slurry pipeline, which adds logistical complexity and cost. This method is currently used in operations where conventional tailings deposition is not an option or process water recovery is desirable.

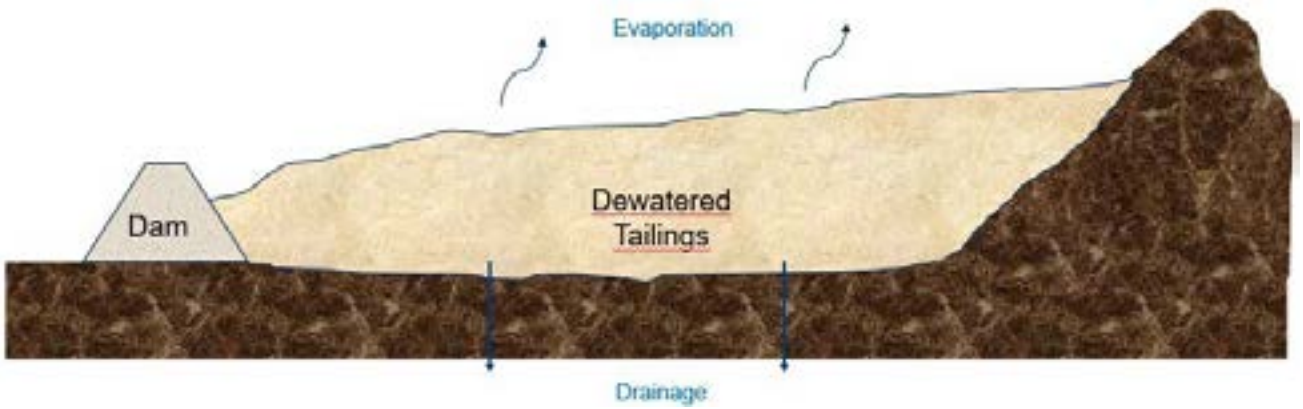


Figure 2. Cut-away dry tailing dam (Source: Robert Klug, Flottweg SE)

Enclosures for dry-stack storage, like the dams around artificial lake impoundments, must be maintained in perpetuity. The long-term maintenance requirements are, however, much less than for large, wet tailings impoundment with dams. In some cases, where the material dewaters well, the tailings can be stored in stable deposits requiring no retention bunding.

DEWATERING OF TAILINGS

The dewatering of tailings for "dry" stacking means that tailings do not have to be stored in ponds or sent as slurries into oceans, rivers or streams. There is a growing use of the practice of dewatering tailings using vacuum or pressure filters (Davies & Rice, 2001). This saves water, which potentially reduces the impact on the environment in terms of a reduction in the potential seepage rates and space used, leaving the tailings in a dense and stable form and eliminating the long-term liability that ponds present after mining is finished. While there are potential merits to dry-stacked tailings, these systems are often cost- prohibitive due to increased capital cost to purchase and install the filter systems and the increase in operating costs (generally associated electricity consumption and consumables such as filter cloth) of such systems.

Alternative Technology to Dewater Tailings

In a tailings dam, the solids are settled by sedimentation, so the force on the sediments is the natural earth gravity. There are several technologies available to speed up the dewatering.

High-capacity thickener

Most tailings dewatering processes use a thickener to increase the solids concentration. The sludge is pumped into large settler with conical bottom. Typically, the sludge enters the settler from above, but in the high-capacity thickener the sludge is pumped into the solid layer of the settler, where the already existing solids act as a filter medium, so only the process solution passes through the solids and exits the settler, solid-free, via the overflow.

Belt Filter Press

The flocculant-treated, low concentration sludge is loaded into a hopper and distributed onto a moving, porous belt. The sludge is squeezed through a series of progressively tighter rollers to expel process solution. The thickened sludge "cake" is collected in another hopper, while the water is generally drained.

Chamber Filter Press

Chamber filter presses are made up of polypropylene squares with a concave depression and a hole at the center. Two plates join together to form a chamber to pressurize the slurry and squeeze the filtrate out through the filter cloth lining in the chamber.

As the filter cake becomes thicker, the filter resistance increases as well. When the separating chamber is full, the filtration process is stopped as the optimum pressure difference is reached. The filtrate that passes through filter cloth and flows through collection pipes. The plates of the filter press are then pulled apart and the cake that accumulated in the hollow frame falls out, to be discharged to the final collection point. Cake discharge can be done in many ways: for example, by shaking the plates while opening or shaking the cloths. Scrapers can also be used, by moving from one chamber to another and scraping the cake off the cloth. The cloth needs to be cleaned regularly using wash liquid.

While the use of filter presses for tailings dewatering was mentioned as early as 1903, it was only in the 1980s that this was put into large-scale commercial practice. By 2011, filter presses had become more common than thickened tailings operations (Murphy & Caldwell, 2012).

Centrifuges

Mechanical separation technology by centrifuge was developed approximately 100 years ago. This technology allows continuous processing of sludge. In a centrifuge, the solids are affected by centrifugal force. Centrifugal force is linked to two parameters: distance to the rotating axis and the speed of rotation. Today, centrifugal forces of 3000 times earth gravity (g) are typical for dewatering any kind of sludge.

In a centrifuge, the sludge is continuously pumped through the feed pipe and enters the centrifuge through the feed chamber into the rapidly spinning rotor. Figure 4 shows a sectional view of the inside of a decanter centrifuge.

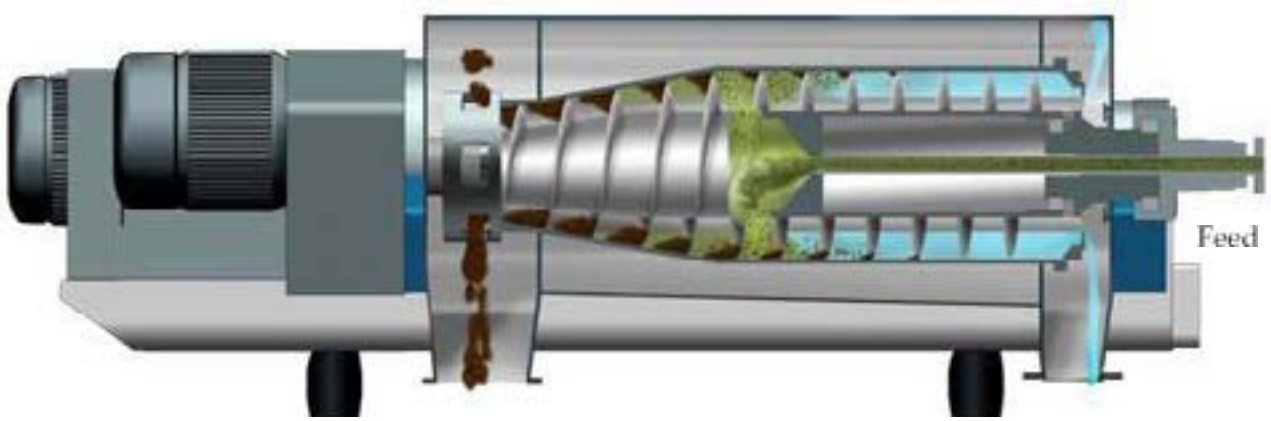


Figure 3. Cut-away of solid bowl decanter centrifuge.
(Source: Flottweg SE)

The centrifugal force causes the sludge to form a ring inside of the rotor. As the density of the solids is higher than that of the liquid, the solids settle on the inside wall of the rotor. To remove the settled solids, a scroll rotates inside the rotor, with a differential speed with respect to the rotor, and conveys the accumulated solids towards the discharge ports.

The bowl is tapered toward the solids discharge ports of the centrifuge so that, at a certain point, the solids will exit the liquid zone and will pass into the dry "beach area". Here, the solids dewater further until they are discharged through ports via centrifugal force. As the diameter of the solids discharge section is smaller than the diameter of the liquid discharge section, the liquid (centrate) can only exit the rotor on the liquid-discharge side. By adjusting the weir plates, the pond depths and the dry area can be adjusted. The following effects result from the adjustment of the weir plate.

Setting the weir plates to a larger diameter results in:

1. decrease of pond depths,
2. less retention time for the sludge,
3. less time for clarification,
4. liquid discharge (centrate) may contain suspended fines,
5. increased drying distance,
6. lower moisture content in the solids discharge.

Decreasing the diameter of the weir plates has the opposite effects.

THE EFFECT OF USING CENTRIFUGES

The use of centrifuges for dewatering of tailings has several advantages over other dewatering technologies, such as belt filter presses and chamber filter presses, as illustrated in Table I.

Table 1. Comparison of three common dewatering technologies in relation to investment cost, pace requirement, maintenance demand, water requirement, labor demand for maintenance and power requirement. Based on long-term business experience. Robert Klug, Flottweg SE

	Belt filter press	Chamber filter press	Decanter
Investment cost			
Installation space requirement			
Maintenace demand			
Water requiement during operation			
Power requirement			

Space / Support Requirements

Figure 4 shows the extent to which the typical space/support requirements for the installation of mechanical separation technologies differ.

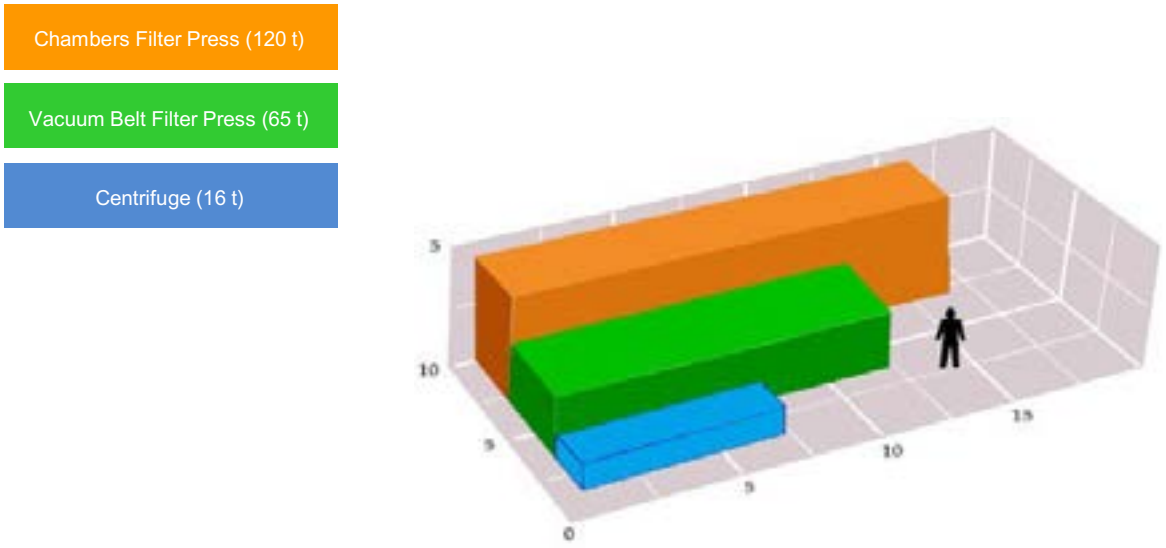


Figure 4. Space requirements (in m) / Support requirements (in t) of separation equipment with a hydraulic capacity of 100 m³/h and solid load of 20 000 kg dry matter/h, based on business experience. (Robert Klug, Flottweg SE)

Dewatering Results

The dewatering capacity of a centrifuge and a chamber filter press are almost identical, ranging from 65 to 75% dry solids for minerals slurry feed. A belt press would usually achieve slightly lower values. The actual residual moisture achievable for any application is dependent on the particle size distribution of the solids. The finer the particle size range, the more moisture will be entrained. A centrifuge will usually capture all particles above 5 µm in size. The use of a suitable flocculant is necessary to capture the ultra- fine particles, less than 5 µm, if clean concentrate is required. Typically, the solids discharged would have a heavy paste like or crumbly consistency and are dry to the touch.

Separation Efficiency

Figures 5 and 6 illustrate the drastic volume reduction of the tailing sludge that is achievable with a centrifuge. One specific advantage a decanter centrifuge has over filters is that there is no filter cloth that can become blinded with fine particles. This means that the flow rate through a centrifuge will remain constant.

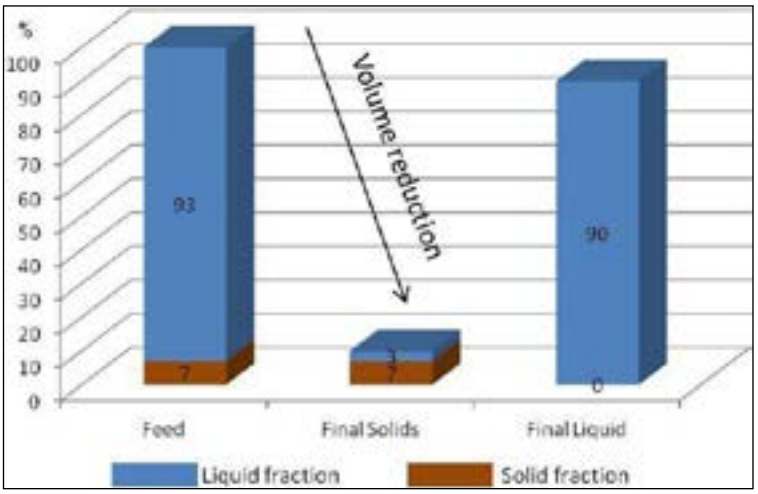


Figure 5. Typical volume reduction of solids containing fraction (Robert Klug, Flottweg SE.)



Figure 6. Photographs of feed, solid discharge and centrate from centrifuge
(Photographs taken by Robert Klug, Flottweg SE, at Sibelco sand pit mine, Italy.)

APPLICATION EXAMPLES

Case Study – Lipari Braúna Diamond Mine, Brazil

The Braúna Diamond Mine, operated by Lipari, is located in the state of Bahia, about 400 km southwest of Salvador. It is the first diamond mine in South America developed on a kimberlite deposit. The open pit mine feeds 2000 t/d of ore to the processing plant. The mine operates on a 24h/d, 7 d/week basis. The area where it is located is very dry and fresh water is supplied from a nearby river, which runs dry for 3 months/year. The government requires a water recovery of >80% to keep the mine operational.

In 2013, Flottweg lost the contract for the supply of a centrifuge to one of its competitors. The company in question installed a 600 mm machine to handle 10 t dry solids (DS)/h. During commissioning and subsequent operation, it became clear that the centrifuge could not handle the throughput and was very difficult to control. This illustrates the importance of the equipment supplier having a clear understanding of the process and experience in the particular field.

In February 2017, Lipari asked Flottweg to provide a pilot unit to site for further trials. A Z92-4/459 SP4.3 (as shown in Figure 7) was installed and was immediately able to process more than 20 t/h DS. Further optimisation of the operation led to a throughput averaging around 39 t/h DS, recovering "solids- free" centrate (as shown in Figure 8). Operating parameters for the centrifuge are as shown in Table 2 and the particle size distribution in Figure 10.



Figure 7. Centrifuge installation at Lipari's Braúna Diamond Mine
(Photographs taken at Lipari diamond mine by Robert Klug, Flottweg SE.)



Figure 8. Centrifuge solid and liquid discharge at Lipari's Braúna Diamond Mine.
(Photographs taken at Lipari diamond gold mine by Robert Klug, Flottweg SE)

Table 2. Operating parameters for centrifuge at Lipari's Braúna Diamond Mine

Parameter	Value
Feed flowrate	Up to 70 m^3/h
Solids loading	45%
Solids feed rate	Up to 36.7 t/h
Drum speed	930 rpm
Centrifugal force	445x g
Solids recovery	>99.9%
Dry matter contents in solid discharge	>60–65% w flocculent, 72% w/o flocculent
Operational power consumption	30 kW main drive, 25 kW scroll drive
Flocculant consumption	0.2–0.6 kg/t dry matter
Water Recovery (overall process)	>95%

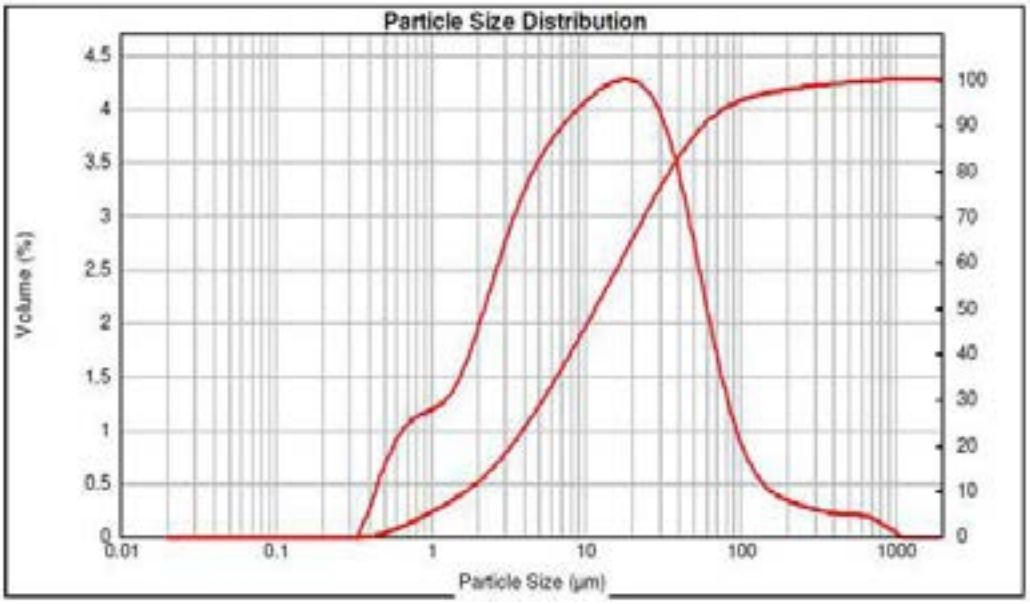


Figure 9. Particle size distribution of tailings at Lipari's Braúna Diamond Mine

The centrifuge has been operating continuously, for more than 8000 h/year. So far, no deviation in performance or equipment has been detected. It is interesting to note that the tailings are being effectively dewatered using a force of only 440 x g. At this low force the wear on the scroll is minimal.

CONCLUSION

The use of centrifuges, for dewatering tailings for dry stacking deposition, is a viable alternative to existing technologies. Based on space requirement, investment cost and operating costs, the mechanical separation of solids and liquids by centrifugal force will increasingly find its way into modern mining and minerals processing operations.

REFERENCES

Davies, M.P., Rice, S. (2001). An alternative to conventional tailing management-"dry stack" filtered tailings. *Proceedings of the Eighth International Conference on Tailings and Mine Waste*. Balkema, Fort Collins, Colorado, US. pp. 411–422.

IDC Technologies. Technical References–Civil Engineering. http://www.idc-online.com/ technical references/pdfs/ civil engineering/Mine_Tailings.pdf [accessed 25 March 2015].

Tailings handling and storage techniques. http://www.tailings.info/index.htm [accessed 20 March 2015].

R.B. Gomes, Braz. J. Mater. Res. Technol. (2016). Iron ore tailings dry stacking in Pau Branco mine, Braz. J. Mater. Res. Technol. [accessed 20 March 2025].

Y. Fan et al. (2015). Dewatering effect of fine coal slurry and filter cake structure based on particle characteristics. [accessed 3 February 2025].



KAYNAK KESTİRİMİ

RESOURCE ESTIMATION

BEST INDUSTRY PRACTICES AND RESOURCE ESTIMATION AT SAFIR TUZ ROCK SALT DEPOSIT, KIRIKKALE-ÇERIKLI, TÜRKIYE

SAFIR TUZ KIRIKKALE-ÇERİKLİ, TÜRKİYE KAYA TUZU YATAĞINDA EN İYİ ENDÜSTRİ UYGULAMALARI VE KAYNAK TAHMİNİ

H. A. Kahraman[1,*], M. Anderson[2], T. Özbek[3], M. Ukuş[4], S. M. Türkmen[4], N. Özpınar[4]

[1]DMT Türkiye, [2]DMT-Germany, [3]MineVision, [4]Safir Tuz
*(*Corresponding Author: hakan.arden@dmt-group.com)*

ABSTRACT

Salt is one of the oldest and most traded minerals that mankind has been using since ancient times. While it may still rank fourth among the most produced commodities, trailing behind coal, iron, and bauxite, salt deposits are the silent commodity, undeservedly. Like any other mined ore, the assessment of salt deposits requires the expertise of a competent person - a qualified professional responsible for evaluating resources, ensuring sustainable, efficient extraction, and maintaining internationally recognised standards when it comes to their assessment. What sets the evaluation of salt deposits apart from other mining operations is the unique challenges and considerations involved. This paper defines some of the best practices applied to the "Safir Tuz" rock salt deposit located in Kırıkkale-Çerikli, central Türkiye, in compliance with the JORC Code. Due to the unique geological conditions in this location, the study estimated that the resources are around 7.5 billion tonnes, which represents only a fraction of the entire licensed area. This article focuses on industrial best practices that ensure salt remains a valuable and responsibly managed resource for future generations.

Keywords: Exploration, rock salt, resource estimation, Türkiye, evaporites, JORC.

ÖZ

İnsanlık tarihi boyunca ticari önemiyle tanınan ve yaşamsal bir mineral olan tuz, en çok üretilen hammaddeler arasında kömür, demir ve boksitin ardından hâlâ dördüncü sırada yer almaktadır. Bu dikkate değer mineral, küresel anlamda ekonomilerde ve kültürlerde önemli bir rol oynamıştır. Tuz yataklarının değerlendirilmesi, yetkin profesyonellerin uzmanlığını gerektiren özel bir iştir. Yetkin kişiler, kaynakları değerlendirirken, güvenli ve sürdürülebilir madencilik uygulamalarını sağlamak ve değerlendirmelerinde uluslararası alanda tanınan standartlara uyumlu olmak zorundadırlar. Tuz yataklarının değerlendirilmesini diğer madencilik operasyonlarından ayıran öge, içerdiği benzersiz zorluklar ve hususlardır. Bu makale, "Safir Tuz" firmasının Türkiye Kırıkkale-Çerikli'deki bir işletmesinde kaynakları JORC Koduna uyumlu olarak tahmin ederken, endüstride tuz yataklarında kullanılan en iyi uygulamaları vurgulamayı ve göstermeyi amaçlamaktadır. Bu bölgedeki eşsiz jeolojik koşullar nedeniyle, çalışmada kaynakların uluslararası standartlara göre yaklaşık 7,5 milyar ton olduğu tahmin edilmiştir ki bu da tüm ruhsatlı alanın yalnızca küçük bir kısmını temsil etmektedir. Bu makale, tuzun gelecek nesiller için değerli ve sorumlu bir şekilde yönetilen bir kaynak olarak kalmasını sağlayan en iyi endüstriyel uygulamalara odaklanmaktadır.

Anahtar Sözcükler: Arama, kaya tuzu, kaynak tahmini, Türkiye, evaporit, JORC.

INTRODUCTION

The Safir Tuz Management has contracted the Competent Persons' (CP) company (DMT) to prepare and oversee a drilling program and mineral resource estimation (MRE) as part of a feasibility study (FS) that will cover both conventional and solution mining methods. The project area has been thoroughly studied in the past, when the previous owner, KIAŞ, held the tenure. The current study focuses on the active underground salt ("halite") mine and the designated brine field area, both of which are located approximately 66 km south-east of Kırıkkale province, near Ocakbaşı within the Delice district of Kırıkkale. The licence area is situated about 24 km south of Delice (Figure 1).



Figure 1 Location of the project area

This article summarises results and findings of the CP involvement in the exploration activities and resultant mineral resource estimation in compliance with the Australasian Code for Reporting of Exploration Results, Mineral Resources and Ore Reserves prepared and published in 2012 by the Joint Ore Reserves Committee of The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Australian Institute of Geoscientists and Minerals Council of Australia ("JORC", "Code", or "JORC Code").

GEOLOGICAL BACKGROUND

Regional geology is described based on data provided in previous studies conducted on a regional scale by various researchers. From a plate tectonic point of view, Türkiye is in a unique setting where four drifting continental plates, the African, Eurasian, Arabian and Anatolian plates, collide with each other in different directions and speeds (Figure 2). Therefore, this complexity in plate tectonic movement creates high seismic activity and, consequently, active earthquake zones. These active regions include particularly the Western Anatolian Fault System in Izmir and Denizli (southwestern Turkey) region, the North Anatolian Fault Zone in the north, and the Bitlis-Zagros Collision Zone in the east-southeast, connecting the East Anatolian Fault Zone (Figure 2). According to the study of Okay and Tüysüz (1999), which examined the tectonic units of Türkiye and its immediate surroundings, the project area is located within the Central Anatolian Crystalline Complex (CACC).



Figure 2 Tectonic map of Türkiye (Okay, 2008 (modified from Okay & Tüysüz, 1999).

The licence area is in the Çankırı-Çorum Basin, one of the largest sedimentary basins of Türkiye in the Tertiary (Figure 3). The basin is in a complex region formed by the Sakarya and Kırşehir Continents and the Ankara-Erzincan Suture within the Anatolide Tectonic Unit. The units in the basement of the basin comprise those belonging to the Sakarya and Kırşehir continents, as well as the Izmir-Ankara-Erzincan Suture Zone. The basin is surrounded by the ophiolitic mélange from the north and west and the Kırşehir Massif from the south. In the southwest, it is observed to have a narrow connection with the Haymana-Polatlı and Tuz Gölü Basins. It is known that there is a sediment fill in the Çankırı-Çorum Basin extending from Palaeocene to Pliocene, and that Paleogene-aged rocks consist of marine, Neogene-aged rocks consist of terrestrial, clastic and evaporitic rocks.

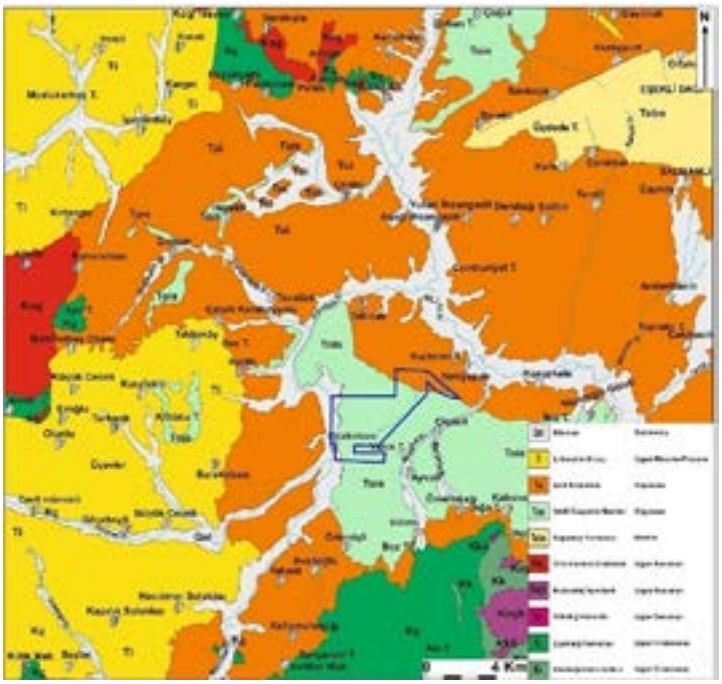


Figure 3 Geological map of the region at 1/100,000 scale (Dönmez et al., 2005a; Dönmez et al., 2005b). (Blue polygon shows approximate location of the licence area).

In the region, the basement is represented by Kırşehir Massif (Figure 4). Kırşehir Massif is divided into two formations, respectively, the upwards Gümüşler Formation and the Bozçaldağ Formation, according to their lithostratigraphic features. These formations have transitional contacts laterally and vertically and were formed in the conditions of low to moderate pressure and high temperature (green schist-amphibolite/occasionally granulite facies).

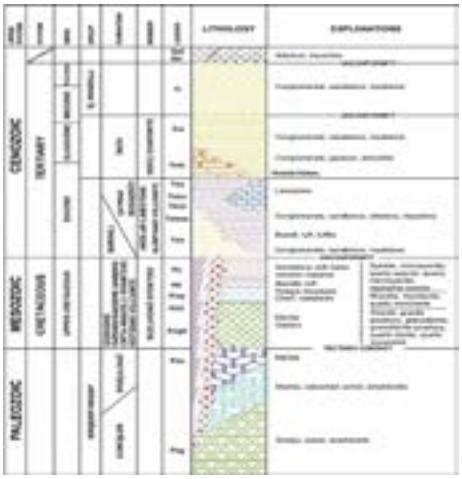


Figure 4 Stratigraphy of the region (modified after Dönmez et al., MTA, 2005b; Akdaş, 2019).

Kırşehir Massif rocks are over-thrusted by Cenomanian-Santonian aged Çiçekdağ Formation, composed of alkaline magmatic, volcanic, volcaniclastic rocks and pelagic sediments interlayered upwards. All these units were intruded by "Iç Anadolu" Granitoids of Campanian-Maastrichtian age. The entire sequence is unconformably covered by Tertiary sediments. Eocene units of Tertiary sediments are the Baraklı Formation, composed of terrestrial conglomerates, sandstones and mudstones; Boğazköy Formation consists of conglomerates, sandstones, mudstones and limestones with volcanic intercalations; Çayraz Formation, which is a non-volcanic equivalent of Boğazköy Formation. The Oligocene-aged Incik Formation is made up of conglomerate, sandstone and mudstone with gypsum and anhydrite intervals. The time interval from Middle Miocene to Pliocene is represented by the Iç Anadolu Group, composed of conglomerates, sandstones and mudstones. Travertines and alluvium are the youngest units in the region (Dönmez et al., 2005b).

The section of Incik Formation (Figure 4), consisting of red, brown, grey, light green, white and mottled coloured, medium-thick layered, evaporite, mudstone and sandstone intercalations, was named as Sekili Evaporite Member by Kara (1991).

Chemkop (2008) evaluated the structural geology in the area in terms of "folds" and "faults" in an earlier report (Figure 5). Two anticlines and one syncline, which have a NW-SE trending axis, were observed in the south of Yeniyapan village, in the eastern part of the area. The wings of the most northeastern anticline have a dip of approximately 35°. The south-western wing of the syncline next to it has a gentler (20°) dip. Both wings of the anticline in the southeast have 20° dips. Fold structures in the other parts of the area are rarely observed, which is influenced by the smooth, hill-like configuration of the terrain, connected with the lithology of shallow layers constituted mainly of clays.

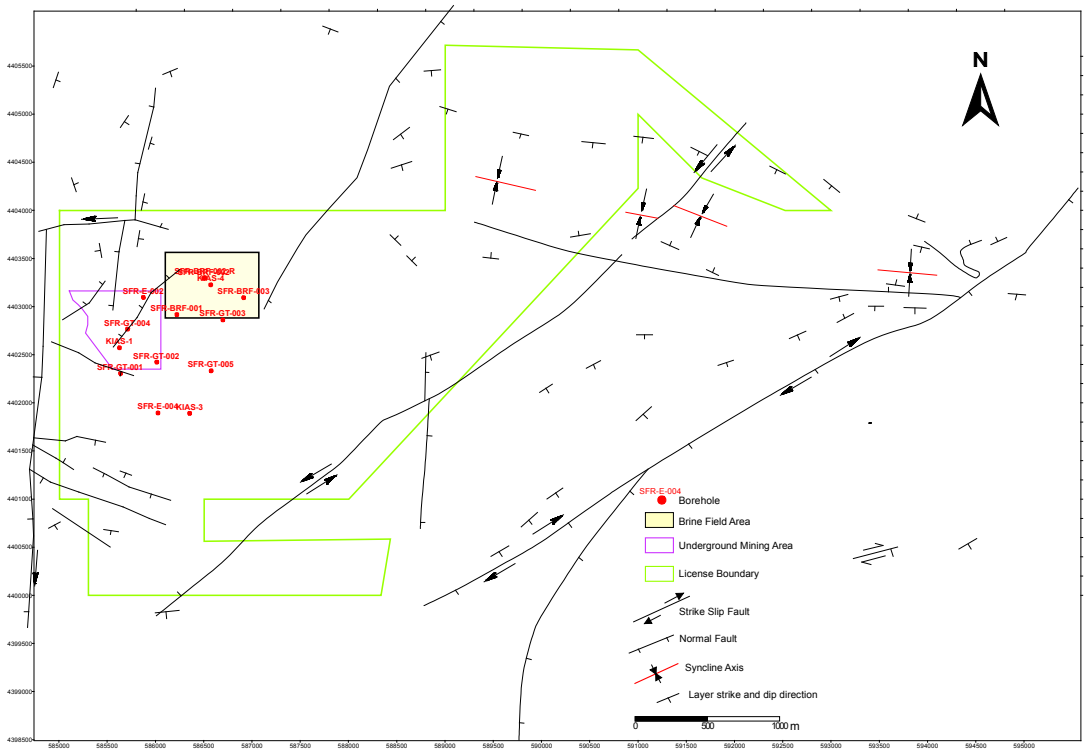


Figure 5 Structural elements location of boreholes in the project area

The main faults in the area are in the NE-SW direction. One of them is a right lateral strike-slip fault (N60E) lying along the Saz Stream, which has been interpreted from the remote sensing terrain model images. Strike-slip faults are located between Eskikışla and Ocakbaşı (Melemker) villages and cut the Bayındır Formation in NE-SW direction.

The geomorphological pattern of the faults shows that they may be oblique-slip faults with major vertical offset components. The faults around the salt exposure in the western part of the area are purely normal. Their directions are both NE-SW and NW-SE. Because of the muddy nature of the formations and smooth morphology of the area, faults cannot be observed and cannot be followed easily in most parts of the area in the field. Therefore, the remote sensing images were used to define the main faults and to understand their characteristics in the earlier studies. The existence and location of these faults should be considered as "probable", and their influence on the position and internal structure of the salt deposit should be considered as "unknown" because of their irregularity. Of fundamental importance to the salt deposit within the licensed area is a north–south-trending fault that follows the course of Kılıçözü Creek, where it has incised and exposed the underlying salt layers between the villages of Eskikışla and Melemker (Chemkop, 2008). A later study by Kızıldağ and Özgüner (2013) identified four principal fault structures within the licence area: the Kılıçözü Creek Fault, a right-lateral strike-slip to vertical-slip fault forming the eastern margin of the Kılıçözü Creek valley graben; the Saz Creek Fault, similarly characterised as a right-lateral strike-slip to vertical-slip fault; a prominent northeast–southwest-trending fault traversing the central sector of the area, interpreted as a left-lateral strike-slip to vertical-slip fault; and a normal fault extending east–west from the southern slope of Akseki Hill through the Payamlıöz locality and Saz Creek valley.

Clayey gypsum cover rock outcrops along the northern margin of the Kırıkkale–Sekili evaporite basin are observed at elevations of approximately 800 m. In contrast, those along the southern margin reach up to 1200 m. However, when the northern and southern parts of this cover rock were first deposited, they were horizontal and at comparable elevations. It is interpreted that the basement in the southern part of the basin was uplifted by approximately 400 m, likely through step-faulting by post-depositional tectonic activity.

Rock salt was formed by evaporation in a closed environment in the Upper Oligocene. This salt bed was interpreted as dome-shaped formations in previous studies, but in studies conducted in 2013, it was observed as a rock salt pillow-shaped mass. These formations are overlain by clay and gypsum. In addition to earlier drilling campaigns, the 2013 drilling intersected rock salt layers containing anhydrite blooms, localised spots, and sparse, thin anhydrite bands. In some holes, anhydrite-rich intervals up to approximately 40 m and 80 m in thickness were encountered. This suggests that during the deposition of rock salt, occasional marine transgressions into the evaporative lagoon led to the formation of anhydrite instead of halite. Following the salt deposition, the plastic anhydrite layers were deformed into various shapes under tectonic stress associated with faulting (Kızıldağ and Özgüner, 2013).

Although NaCl in seawater is far from the saturation limit with its 3.5% content, it reaches 26.5% concentration by evaporation in shallow marine sedimentary environments in hot and arid climates and precipitates as halite salt in all seasons. The shallower the evaporation environment fed by seawater, the higher the precipitation rate of halite salt. This type of environment can only contain and accept very thick rock salt deposition with isostatic graben collapse (Özgüner, 2022) where accommodation space is created in the shallow marine environment, supporting high evaporation rates and enabling the accumulation of a thick halite sequence.

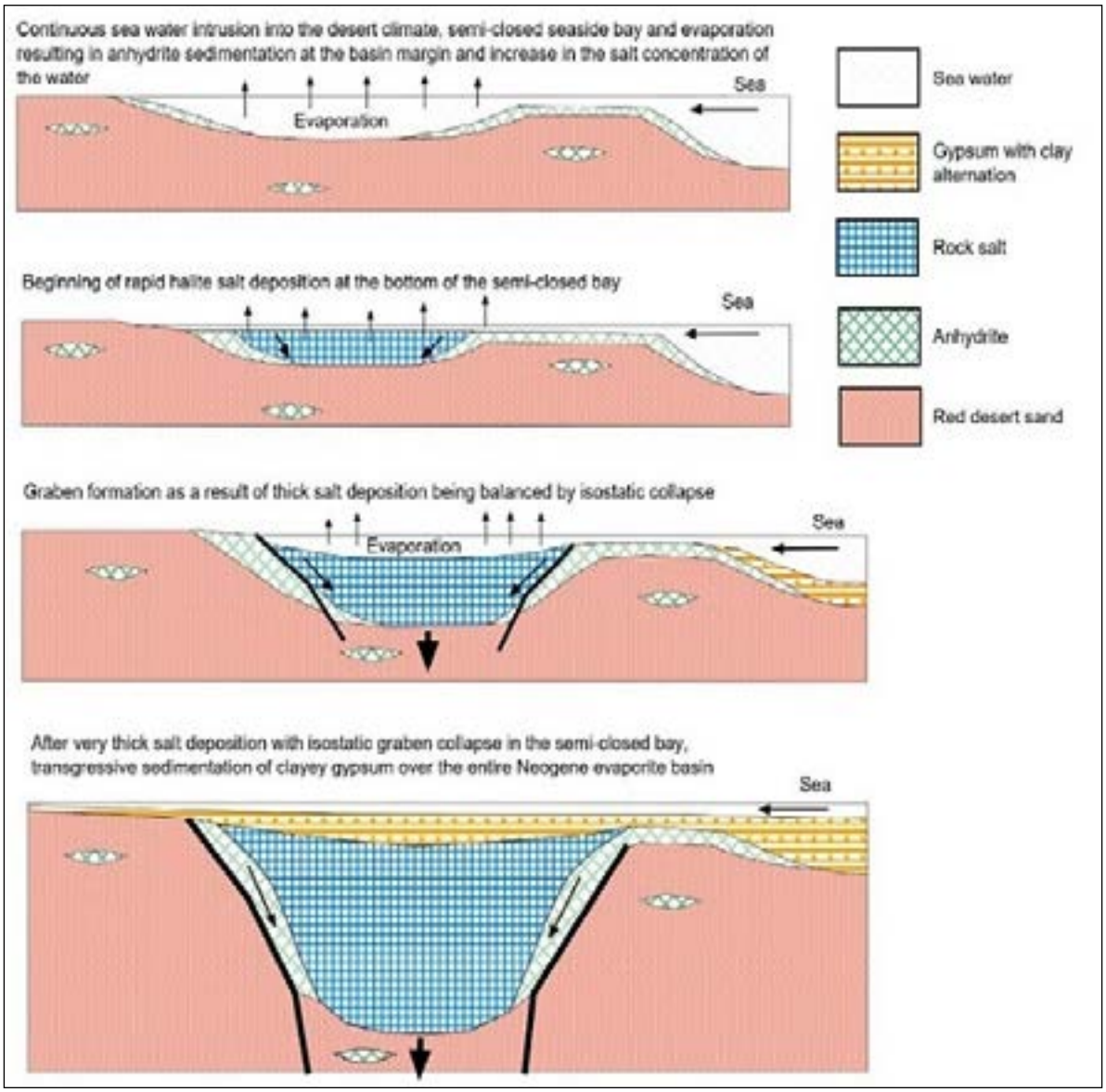


Figure 6 Sections explaining the formation mechanism of very thick underground rock salt deposits of Neogene age in Central Anatolia (not to scale) (from Özgüner, 2022; and Van den Belt and de Boer, 2007)).

EXPLORATION ACTIVITIES

Detailed exploration studies in the current licence area were conducted by KIAŞ, the previous owner of the land tenure, between 2010-2013. In 2013, KIAŞ commissioned "ROTI Sondaj Sismik" to conduct approximately 56 km of onshore 2D seismic survey, where the data processing was carried out by the ARAR Company (ROTI, 2014). However, the analysis of the two deep wells drilled in the area revealed that formations composed of salt and anhydrite, which have high velocities, hindered the seismic energy from penetrating deep enough into the strata. This limitation adversely affected the quality of the data collected. Despite this limitation, the study included the interpretation of several geological features: the top salt, intra-salt, base salt, and clastic levels located beneath the salt. The correlation of these four horizons was performed, along with an interpretation of the faults present in the area. Additionally, a thickness map was created, illustrating the space between the top and base salt and correlating it with the faults identified on the map.

The boreholes drilled within the project area by KIAS in these investigations were four, whilst the latest drilling comprised 11 diamond drill holes executed by Safir Tuz (Table 1).

Table 1 KIAŞ and Safir series boreholes in earlier exploration activities

Borehole Series	Number of Boreholes Drilled	Range of Depth Drilled (m)	Total Length Drilled (m)	Year
KIAŞ	4	380 – 1,501	3,509	2010-2013
SFR	11	200 – 810	4,925	2023-2024

The SFR series of holes, the exploration program and other tasks mainly related to the latest Feasibility Study were overseen by the Competent Person (CP) through regular site visits and data reviews. The CP evaluated the suitability of data generated by several third-party organisations, ensuring compliance with QA-QC protocols developed by the CP in accordance with best industry practices.

For the chemical assays, an accredited laboratory (Argetest) in Ankara was selected for the borehole core samples. The CP also visited this laboratory before assaying to ensure that the facilities and methods were adequate for the salt samples to be analysed.

Many procedures were implemented for the exploration study. These include topographic survey (drone), borehole drilling, borehole collar surveying, core logging, core sampling (geological, dissolution and geotechnical), core photography, sample preparation, core sample laboratory assays, and bulk density measurements.

Drilling Techniques

The exploration programme and drillhole locations were suggested by the CP, and drilling was performed by both Safir Tuz and a subcontractor, TURTAV. Standard wireline techniques were used for all drill holes. The original drilling program was planned to define the dimension and geometry of the salt mineralisation as well as the distribution of grade and deleterious elements in the deposit. Average borehole spacing in the latest drilling campaign ranged from approximately 500 m, but this pattern is not strictly followed, i.e., shorter or longer distances can also be observed. All boreholes were planned to intersect the salt bed, and the longer holes were to pierce the lower salt bed. During drilling, the general guidelines recommended by Turan & Özdemir (2022) were followed since these guidelines were generated based on the KIAS-01 borehole drilled in the license area in the first place. The common issues that can be encountered while drilling in salt can be summarised as below:

➢ Clay entrapment of drill and tool due to mobile shales/clays/claystones in the salt,

➢ Well expansion/collapses due to mobile shales/clays/claystones along the salt formation and/or above or below the salt formation,

➢ Well expansion due to salt dissolution,

➢ Weakening of the hole wall by water and/or dissolved minerals leaking from salt;,

➢ Well expansion due to salt dissolution,

➢ Excessive torque and formation pressure on the tool/tightening of the tool caused by salt flow,

➢ Tool jamming due to the accumulation of salt particles at the well bottom,

➢ Well deviation due to well expansion, and

➢ Excessive drilling mud consumption.

The drilling fluid was adjusted for the surrounding strata by using a counter-flush method with a NaCl-saturated drilling fluid to receive continuous drill cores (it is recommended that the mud density is not less than

1.12 g/cm^3). Salt dissolution into the well while drilling salt formations may prevent drilling and piping operations, usually causing tool jamming, well stability problems and advanced impact and vibrations in the tool during drilling. Reducing the drilling time as much as possible (high-speed progress with deflection control) will reduce the problems that may be experienced with salt flow. The geological units in the working area (salt formation with clay interlayer) were drilled without any problems with PAC-R + CMC-HV and mud with lubricant additives, and the clays in the salt formation were prevented from wrapping and sticking to the rods. Since anhydrites found in the clayey levels within the salt layers increase the plastic viscosity of the mud, PAC-R + CMC-HV-based mud saturated with salt was used. In addition, by adding diluted chromium-free lignosulphonate to the mud and continuously mixing the mud with a mixer placed in the mud pool, the stagnation of the mud and the increase in plastic viscosity were prevented.

At the end of the advancement, to facilitate the follow-up of the core breakage by the driller, the inner diameter of the segments (catchers) used must be bent by hand before being placed inside the inner liner extension. In this way, the core is ensured to enter the inner liner slightly tighter and more securely by the segment and to break in a way that can be felt by the driller. Deviation of the holes was restricted to a maximum of 5% from the vertical. All other issues mentioned in the bullet points above were dealt with according to the suggestions/guidelines and principles made by Turan & Özdemir (2022). Therefore, the reader is recommended to consult this particular reference for further information.

All SFR boreholes were planned to be drilled in HQ diameter. The drilling was allowed to transform from HQ to NQ diameter where unstable and poor lithology conditions were encountered, or drillhole depth required the reduction of core size. Only one borehole, SFR-BRF-002, was abandoned due to mechanical issues, and then the SFR-BRF-002-R drillhole was decided to be drilled with NQ diameter from the surface to the end of the hole. Once all boreholes were completed, they were securely closed by constructing a concrete platform, a sealed pipe and the hole identifier was inscribed in the cement.

Core Recovery

Required core recovery was fixed to a minimum of 95 % for mineralised intervals. Overall core recovery for most of the holes exceeded 90 % in mineralised zones and 85-95 % in non-mineralised zones.

Geophysical Logging

Borehole geophysical measurements were run in all newly drilled boreholes. A local company, “Bayar”, was contracted to carry out the surveys. Data collected included caliper (mm), gamma radiation (GR open and cased hole, API), neutron porosity (%), density (CDL, g/cc), temperature (°C), tilt (in degrees) and Azimuth (in degrees). In Türkiye, borehole surveys are commonly conducted while the holes are still cased. This practice is widespread across projects in the region due to concerns about losing geophysical probes in the unstable, relatively young formations that are prevalent in the stratigraphic sequence. Therefore, the geophysical measurements were collected through the steel tubes in the holes. However, the CP implemented a method to correct these cased holes to “uncased measurements” by employing a calibration method for the measurements. This was conducted by measuring the strata at the top 15-20 m of the hole with and without the steel tubes in the hole, which involved obtaining the log from uncased borehole with the probe (formation density, gamma etc.) and lowering 5-6 steel pipes (15-20 m) and repeating the measurement with the probe (e.g. Formation density + tube density etc.). The two logs thus recorded were subtracted (Log2-Log1) in the “Wellcad software” to get the response of each tube (density, gamma, etc.). The average value of the tubes thus obtained was used for the correction of the value (density, gamma, etc.) recorded through the tubes for the entire length of the borehole. When rods from different manufacturers are used in drilling, then a combination of “3 rods from the most used brand, Boart Longyear rods and 2 rods from the brand Son-Mak rods was utilised. The readings were found to be reliable and were later used for depth correction of the lithological units.

One key lesson from this process was the impact of delayed depth correction of the lithological units. The depth corrections derived from the geophysical logs were only implemented after lithological logging and sample intervals had been selected, which resulted in substantial rework and delays. Ideally, geophysical logging data (particularly gamma logs) should be available before lithological logging and sample selection, allowing for any necessary depth adjustments to be applied in real time. This approach would improve accuracy in sample correlation and reduce the risk of misaligned intervals, streamlining both geological interpretation and sample processing workflows.

Downhole Deviation and Depth Measurements

In earlier drilling campaigns in the licence area conducted by KIAŞ, downhole measurements had not been performed except for borehole geophysical measurements for KIAŞ-04. In the current project, Bayar collected downhole deviation information as part of the borehole geophysics. The results were provided in both CSV format and PDF drillhole logs and were controlled by Safir's geologists. The results indicate no unexpected and/or excessive deviations in dip and dip direction measurements. The logging geologists carried out depth validation during their regular field inspections and monitoring of the drilling activity. They achieved this by counting the number of steel tubes used in the drilling process and comparing it to the depth of the core recovered just before finishing the borehole.

Core Logging and Marking

Core logging in the field was conducted by a Safir staff geologist who was familiar with the salt deposit and the lithologies through work in the mine. In addition to this, the CP was frequently onsite to guide core logging and sampling. As a general practice, once the drilling was completed and the rig geologist had approved the completion of the borehole, all core boxes were transported back to the mine office for logging. Once the boxes were received by the Safir team, they were then further checked for proper labelling and correct positioning of marker tags by the logging geologists. Box numbers, intervals and borehole ID were recorded in a field notebook and subsequently transferred into a spreadsheet. The field geologist checked the core and drill records and accepted or rejected the holes based on the core recovery. Borehole logging was conducted based on a template provided by the CP that used a letter-based coding system and included the detail description of the units based on their colour, grain size, lithological type, fossil content, fracture and joint distributions with their corresponding angles, mineralisation type, internal bedding characteristics with dipping angles, sedimentary structures and any other information that was relevant to logging. The angles from bedding and structural features were recorded perpendicular to the core axis. Once all the information was registered in the database, the visual presentation of the logs was generated in the LogPlot program (Figure 7).

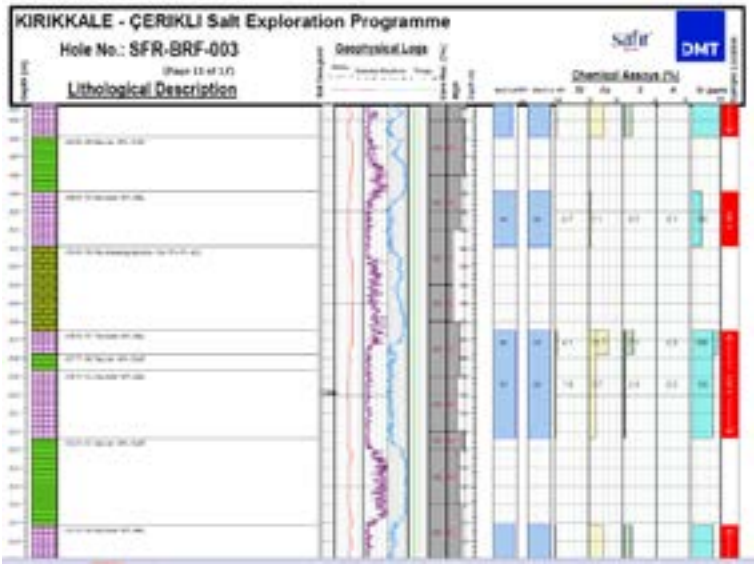


Figure 7 Example of lithological logging and the geophysical signatures guiding the lithological boundaries

The old KIAŞ holes were also relocated in the field, and their collar locations were resurveyed. Logging included relogging of these old KIAŞ drillhole cores, including photographing and sampling to increase confidence in the historic cores. Once checking was completed and gaps and depths corrected, logging started according to the protocols generated by the CP and Safir Tuz. The geophysical logs were extensively utilised to delineate the lithological boundaries.

Core Photography

The core trays were cleaned before logging and sampling and laid down for a photographic session in a special frame constructed by Safir (Figure 8). A good camera with high magnification and pixelation (preferably 24 MP resolution), and the same location was used from a pre-determined height to establish a consistent exposure. A colour chart was also used for colour adjustment for the photographs. The records of the core boxes in picture format are digitally stored as part of the database. A metric scale was always kept in all pictures for future measurement references.



Figure 8 A view of the core photography stand.

Sampling

The core logging geologist identified samples based on the DMT's Standard Operating Procedures (SOP). Sample length was determined in part by the ore horizon and the purpose of the testing to be conducted on the samples, depending on the mining method applied for the areas within the tenure. The three holes drilled for the '***brine field area***' characterisation (SFR-BFR-001, 002, and 003) were sampled at 5-meter intervals. This interval was chosen as a practical balance between capturing stratigraphic variability and the large scale of solution-mining caverns, while minimising the total number of samples without compromising representativity. Samples were allowed to deviate by up to ±30% of the sample length (an additional 1.5 meters for a 5-meter sample) to account for lithological boundaries. For any sample exceeding this total length, the sample was split into two separate portions.

For all other drilled holes, the maximum sample length is limited to 3 m (with an additional ±30% to accommodate a change in lithological contacts) and the minimum sample length is set at 50 cm. There was a focus on taking samples at 1-meter intervals within the 100-meter zone of the '***conventional mining area***' to achieve better resolution.

Sampling continued through core loss zones where the loss was less than 30 cm within a 3-meter sample length in the conventional mining area. For any intervals of core loss longer than this, a new sample was collected when the gap was identified. Both lithological boundaries and minimum sample lengths were respected in this process. This approach was taken to balance efficiency, sampling quality, and the recognition of the massive nature of the halite body.

Sampling was not conducted continuously, as there were breaks for the clay horizons, except during the collection of the geotechnical samples. The CP for the project determined that clay horizons would be assigned an assay value of zero, acknowledging that these horizons might contain low quantities of halite. Assigning a value of zero (0) NaCl to these waste horizons, when included in the halite interval, could slightly exaggerate the negative impact on the overall grade. However, this decision accurately reflects the dilution of the salt body by the clay.

Before the cores were cut, they were photographed, and the geotechnical and dissolution samples were collected. All core sampling and preparation were conducted under the supervision of the responsible geologist onsite. The cores were cut in half lengthwise using a core saw. Once cut in dry mode, one half of the core was returned to the core box, while the other half was crushed, prepared, and securely bagged. The samples selected for assay were placed in a polybag, along with the corresponding sample ticket, and the sample number was registered on the bag. Sample crushing was carried out onsite. The core sample was crushed so that 75% of the core passes a 2 mm screen. The sample was then split by a riffle splitter to the desired weight of 500 g (±5%). Sample tags were inserted with the core accompanying the material through the process and ended up in the final sample bag. All equipment was thoroughly cleaned with compressed air and a brush between samples. The reject sample (unused crushed core) was returned to a bag and is stored with the core against future need for additional sampling material. Samples designated as duplicate samples had a second 500 g sample split off from the crushed material. The logged core and samples were kept securely on site, and the remaining core and rejects are stored in a long-term storage area at the operating underground mine.

Safir personnel shipped all samples securely to an accredited laboratory by a courier. Upon receipt, the samples were sorted and checked for completeness. The shipment was split into batches, and each sample is assigned a bar code by the laboratory that is used to identify the sample chain through the laboratory process. At the laboratory, the samples weighing approximately 500 g were pulverised to 85% ≤ 75 µm, completing the sample preparation.

Bulk Density (BD)

BD was measured on selected samples by employing the “Calliper” method. The calliper method was selected because it is a dry method which works well with water-soluble cores and is straightforward. To reduce errors and account for variations in core diameter and length, the average of four measurements for both length and diameter was used. The sketch below illustrates the measurement process to determine the diameter (a) and the sample length (b). During the measurement process, care must be taken to ensure that the caliper is always held perpendicular to the core to obtain the most accurate measurement possible.

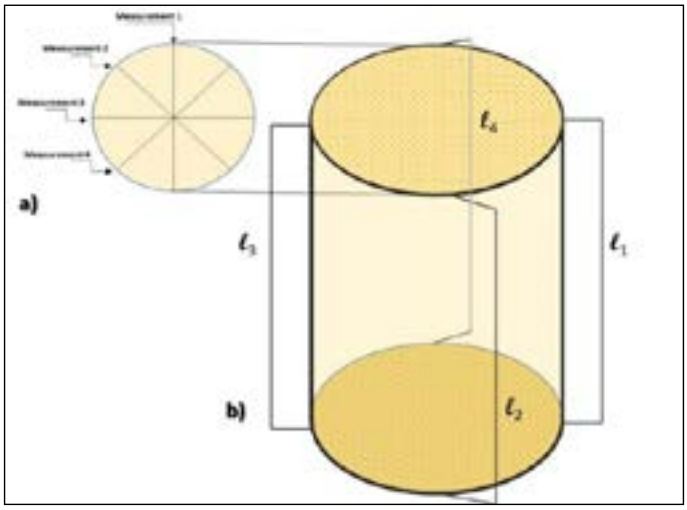


Figure 9 Measuring the length and diameter of the core for bulk density

This is done by recording the average length (***L***) as the average of four measurements (l_1, l_2, l_3 and l_4) taken after rotating the core sample 90°. Similarly, the average diameter (***D***) is determined by starting at the top, rotating a quarter turn, and lowering by one-third of the core's length, repeating this for all measurements to account for diameter variability. The core's mass is measured by using a calibrated scale accurate to 0.01 g. Calibration and the use of calibration weights during testing are needed before testing to ensure accuracy. A Plexiglas shield around the scale must be placed to minimise the impact of air currents.

The volume and density of the various lithologies are calculated through the following formulae:

$$V = \frac{\pi * L * D^2}{4} \rightarrow BD = \frac{m}{V}$$

Where:

V= Volume of the sample

D= Average diameter of the sample

L= Average length of the sample

m= Weight of the sample in g

V= Volume of the sample in cm^3

BD= Bulk density of the sample in g/cm^3

Table 2 Density values measured from various lithologies

Lithology	No. Samples	Avg. Bulk Density
Halite	117	2.16
Clay	6	2.35
Alternating Anhydrite-Clay (50%-50%)	3	2.73
Alternating Halite-Clay (50%-50%)	1	2.15
Anhydrite (>80%)	1	2.57
Alternating Halite-Anhydrite (50%-50%)	1	1.80

Laboratory Analyses

An accredited laboratory was utilised for the assays in the project. The laboratory selected is a certified geo-analytical laboratory having ISO/IEC 17025 (Accreditation of Testing and Calibration Laboratories), ISO 9001:2015 (Quality Management Systems), ISO 14001:2015 (Environmental Management Systems), and OHSAS 18001:2007 (Occupational Health and Safety System) accreditation certificates.

Testing at the laboratory involves the analysis of pulverised material. The focus of the tests is primarily on both the salt and insoluble portions of the sample, as well as the measurement of water-soluble elements using ICP OES. Additionally, the weight of the water-insoluble portion is utilised in modelling.

The following steps outline the methodology used for the water-soluble analysis. From the pulp, a 10 g sample is weighed using a four-digit calibrated balance. To this, 50 ml of pure water is added, and the sample is dissolved by stirring in a heated mixer at 110ºC for 60 minutes. Subsequently, 50 ml more of pure water is added, and the sample is dissolved at 150ºC for 30 minutes more. The sample is then vacuum filtered through 45 micrometre filter paper, and pure water is added to make up to 250 ml, where this solution is analysed.

Every laboratory batch of 180 samples contained 9 certified standards, 4 coarse duplicates, 4 analytical replicates and 6 blanks. In case of out-of-range results for quality samples, the whole batch analysis is repeated. All glass materials and other equipment used are calibrated.

Insoluble weight percent content was determined by dissolving a 50 g sample in a 100 ml of pure water, the sample is dissolved using the same procedure as the ICP OES samples. After filtering the insoluble portion, the filter was dried at 105 ºC and weighed. From the weight, the insoluble portion percentage of the sample was calculated. For the additional XRF analysis, about 20-50 g of pulp is pressed into pellets using a 40-ton press. The pellet is then analysed using a Rigaku ZSX Primus II XRF device.

Results of Laboratory Assays

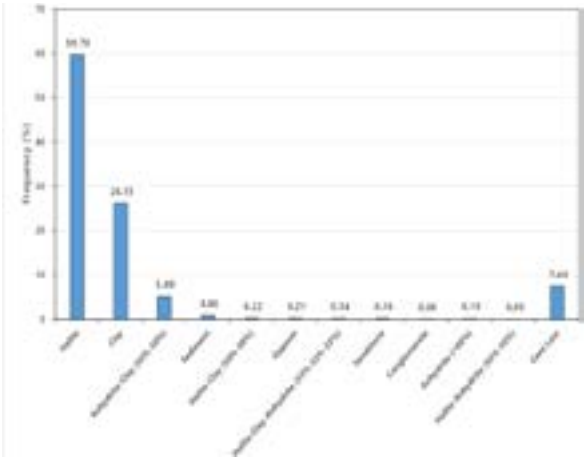
At the end of the exploration programme, many samples, including 668 samples from the boreholes drilled by KIAŞ in the past exploration studies, as well as 1,201 samples from the newly drilled boreholes in this campaign, were collected by Safir Tuz's technical personnel. A total of 1,869 samples (excluding CRM and blank material) were analysed by XRF, ICP-OES and for water insoluble material. In addition, 109 samples from the SFR series drillholes and 61 samples from historic KIAŞ boreholes were collected for bulk density (BD) measurements in the field.

The CP also checked the data for inter-element relationships; some strong correlations were noted in the water-soluble ICP-OES results between Ca-S and Sr, Fe and P, both of which are postulated to be the influence of the depositional environment. In addition, all QA-QC checks were performed before their acceptance into the database. To prepare the assay data for modelling, NaCl% grades were calculated. Three calculations were completed. NaCl% was calculated using the results of the Na% that dissolved in water (referred to as water-soluble Na% and determined in the OCP-OES test) and multiplying it by a conversion factor of 2.5419.

This conversion factor was also allied to the Na% from the XRF testing (referred to as water-insoluble Na% or XRF Na%). In addition, from the XRF results, NA% and Cl% were added together (referred to as XRF Na + Cl). The block model and the mineral resources derived from it are based on NaCl as calculated from the water-soluble Na%. This is based on the fact that potential solution mining will extract only water-soluble materials. Additionally, any further processing and refining of the salt will likely be water-based. Therefore, the amount of salt that can be dissolved in water is considered the best representation of its overall content. The XRF results, on the other hand, are a useful comparison but are considered to represent the whole rock, including deleterious components.

Rocks Encountered

Many rock units typical of the rock salt sequence, as defined by the Client's technical team during logging, were encountered in the boreholes drilled in the project area (Figure 10).



Short Code	Lithology	Thickness (m) (min-max)	Colour, physical properties
ACL	Alternating Anhydrite-Clay (50%-50%)	0.12 - 73.54	Light and dark grey clay; clay surface covered by anhydrite; well cemented (partly); slightly broken (partly); slightly weathered (partly)
ANH	Anhydrite (>80%)	1.60 - 5.75	Dark grey salt; salt surface covered by anhydrite
CLAY	Clay		Light to dark brown, light to dark grey, grey, dark green; soft to hard (partly); slightly/moderately weathered between hard white gypsum; slightly/moderately weathered (partly); completely weathered (partly); covered by anhydrite spots (partly); well cemented (partly); broken/slightly or completely broken; oxidised (partly); friable (partly)
CON	Conglomerate	0.73 - 1.85	Hard; white
GYP	Gypsum	0.52 - 3.38	Hard (partly); white gypsum; surface covered by clay
HAL	Halite	0.20 - 78.46	Dark and light grey, dark brown; completely broken (partly); surface covered by anhydrite (partly); disking shaped (partly)
HAN	Alternating Halite-Anhydrite (50%-50%)	1.00 - 1.00	Dark grey; surface covered by anhydrite
HCA	Alternating Halite 33%-Clay 33%-Anhydrite 33%)	1.15 - 2.60	Dark grey salt and clay; surface covered by anhydrite (partly); placed between salt and anhydrite
HCL	Alternating Halite-Clay (50%-50%)	0.25 - 7.05	Dark grey; slightly weathered (partly); moderately weathered (partly); completely weathered (partly);
SDT	Sediment	0.10 – 11.00	Dark grey, light - dark brown, mottled brownish; completely weathered (partly)
SST	Sandstone	0.25 – 6.00	Light grey/dark brown; friable (partly); well cemented (partly)

Figure 10 Rock units encountered at Kırıkkale-Delice Project

QUALITY ASSURANCE-QUALITY CONTROL

Safir Tuz hired a drilling contractor, TURTAV, and utilised its own drilling machine and crew for the project. Geologists from Safir Tuz supervised all operational work. Quality Assurance and Quality Control (QA/QC) procedures, outlined in DMT's SOPs, were established at the beginning of the drilling program by the CP. The CP conducted multiple site visits to ensure that the site personnel adhered to these SOPs. Additionally, historic KIAŞ drill holes (KIAŞ 1, 3, and 4) were relogged and sampled, as the old cores inspected by the CP were stored in an underground mining room and were found to be in suitable condition for sampling (i.e., predominantly intact state).

QA-QC in the project included both the accredited laboratories' internal suite of QA-QC samples and the CP's designed QA-QC check samples to assure the quality of the results. For this, the CP instructed a CRM, blank, and field duplicates to be inserted into the sample stream at a minimum rate of 12% as suggested below:

Sample No.	QAQC
xxxx10	CRM
xxxx20	Blank
xxxx25	Duplicate
xxxx30	CRM
xxxx40	Blank
xxxx50	Duplicate

A total of 80 duplicates were split off during the crushing process on site and sent for QA-QC analysis. The CP performed statistical control plots for various analyses to check the reproducibility and any potential analytical error. The laboratory assay results between the duplicates showed a high correlation coefficient (R^2=0.97, see Figure 11a). This confirms a very good repeatability for the assay results. Comparison of the percent of water insoluble (WI%) shows some variance and this is notable that the duplicates were split off after the sample crushing should lead to fairly uniform results as seen with the other elements of interest, if silica is compared (assuming that much of the insoluble material consists of silica) the relationship improves and both the silica and the WI% comparisons have coefficients of determination (R^2 =0.82 and 0.91 respectively) indicating strength in the relationship between the variables (original and duplicate).

One CRM was used in the program, consisting of pure salt (NaCl) guaranteed to be at 99.5%. When considering the results of the CRM material, a buffer of ±10% was acceptable. The CRM was inserted into the sample stream every 20 samples; a total of 86 CRMs were analysed (Figure 11b), which showed an acceptable outcome.

The XRF analysis represents the whole rock result, meaning that it reports all of the elements in the sample. In the case of salt deposits, it may include elements of non-soluble minerals, for example, clay minerals that include the element Na. The water-soluble sample only reports results for minerals that are water-soluble. This is important in salt projects because the water-soluble content is what is of interest and provides a truer reading of the salt content.

To analyse the results of the CRM material, both the XRF and water-soluble results were considered. First, using the XRF-Cl% and the XRF-Na%, the concentrations are added together to create the NaCl content. Secondly, using the XRF-Cl% and adding the water-soluble Na%. These are then compared to the expected CRM as seen in Figure 11c. As expected, the water-soluble results are consistently slightly lower than the XRF results. It can also be noted that there is a single failure of a water-soluble sample. Also, the calculated NaCl content is considered using a multiplication factor; this calculation only takes into account the %Na, which is then multiplied by a set factor based on the chemical composition and molar masses. Six samples are in Figure 11c can be seen as falling below the 10% cutoff line using this method.

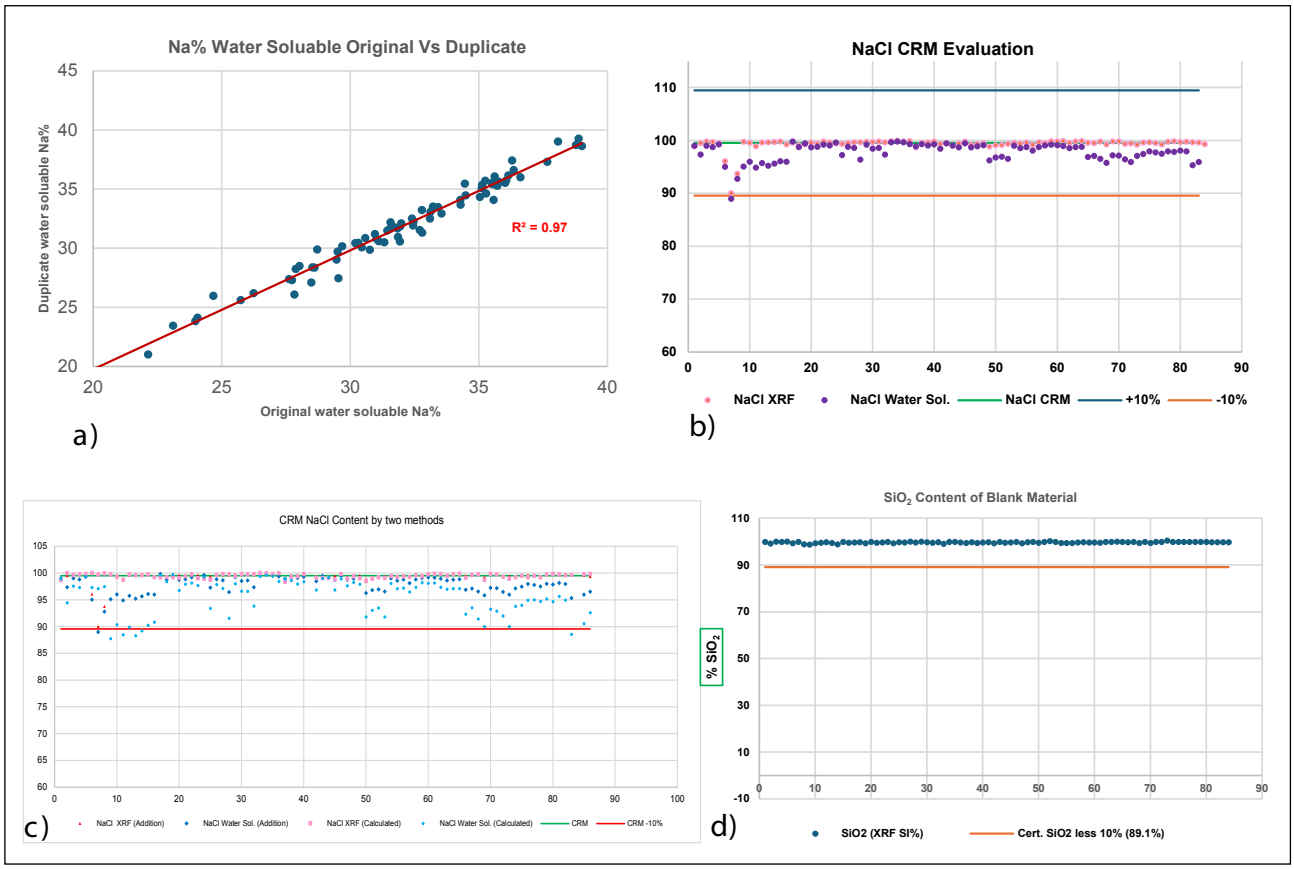


Figure 11 QA-QC exercise. A) Field duplicates in original water-soluble Na%; b) CRM assessment; c) CRM assessment for reported lab values vs calculation for XRF and water-insoluble; d) blank material assessment

Blanks are traditionally inserted into the sample stream to check for cleanliness and cross-contamination, where poor practices can lead to high-grade samples bleeding over and elevating lower-grade samples and thus misleading or false results. Pure silica (SiO_2) was inserted into the sample batches as blanks, and a total of 84 blanks at every 20 samples were inserted and analysed. The blank material is certified to be 99% SiO_2 (up to ±10% error was considered allowable). As seen in Figure 11d, all samples fall within the allowable range.

GEOLOGICAL MODELLING AND MINERAL RESOURCE ESTIMATION

The 3D geological model generated in Micromine modelling software was based on the geological and assay data from 14 drill holes with assay results for salt intervals. The topographic surfaces provided by Safir Tuz were utilised to define the surface boundaries and limit the modelling area during domain modelling. The Na% grade and lithology were instrumental in constructing the domain model, which accurately reflects the geology of the area. The project area boundary was established by applying a 1000-meter diameter around the 2023-2024 drillhole locations. This boundary was guided by several factors: (i) the client provided a defined area of focus linked to planned underground workings and solution mining layouts, and (ii) the Competent Person applied a limit to ensure resources were not artificially inflated by extrapolating beyond reasonable data support.

Based on geological characteristics, two solid domains were defined: Upper Salt bed- Domain 1 and Lower Salt bed- Domain 2, which are separated by a clay layer (Figure 12). The domains were modelled explicitly in the Z-direction, bounded in the X and Y directions by the project boundary. The completed solids have an average overall dip of approximately 7° to the NE with a strike of N45°E. The wireframes were validated visually in cross-section against the drillhole assays (Figure 13).

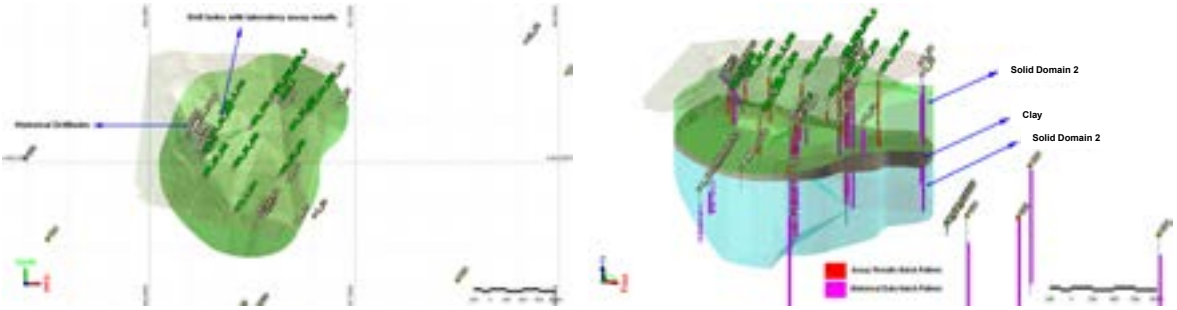


Figure 12 Domain 1 and 2 (plan and 3D view)

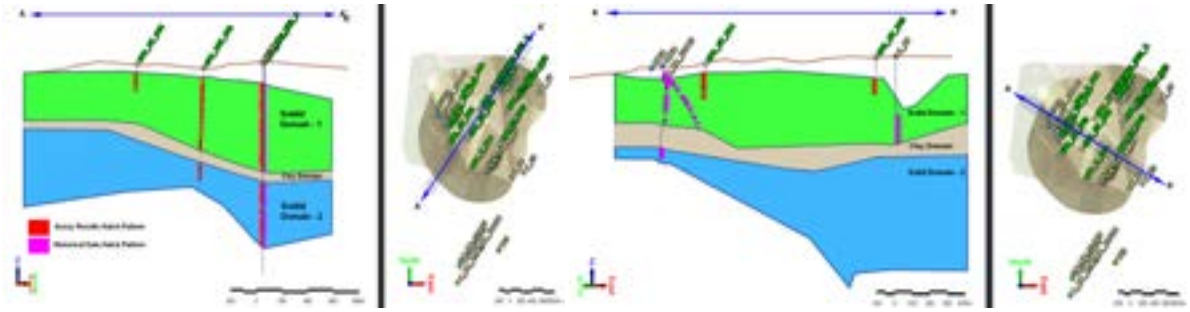


Figure 13 Cross-section (A-A' and B-B') views for domains

The continuity and substantial thickness of the salt beds, along with the straightforward structural conditions observed in drill cores and geophysical logs, indicated that additional seismic data were unnecessary for interpreting the geological model and estimating Measured Resources. Although DMT made efforts to find and access the original raw data from previous studies for reprocessing, these attempts were unsuccessful. Nevertheless, the existing seismic profiles proved to be a valuable supplementary material in refining our understanding of the various resource categories.

Generally, seismic surveys are most beneficial when there is a risk of encountering large structural features, such as faults or dissolution zones, which could connect to overlying aquifers and result in water ingress. This is particularly important in potash mining, where seismic data is a standard practice. In this specific case, however, the deposit is situated in an arid climate and represents a late-stage unit within the geological sequence. This further decreases the likelihood of encountering significant water-bearing strata above the salt beds. Given the massive, laterally extensive nature of the units and their minimal structural disruption, sufficient confidence was achieved using drillhole data alone.

A complete set of basic statistics was performed on the drillhole database. For compositing, the mean sample length was found to be 2.4 m in length. Due to the massive nature of the deposit and the large block size used (50 m x 50 m x 15 m), the samples were composited to a 3 m length for both domains. In the estimation process, composite lengths of 1 m, 2 m, and 2.5 m were tested. Among these different composite lengths, there was no significant impact observed. Additionally, the composited samples were compared to the uncomposited samples, and no significant changes were noted as a result of the compositing process.

Mineral resources were estimated without using a cutoff grade. As demonstrated in the statistical analysis, there are very few outliers in the sampling grades. To determine the grade distribution trend, variogram maps were analysed in different directions. Variograms created for the solid domains were of low quality due to the limited number of boreholes in the database. To mitigate potential biases caused by insufficient statistical data, the trend in the field is determined. The field trend was determined through the interpretation of drillhole

intersections and the geometry of the modelled salt body. As a result, an azimuth of 45° was concluded as the trend in the planar direction.

Inverse distance squared (ID^2) was selected as the final estimation method of interpolating values into a three-dimensional block model. Grade distributions for NaCl% were determined using a histogram. In the estimation process, a dynamic search ellipsoid was chosen for use. As a result, an azimuth of 45° was considered as a fixed angle parameter. The dynamic search ellipsoid method allows for assigning azimuth, plunge, and dip angles directly to the block model, enabling the ellipsoid to dynamically adjust its orientation based on the angles within the blocks. This approach eliminates the need for a univariate search ellipsoid parameter, as the ellipsoid automatically adapts to the local geometry of the blocks during resource estimation.

The block sizes were determined as 50 m in the X direction, 50 m in the Y direction, and 15 m in the Z direction and minimum block sizes were determined as 5 m in the X direction, 5 m in the Y direction, and 3 m in the Z direction based on the drillhole spacing and the current underground room and pillar mining method. A minimum of three and a maximum of 15 samples were utilised for an estimate. The search radii used were set by the CP to reflect industry standards, the consistency in thickness and grade of the salt beds. An average bulk density of 2.16 t/m^3 for the halite unit was applied to the model.

Estimation parameters determined for the creation of the resource estimation included the setting of a primary search ellipsoid of 600 m in the principal and minor directions and 20 m in the vertical direction. The search ellipse was used in three passes; the second pass was expanded to 1000 m, and the third pass >1000 m. All three passes required a minimum of three samples and a maximum of 15 samples, with passes 1 and 2 requiring the samples to be obtained from at least 2 drill holes.

Both domain block models were visually validated against the drillhole information using cross-sections and by using swath plots. This showed that the domain solids of the block model volumes are comparable. Once the block model was complete, a check referred to as swath (or trend) analysis was undertaken. This work involves the examination of the original assays, the composites used in the estimation process and comparing them to the final block model. Swath plots were generated at an azimuth of 45° for both domains. The swath plots are checked for trends that could indicate errors in the estimation, and with the idea that whatever trends are present within the dataset must also be reflected in the final block model. The trends indicate that the estimated block model closely follows the trends as present in the composites with some smoothing, particularly in Domain 2. Visual checks of the estimation methodologies revealed that ID^2 showed acceptable grade variability.

The following criteria have been used to guide resource classification:

Table 3 Resource classification criteria

Block Model	Category	Mining Area Proximity and Drillhole Requirements
Domain 1	Measured	Within 375 m of the active mining area and 600 m from a borehole, a minimum of three samples from two boreholes
	Indicated	1,000 m, minimum three samples from one borehole
	Inferred	Greater than 1,000 m, minimum three samples from one borehole
Domain 2	Measured	Within 375 m of the active mining area and 500 m from a borehole, a minimum of three samples from two boreholes
	Indicated	900 m, a minimum of three samples and two boreholes
	Inferred	1000 m, a minimum of three samples and one drillhole

The following mineral resource estimate (Table 3) includes an area that is being actively mined, and the current tonnage for the mined-out area has not been removed from the resources, since, in the scope of the massive salt body, this tonnage is negligible. Similarly, no tonnage has been removed as buffers around the mine or known tectonic features; therefore, the resources include the total resource tonnage of the project area, unconstrained by a mine plan or extraction limits. The resources in the final block model were classified as "Measured", "Indicated" and "Inferred". Only blocks occurring within the modelled mineralisation domains were estimated, i.e. nothing outside the mineralised domains was estimated. The domains, and thus the block models, were truncated by topography.

Table 4 Resources for Domain 1 and Domain 2 within the area investigated

Block Model	Resource Categories	NaCl (%, Water Soluble)	NaCl Volume (Mm^3)	NaCl Tonnes (Mt)
Domain 1	Measured	82	1,129	2,434
	Indicated	83.8	495	1,066
	Measured + Indicated	**82.53**	**1,624**	**3,500**
			Total	***3,500***
Domain 2	Measured	80.55	84	180
	Indicated	78.89	236	509
	Measured + Indicated	**79.32**	**320**	**689**
	Inferred	73.6	1,518	3,270
			Total	***3,959***
Domain 1 + 2	Measured	81.9	1,213	2,614
	Indicated	82.2	731	1,575
	Measured + Indicated	**82**	**1,944**	**4,189**
	Inferred	73.6	1,518	3,270
			Total	***7,459***

Using the cutoff limits and the criteria described above, the resources of the salt mineralisation of interest to the Client are stated in Table 3, in compliance with the 2012 Edition of the "Australian Code for Reporting of Exploration Results, Mineral Resource and Ore Resources (JORC Code).

RESULTS AND CONCLUSIONS

This paper has highlighted best practices for exploration and resource estimation in a significant salt deposit in central Türkiye, featuring Oligocene-age rocks. The geological strata are predominantly flat, but they do exhibit some intermediate tectonic disturbances caused mainly by strike-slip and vertical/oblique normal faults. The impressive thickness of the salt in this area varies from 400 meters to over 1,700 meters, presenting a remarkable opportunity for resource exploitation. With an operational underground mine already in place and a proposed brine field designed to optimise the extraction process, this site is poised to become a pivotal player in efficient resource management and sustainable development.

The Competent Persons have closely worked with the Client's team and made them part of the exploration and estimation process by giving them appropriate training and guidance. Many standard operational procedures were generated for this, and the CPs closely monitored their application in the field. Details were given on drilling, core logging, core handling, sampling, sample preparation, and quality control. In this study, 11 new boreholes were drilled vertically by obtaining 1,869 samples from the various levels of salt layers. The cores from three of the old boreholes were also utilised as they were found to be suitable for assaying despite being stored for many years. Core drilling was conducted in HQ size, and the deviation of the holes was restricted to a maximum of 5% from the vertical. The core recovery was kept at a minimum of 95% in the mineralised zones.

Borehole geophysical measurements were run in all newly drilled boreholes. The logs included caliper, gamma radiation, neutron porosity, density, temperature, tilt and azimuth. The geophysical signatures greatly assisted in delineating the lithological boundaries. In the meantime, a new method was suggested for handling the geophysical measurements obtained through the steel casing tube in the hole.

Sampling length in the brine field was restricted to a maximum of 5 m intervals. For other holes, the average sampling length was restricted to 3 m. However, this was further restricted to 1 m intervals within the 100-meter zone of the conventional mining area to achieve better resolution. A simple calliper method based on measuring the core diameter and length, and weighing the mass, was employed to determine the bulk density due to the soluble nature of the material.

A rigorous quality control protocol was applied to the samples by inserting a typical certified reference material, blanks and duplicates to ensure the accuracy of the chemical assays. All work leading to estimate the resource was substantiated by evidence obtained through the CP's QA/QC protocols, standard operating procedures, site visits and observations. The mineral resource estimation is supported by details of drilling results, analyses, and other evidence, which considers all relevant information supplied by the Safir management.

The block model containing two distinctive domains showed that the area investigated in detail within the tenure contained approximately 7.5 billion tonnes of resources, and the results were presented in a report to satisfy the requirements of the JORC Code.

ACKNOWLEDGEMENTS

The authors wish to express their sincere thanks to their colleagues for their valued comments and inputs. The views and opinions expressed in this study are those of the authors and do not necessarily represent the official policy or position of DMT or its clients.

REFERENCES

Akdaş, H., 2019. Safir Kaya Tuzu Mad. İnş. Loj. Tek. Ltd. Şti. Halit (Kaya Tuzu) Sahası İçin İnceleme ve Rapor. Eskişehir Osmangazi Üni. (ESOGÜ), MMF, Maden Müh. Böl., Eskişehir, 30 s (unpublished).

Chemkop. (2008). Preliminary Report Determining the Possibilities for the Borehole Solution Mining Exploitation in the Licensed Area Held by KİAŞ Kömür İşletmeleri A.Ş. near the Salt Mine Eskikışla. Authors: Branka, S., Mazur, M., Pisiewicz, T., Rogowska, E., Wisniewska, M., Akın, H. Krakow (Poland), 66 p. (unpublished).

Dönmez, M., Bilgin, Z. R., Akçay, A. E., Kara, H., Yergök, A. F. ve Esentürk, K. (2005a). 1:100.000 ölçekli Türkiye Jeoloji Haritaları, Kırşehir - İ31 Paftası, No: 46. MTA, Ankara.

Dönmez, M., Bilgin, Z. R., Akçay, A. E., Kara, H., Yergök, A. F. ve Esentürk, K. (2005b). 1:100.000 ölçekli Türkiye Jeoloji Haritaları, Kırşehir - İ32 Paftası, No: 47. MTA, Ankara.

Kara, H. (1991). 1/100.000 ölçekli açınsama nitelikli Türkiye jeoloji haritaları serisi, Kırşehir - G18 paftası, No:37, MTA, Ankara.

Kızıldağ, I. ve Özgüner, A. M. (2013). 77676 Ruhsat Nolu Kırıkkale İli Kaya Tuzu Sahasında 2003-2013 Yıllarında Yapılan Çalışmalar. KİAŞ Genel Müdürlüğü, Ankara, 18 s. (unpublished).

Okay, A. I. and Tüysüz, O. (1999). Tethyan sutures of northern Turkey. In: Durand, B., Jolivet, L., Horváth, F., and Séranne, M. (eds) The Mediterranean Basins: Tertiary Extension within the Alpine Orogen. Geological Society, London, Special Publications, 156, 475-515.

Okay, A. I. (2008). Geology of Turkey: A synopsis. Anschnitt, 21, 19-42.

Özgüner, A. M. (2022). Kırıkkale-Çankırı-Çorum kayatuzu yatakları jeolojisi ve doğalgaz depolama imkanları. MTA Yerbilimleri ve Madencilik Dergisi, 2, 113-140.

ROTI (2014). Kırıkkale Delice 2013 2D Seismic Program Final Report. Authors: Güreli, O., Bozacı, M., Torunoğlu, E., Perinçek, E., Meral, A., Güngör, A., Kesici, E., Bozkurt, G. Ankara, 138 p. (unpublished).

Turan H. & Özdemir A. (2022). Orta Anadolu'da Derin Karotlu Bir Tuz Arama Sondajı Uygulaması (Deep Diamond Core Drilling Application For Salt Exploration In Central Anatolia). Türkiye V. International Drilling Congress, Izmir, Turkiye. 27-28 October 2022.

Van den Belt, F. J. G. and de Boer, P. L. (2007). A Shallow Basin Model for 'Saline Giants' Based On Isostasy-Driven Subsidence. In: Nichols, G., Williams, E. and Paola, C., Eds., Sedimentary Processes, Environments and Basins: A Tribute to Peter Friend, Special Publication Number 38 of the International Association of Sedimentologists, Vol. 38, 241-252.

MATERIALITY IN RESPECT TO REPORTING MINERAL RESOURCES AND MINERAL RESERVES

S. M. Rupprecht[1*]

[1]*University of Johannesburg, Department of Mining Engineering and Survey*
*(*Corresponding Author:stevenr@uj.ac.za)*

ABSTRACT

The reporting of Exploration Results, Mineral Resources, and Mineral Reserves is important to the minerals industry. Compliant reporting contributes to earnings and maintains the trust of investors and other interested parties by promoting high standards of reporting of mineral deposit estimates (Mineral Resources and Mineral Reserves) and exploration progress. Companies listed in stock exchanges (NYSE, LSE, JSE, ASX) must disclose their Mineral Resources and Mineral Reserves annually.

Materiality is one of the basic principles that govern the application of the International Reporting Codes, which is under the guidance of the Committee for Mineral Reserves International Reporting Standards (CRIRSCO) and the guidelines as provided in subpart 1300 of Regulation S-K (S-K 1300) by the United States Securities and Exchange Commission (SEC). This paper investigates how materiality is viewed and applied by the International Reporting Codes and S-K 1300 and is meant as a guide memoire for Competent Persons (CPs) and/or Qualified Persons (QPs) to consider when compiling Competent Person's Reports (CPRs) or Technical Report Summaries (TRSs).

Keywords: Materiality, S-K 1300, CRIRSCO, SAMREC Code, International Reporting Codes

INTRODUCTION

Materiality is one of the three guiding principles in reporting Exploration Results, Mineral Resources and Mineral Reserves. As such, it is an essential consideration for a Competent or Qualified Person. Under the auspices of the International Reporting Codes, under the guidance of the Committee for Mineral Reserves International Reporting Standards (CRIRSCO), the International Reporting Template guides the reporting of material issues.

While considering CRIRSCO, the S-K 1300 acts independently of CRIRSCO and guides defining and reporting material aspects in reporting Exploration Results, Mineral Resources, and Mineral Reserves. Introducing the S-K 1300 regulation by the United States Securities and Exchange Commission (SEC) in 2018 provides investors with a more comprehensive understanding of a registrant's mining properties, which should assist investors in making more informed investment decisions (SEC, 2018). This paper looks at how materiality will be disclosed in the various international reporting codes and discusses how the recent S-K 1300 interpretation of materiality may impact future international reporting codes. Fairchild (2016) highlighted that future addendums to international reporting codes must guide technical reports that "help to educate the investor as to the likely range of outcomes for a project." In the authors' opinion, the education of investors is as important as the improvements in the reporting practices of Exploration Results, Mineral Resources, and Mineral Reserves.

Fundamentally, "material" and "materiality", as defined by Webster's 3rd Unabridged Dictionary as:

- **Material**: being of fundamental importance or great consequence
- **Materiality**: something that is material or the sum of material things

The Oxford Dictionary of British and Word English defines material as "significant or relevant, especially to the extent of determining a cause or affecting a judgement". The above definitions align with the International Reporting Codes and the S-K 1300 Guidelines.

The concept of materiality appears in the first version of the JORC Code (1998), which highlighted that "a Company must disclose basic information concerning the status and the characteristics of a mineral deposit which could materially influence the economic value of the deposit."

The 2019 CRIRSCO International Reporting Template (CRIRSCO, 2019) highlights in Clause 1.9 that "Transparency, Materiality and Competence are overriding principles that determine what information should be publicly reported." Clause 1.9 states, "the Competent Person must provide sufficient comment on all matters that may affect a reader's understanding or interpretation of the results or estimates being reported." Furthermore, the template "requires that a Public Report contains all the relevant information which investors and their professional advisers would reasonably require, and expect to find a Public Report, for the purpose of making a reasoned and balanced judgement regarding the Exploration Results, Mineral Resources or Mineral Reserves being reported." The 2016 JORC Code provides further clarity regarding materiality stating "where relevant information is not supplied an explanation must be provided to justify its exclusion" commonly referred as an "if not why not" basis.

Although not defined under the International Reporting Template, the SAMREC Code (glossary of terms), provides a quantitative definition for material as: "circumstances are considered material if omission or misstatement of the associated factor, constituent or information could influence the economic decisions of users. As a rule of thumb, this difference would normally equal or exceed 10%".

The underlying premise of materiality in the S-K 1300 is similar to CRIRSCO. For S-K 1300, the term material has the same meaning as under the Securities Act 405 or Exchange Act Rules 12b-2 - "a matter is material if there is a substantial likelihood that a reasonable investor would attach importance to it in determining whether to buy or sell the securities registered". Based on the above, it is apparent that the definitions of material between CRIRSCO and S-K 1330 are comparable.

However, the establishment of materiality is more detailed in S-K 1300, as it further highlights that a registrant must consider certain factors when determining the materiality of its mining operations. The S-K 1300 states that the requirement to assess all relevant facts and circumstances will lead to better materiality determination – both quantitative and qualitative considerations. The S-K 1300 rules imply that Registrants (reporting companies) and QPs need to consider a more principles-based approach to the materiality provision and not just apply a 10% consideration. Thus, materiality assessment must consider all relevant facts and circumstances that will lead to better materiality determination and understanding of what an investor needs to know to make informed decisions.

Notably, the S-K 1300 looks to inform the investor of material information that an investor would attach importance to determining whether to purchase the security registered. CRIRSCO seeks to include all material information so an investor can judge Exploration Results, Mineral Resources and Mineral Reserves rationally. Although these two approaches may appear the same, there are subtle differences in establishing materiality. The following sections discuss materiality and its application to the S-K 1300 regulation.

SK 1300 THRESHOLD OF MATERIALITY

Materiality for a Technical Report Summary should be evaluated based on what is material to the success of the particular project. The logic is that if it is material to the success of a material property, then it is material to the business (Sphinx Mining Systems, 2022). To determine the materiality threshold, Regulation S-K 1300 states that the 'mining property disclosure rules would require a registrant with material mining operations to provide both summary disclosure concerning its properties in the aggregate and more detailed disclosure about individually material properties.'

The S-K 1300 regulation highlights that a mining operation will be considered material if there is a substantial likelihood that a reasonable investor would attach importance to the information about the mining operations when deciding whether to buy, hold, or sell the company's securities. It is important to note that the materiality determination lies with the registrant and not the QP. S-K 1300 regulation provides provisions that must be considered by the registrant when determining if a mining property is material. The registrant must:

- consider both quantitative and qualitative factors, assessed in the context of the registrant's overall business and financial condition;

- aggregate mining operations on all mining properties regardless of the stage of mining, size, or type of commodity produced; and

- for each property, as applicable, all related activities from exploration through extraction to the first point of material external sale.

S-K 1300 regulation promotes a more principle-based approach to the materiality provision and thus requires the registrant to consider quantitative and qualitative factors. When considering quantitative and qualitative factors, it has been a common practice for registrants and QPs to use the quantitative value of 10% for determining the materiality of a registrant's mining operations. The SEC (S-K 1300 regulation) raises concerns that merely applying a 10% threshold is not ideal. A principle-based assessment must consider all relevant facts and circumstances, leading to better materiality determination and disclosure. Accordingly, the S-K 1300 requirements do not include an instruction stating that a registrant's mining operations are presumed to be material if they consist of 10% or more of its total assets. The S-K 1300 regulation emphasises that registrants may consider other qualitative factors to evaluate materiality.

The reporting of material information should help avoid the potential costs to investors of disclosing immaterial information and the potential burden for registrants of creating additional disclosures for different jurisdictions.

To reduce the amount of disclosure and costs, the S-K 1300 regulation has provided that a registrant with multiple properties can provide summary disclosure of aggregate properties. A registrant with multiple properties, none of which is individually material but which in the aggregate constitute material mining operations, would have to provide summary disclosure concerning its combined mining activities rather than provide disclosure for the individual properties.

The final S-K 1300 materiality aspect highlights that when an individual property is material to its operations, a registrant must provide detailed disclosure about that property. Such individual property disclosure will be in addition to the required summary disclosure if the registrant owns two or more individual properties. Further, a registrant could be required to disclose a particular property, depending on the facts and circumstances, even if ancillary to the registrant's predominant commodity. Although this disclosure alone will not provide all relevant information about the property, its assets or revenues, detailed disclosure regarding material properties [and aggregate mining properties] is necessary to provide investors with a comprehensive understanding of a mining company's operations (Body & Rupprecht, 2019). The S-K 1300 regulation discusses 'transparency', one of the guiding principles for CRIRSCO and the International Reporting Codes, stating that by applying the 'plain English principle', the reader is supplied with detailed information. The authors support the call for

'plain English' in technical reports so that investors can understand the report and not be misled by technical jargon. Further, the authors promote that registrants and QPs should provide more information than less to ensure investors are informed.

The following section discusses materiality's role in reporting a mine or project with numerous projects and how the aggregate of properties is applied in Technical Report Summaries.

DETERMINING MATERIALITY

The S-K1300 regulation applies materiality to reduce the reporting burden, e.g. 'for registrants that have one or more principal mines or other materially important properties but lack significant mining operations, then Item 102 of Regulation S-K 1300 requires less detailed information.' However, the authors would argue that the materiality threshold is becoming more demanding as transparency is deemed a key consideration. An issue highlighted by Fairfield (2016) is the fact that Technical or Public reports are being written more for the technical specialist rather than the average investor. Technical Reports typically increase as the QPs seek to protect themselves from non-compliance and associated risks. The challenge in Technical Reporting is thus not losing the focus and burying the material aspects in technical detail. The authors are aware of a Technical Report that exceeds 1000 pages and incorporates all properties of the registrant. One might conclude that so much information doesn't better inform investors of material issues but is rather used in times of litigation.

When reporting, it is necessary that the QP report fully on all activities, from exploration to the point of sale, that have been conducted to establish an Exploration Result, Mineral Resource or Mineral Reserve. In the author's opinion, this aspect of materiality is well-understood and generally well-reported. However, there remains a fear by some registrants of providing too much sensitive information. The SEC (S-K 1300 regulation) isn't so much concerned about the sensitive nature of the information but that the investor is fully informed. As Technical Report Summaries are reviewed, registrants and QPs will be guided on the appropriateness of their disclosure.

MATERIALITY ASSESSMENT

The authors argue that S-K 1300 has two levels of materiality, and the SAMREC Code has one materiality level.

Table 1. Materiality Responsibilities

<table>
<tr><th colspan="2">Materiality Responsibilities</th></tr>
<tr><th>S-K 1300</th><th>SAMREC Code</th></tr>
<tr><td>Registrant

The registrant is required to identify the material projects for reporting and filing purposes. It is the responsibility of the registrant to commission the Qualified Person to compile the Technical Report Summary on the material property.

All other properties of the registrant that are not material do not need technical report summaries. The properties should, however, have documentation (in any format) in place.

Registrants are required to use qualitative and quantitative measures to determine the materiality of their properties.</td><td>Registrant

All projects or properties are reportable in accordance with the SAMREC Code. The Johannesburg Stock Exchange can request the Competent Person's Report(s) from the registrant.

The authors note that the SAMREC Code can be interpreted as implying that all projects are material to the registrants.</td></tr>
<tr><td colspan="2">Qualified Person/Competent Person

The QP/CP is responsible for reporting all material information about the property. Here S-K 1300 and SAMREC Code are aligned. The slight difference is that SAMREC Code and other CRISCO codes promote best practices in reporting material information whereas S-K 1300 is more accommodative and requires the QP to report what they have done rather than on how it should be done.</td></tr>
</table>

COMMENTARY

Both qualitative and quantitative assessments are essential in determining materiality for reporting purposes. The quantitative factor is more straightforward as it can be expressed in monetary value (revenue, capital expenditure, return on investment) and operations (e.g. production volumes, operating costs). Qualitative factors are descriptive, and defining the context is not always easy. Qualitative factors include casual relationships between a given matter and the organisation's social licence to operate or continued access to capital. Qualitative factors include regulatory infringements, corruption, fatalities, reputational damage, and social and environmental impacts, which can erode opportunities and access to capital and potentially impact investment decisions. Material aspects may include the following.

- financial effects as measured in monetary terms;
- operational aspects;
- reputational effects; and
- regulatory effects.

The registrant and QP should discuss material matters, their effect on the organisation's strategy, business model, or capital, and the extent of the organisation's control over the matter. Further, if there is uncertainty surrounding a material matter, disclosure about the uncertainty should be provided. Investors view the identification of material issues as a means for a company to focus and give attention to these material matters, thus allowing business growth and sustainability in the short, medium and long term (Integrated Reporting, 2015). The authors believe that understanding the importance of identifying material matters to inform investors may not always be apparent to registrants. Mining projects are full of adversity, and what may be considered business as usual may not be interpreted by an investor.

Many registrants will link materiality to economic effects. There may be situations where a property may not offer much value to the company values; however, operation issues may make the project material to an investor. For example, a gold mining company wishes to enter into coal to diversify. Although the coal property in question may represent an insignificant asset in value, the fact that the company has coal assets may dissuade an investor. Thus, the coal project is material to an investor, not in terms of quantitative factors but qualitative nature, as certain financial institutes may refuse to invest in the company due to the registrant owning coal assets – an important aspect of project financing.

CONCLUSIONS

Materiality is important in the International Reporting Codes (CRIRSCO) and the S-K 1300 regulation. Although the definition of materiality is similar in CRIRSCO and S-K 1300, the S-K 1300 regulation is applied in a broader concept. The SK 1300 regulation implies that qualitative and quantitative aspects should consider materiality. Although 10% is deemed an appropriate quantitative measurement, registrants are left to decide on the proper measurement.

The qualitative factors are less defined and left to the discretion of the QP and registrant. Qualitative aspects are not always straightforward. For example, any social or environmental mishap may become material to a company and its investors. However, daily, social and environmental factors are part of operations. Therefore, only sites where social and environmental aspects are identified as having material issues should be deemed material properties.

Further, individual projects may not be material; however, the aggregate of several projects/sites may become essential and must be considered. The aspect of reasonableness and transparency should play a role in materiality.

REFERENCES

Anglo Gold Ashanti Integrated Report 2020. (2022). Sourced 30 January 2022. https://www.aga-reports.com/20/ir/about/materiality/

Committee for Mineral Reserves International Reporting Standards (CRIRSCO), (2019). International Reporting Template for the public reporting of Exploration Results, Mineral Resources and Mineral Reserves. Committee for Mineral Reserves International Reporting Standards, Council of Mining and Metallurgical Institutions (CMMI).

Fairfield, P.J., (2016). Managing Expectations – From Buyer Beware to Buyer Be Aware. Project Australasia Institute of Mining and Metallurgy. Evaluation 2016 – Good Practice and Communication. Adelaide, South Australia, 8-9 March 2016. Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Melbourne.

Hogan Lovells, (2019). SEC overhauls mining property disclosure regime. 16 January 2019. https://www.hoganlovells.com/~/media/hogan-lovells/ pdf/2019/2019_01_23_sec_overhauls_mining_property_disclosure_regime.pdf

Integrated Reporting, (2015). Materiality in Integrated Reporting – Guidance for the preparation of integrated reports. November 2015. International Federation of Accounting

K2Fly. (2022). Mineral Resource Materiality and the S-K 1300 code. Sourced August 2 2022. https://www.K2Fly.com/blog

Rupprecht, S.M. (2020). Future trends in the International Reporting Codes based on SEC's Regulations SK-1300. Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, vol. 120, no. 12, pp. 659–664.

Rupprecht, SM., (2015). The SAMREC Code 2015 - Some thoughts and concerns. Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, vol.115, no. 11 pp. 987–991

SAMREC Code, (2016). South African Mineral Resource Committee. The South African Code for Reporting Exploration Results, Minerals Resources and Mineral Reserves (SAMREC Code). 2016 Edition. Prepared by the South African Mineral Resource Committee (SAMREC) Working Group. http://www.samcode.co.za/downloads/SAMREC2016.pdf

Security Exchange Committee (SEC), (2018). Modernisation of Property Disclosure for Mining Registrants. https://www.sec.gov/corpfin/secg-modernization-property-disclosures-mining- registrants.

SPHINX Mining Systems, (2022). Public Reporting of Exploration Results, Mineral Resources and Mineral Reserves – TRS Requirements. Course notes September 27-28 2022. Complying with the new SEC mining report rule - Regulation S-K 1300.



MADENCİLİKTE OPTİMİZASYON VE SİMÜLASYON UYGULAMALARI

OPTIMIZATION AND SIMULATION APPLICATIONS IN MINING

SCALABLE OPTIMISATION FOR COMPLEX STRATEGIC LIFE OF MINE PLANNING

J. Chung[1], D. Rahal[2], J. Richards[3], and N. Woodbyrne[4]

1. Global Technical Advisor - Optimisation, Deswik, Perth WA 6000. Email: joyce.chung@deswik.com
2. Product Manager – Optimisation and Caving, Deswik, Brisbane QLD 4000. Email: David.rahal@deswik.com
3. Team Leader - APEX, Deswik, Brisbane QLD 4000. Email: jackson.richards@deswik.com
4. Business Development Manager – Deswik Europe Ltd, London, W12 7FQ. Email: nick.woodbyrne@deswik.com

ABSTRACT

The optimised task sequencing is an enormous driver of asset value in strategic underground mine planning. Mathematical programming approaches offer a powerful way to determine these sequences under multi-dimensional sets of objectives and constraints.

Historically, the main challenge with providing this capability is the computational intensity associated with large underground schedules. For example, a complex mining schedule may include tens of thousands of tasks and dependencies, asset lifespans of 30+ years and/or objectives and constraints beyond the mine itself, such as those of the subsequent milling and processing assets.

Because of this, creating an optimal strategic schedule often requires a trade-off between optimisation time and solution quality. In this paper, we discuss our techniques for tackling these problems at scale while maintaining solution quality.

By considering the underlying structure of the task-dependency chains, we transform large underground strategic mine planning problems into mathematically equivalent reductions that can be solved relatively quickly and with global optimality.

Our implementation of these techniques empowers the mine planner to rapidly iterate through sets of schedules that incorporate a range of strategic decision parameters (e.g. mining methods, cut-off grades, production rates). These optimized results can then be used to assess the potential returns from strategic investment decisions.

To demonstrate this approach, we provide a case study of the successful application of these techniques to a large real-world mine planning study.

Keywords: Strategic Planning, Optimisation, Mathematical Programming, Mixed-Integer Linear Programming

INTRODUCTION

Mine optimisation has been a core area of research in mining engineering, dating back to the early Lerchs–Grossmann (1965) algorithm for open-pit design. Since then, numerous approaches have been developed to address the complexity of both open-pit and underground scheduling problems. Dynamic programming, network flow formulations, and a wide range of heuristic and metaheuristic techniques—such as genetic algorithms, simulated annealing, and tabu search—have all been applied to mine planning with varying levels of

success. While these methods can provide feasible solutions in reasonable timeframes, they often lack guarantees of optimality. They also struggle with the scale of today's mining systems. Underground scheduling introduces additional complexity through interdependent variables such as capital infrastructure, geotechnical sequencing, equipment utilisation, and ventilation capacity. These factors interact in complex ways over multi-year horizons, making it challenging to generate schedules that are both operationally feasible and economically optimal. In such environments, heuristic methods frequently fall short of maximising long-term project value.

In response to these challenges, exact mathematical programming techniques, particularly Mixed-Integer Linear Programming (MILP), have been increasingly used for mine optimisation. Researchers such as Caccetta and Hill (2003) and Boland et al. (2009) have shown that MILP formulations can deliver globally optimal solutions or quantify optimality gaps, providing greater confidence in scheduling outcomes. However, the computational intensity of large-scale underground problems has historically limited their practical adoption. More recent advances in solver technology, decomposition techniques, and commercial software have begun to close this gap, enabling the industry to benefit from rigorous optimisation within practical timeframes. These advances provide the foundation for industry-ready tools, such as Deswik APEX, a MILP-based strategic scheduling tool that delivers value-based schedules that outperform traditional manual or heuristic methods.

The key objectives of this paper are:

- Present a detailed application of Deswik APEX within strategic mine planning.
- Critically evaluate innovative methodologies used to maximise project value.
- Discuss the strategic and operational impacts achieved through applying optimisation approaches.

With these objectives in mind, we will outline the underground mining problem we set out to solve, followed by a description of our methodology and the results achieved.

PROBLEM STATEMENT

The underground mine faces significant constraints, notably resource availability and ventilation capacity limitations, alongside multiple exploitable mining fronts. These fronts vary from established areas requiring minimal capital investment to new developments needing significant infrastructure expenditure.

Given the nearly infinite potential mining sequences and operational rates, maximising project value using traditional scheduling approaches is exceedingly complex. Conventional approaches rely heavily on subjective manual prioritisation, equipment capacity limitations, and heuristic rules, which suffice for simpler, smaller operations. However, they fall short of providing optimal solutions for complex scenarios.

The project's primary objectives were:

- Leverage existing mine scheduling data (geotechnical constraints, revenue/cost details, task durations, physical metrics).
- Identify additional data inputs needed for optimal scheduling.
- Define computational limitations regarding schedule complexity and planning horizon.
- Utilise optimisation results to refine and validate incumbent scheduling processes.
- Identify output limitations to guide future improvements and decision-making.

Meeting these objectives will allow the user to make more informed decisions with the information required to explain the value drivers in their mining system.

METHODOLOGY

Large-scale mine scheduling problems can be approached using a variety of optimisation techniques, including local search, heuristic methods, metaheuristics, and evolutionary algorithms. While these approaches may provide acceptable solutions within reasonable timeframes, they inherently lack guarantees of optimality. That is, they cannot confirm whether the solution identified is the best possible, nor can they quantify its proximity to the true optimum.

Traditional mine scheduling tools—such as resource levelling algorithms and semi-automated Gantt chart methods—rely heavily on rule-based logic and manual sequencing. Although these tools are effective for generating feasible schedules, they are limited in their capacity to navigate the full complexity of large-scale, multi-variable systems over extended planning horizons.

To overcome these limitations and enable value-based decision-making, this project employed Deswik APEX, a MILP based strategic scheduling tool. MILP provides a mathematically rigorous framework capable of simultaneously handling continuous variables (e.g., tonnes, grades, and costs) and discrete decisions (e.g., task timing and sequencing) within a unified optimisation model. This formulation allows APEX to identify globally optimal schedules by systematically considering a wide range of operational constraints. These include mining precedence, processing capacity, equipment utilisation, capital availability, and blending targets, across long-term planning windows.

A key advantage of MILP over heuristic methods is its ability to provide provably optimal solutions. Furthermore, if the optimisation process is halted prematurely, MILP solvers report an optimality gap—quantifying the maximum deviation between the current solution and the theoretical optimum. For instance, an optimality gap of 3% ensures that the solution obtained is no more than 3% away from the best possible outcome. This transparency provides decision-makers with greater confidence in the quality of the results.

Another practical strength of MILP is its capacity to generate multiple, structurally distinct solutions that yield comparable objective values. This allows planners to evaluate alternatives and select schedules that align best with their operational preferences, logistical constraints, or risk considerations.

Deswik APEX operates under a discrete-time modelling paradigm, in which the life-of-mine schedule is divided into fixed time intervals—typically annual periods. During optimisation, each task is assigned to a specific time period, and constraints (e.g., ventilation, drilling capacity, haulage, or paste fill availability) are enforced independently within each interval. This contrasts with the continuous-time models commonly used in traditional scheduling tools, which may offer finer granularity for short-term planning but are not well suited to long-horizon, value-based optimisation.

A key modelling challenge was the accurate representation of task durations and interdependencies across a highly complex task network comprising approximately 80,000 activities—30,000 related to development and 50,000 to stoping. Dependencies and time lags were defined to ensure that no task could be initiated before all prerequisite tasks were completed, with the appropriate time durations fully honoured. This was especially critical in sequences involving long chains of dependent development headings, where delays in upstream tasks could propagate through multiple levels. Careful construction of this dependency logic was essential to preserve temporal accuracy and ensure the operational validity of the optimised schedule. The project was executed in three structured phases:

- Data Preparation – Compilation and review of available scheduling inputs, validation of data quality and assignment of financial parameters.

• Model Configuration, Implementation, and Testing – Development of the Deswik APEX optimisation model included the integration of operational and economic constraints, parameter tuning, and iterative testing to ensure model robustness and feasibility.

• Output Analysis and Validation – Assessment of scheduling outputs against the baseline schedule quantification of value improvements, and identification of discrepancies or limitations for ongoing refinement.

DATA PREPARATION

Robust data preparation was foundational to the success of the optimisation process, as the quality and accuracy of input data directly influence the reliability of the results. Deswik Spatial and Planning tools were used to develop the mine design and initial schedule, ensuring accurate representation of operational reality. This thorough preparation enabled the model to produce outputs that were both feasible and realistic.

SCHEDULED TASK PROFIT CALCULATION

To enable value-based optimisation, each task in the schedule was assigned a profitability attribute, calculated as net profit (revenue minus cost). Once the schedule data was validated, financial parameters were assigned to each task, and associated execution costs were calculated. These financial values served as objective components for the optimiser to generate an optimal schedule.

Cost inputs were applied through task-specific filters in Deswik Planning and were defined for associated activity types:

• Mine production-related activities, including development, rehabilitation, shotcrete, paste fill, production drilling and blasting, and haulage based on truck and LHD hours.

• Ore-related costs encompassed crushing, hoisting, processing, energy use, diamond drilling, and general overheads.

• Capital infrastructure—such as raisebores, bulkheads, sumps, tipples, and substations—was costed in detail, with rates varying by size and execution method (contractor vs. owner-operated). Haulage variability across different mine areas was captured using TKM and truck-hour lookup tables.

Revenue was calculated using a Net Smelter Return (NSR) approach, incorporating metal grade–based recoveries and standard deductions. This comprehensive financial modelling enabled the optimiser to prioritise high-value mining fronts, capture operational and capital cost variability, and support informed strategic investment decisions.

DEFINED GEOTECHNICAL AND OPERATIONAL SEQUENCE

The incumbent mine schedule relies on task dependencies to enforce geotechnical and operational sequences. These dependencies are also required for optimisation within Deswik APEX; however, APEX demands a more comprehensive set of links compared to traditional scheduling tools. This ensures that the optimiser receives the correct logic, allowing it to generate a schedule that is not only value-driven but also properly sequenced over time. Without accurately defined task relationships, the optimisation process may produce schedules that are technically infeasible or misaligned with operational realities.

To accurately identify the activities required to mine revenue-generating tasks, APEX must also account for all profit-negative tasks that are integral parts of the activity chain. These tasks must be linked—either

directly or indirectly—as precedents to profit-generating tasks. If a profit-negative task is not appropriately linked, APEX may exclude it from the schedule to maximise overall value. For example, auxiliary tasks such as sumps and stockpiles, while not revenue-generating themselves, must be explicitly linked in the dependency structure since they are essential for stoping operations. As an optimisation and data driven tool, APEX strictly adheres to the logic it receives. Therefore, the exported schedule from the incumbent system must include all rules and dependencies, particularly those governing execution sequence.

In addition, all capital infrastructure must be linked to the stoping tasks it supports. APEX does not support 'alternative' dependencies. For instance, if a stope sequence can be serviced by either of two ventilation raises, both options cannot be modelled simultaneously. A definitive decision must be made as to which raise will support the stope sequence, and only that raise should be linked as a predecessor.

This limitation means that if multiple geotechnical sequences are feasible for a given mining block—or if several configuration options exist across multiple blocks—only one sequence can be modelled per optimisation scenario. To evaluate which sequence yields the highest project value, each geotechnical configuration must be defined separately within the incumbent scheduling software (in this case, Deswik Planning), exported and optimised in APEX, and compared as distinct scenarios.

MODEL CONFIGURATION

The APEX model was configured to ensure that all critical mining constraints were respected and that task dependencies were accurately integrated. Additionally, discretisation of time was essential to maintain model tractability while still capturing the level of detail necessary to support strategic decision-making.

DEPENDENCY INTEGRATION

Honouring task dependencies—including predecessors, successors, and minimum time lags (such as paste fill curing periods)—is a core requirement for global optimisation. The model accounted for:

- Inter-stope dependencies to capture macro-level geotechnical sequencing constraints
- Intra-stope dependencies to represent the sequence of activities required to mine an individual stope
- Development dependencies such as those governing access development, footwall extensions, and crosscuts

These dependencies were extracted from the mine's detailed schedule. They were exported by Deswik Planning and imported into APEX with minimal manual effort.

SCHEDULE CONSTRAINTS

A realistic mine schedule must accurately reflect the constraints on the mining system (e.g. equipment capacity and mine ventilation). For a globally optimised schedule to be valid, these constraints must be represented and honoured in a similar manner.

In this project, four main types of constraints were identified:

- Duration-based constraints: These are tasks with durations calculated based on production rates. A resource is fully occupied for the entire duration of the task. For example, production drilling activities fall into this category, where drill rates vary by rock type or mining method.

• Effort-based constraints (resource availability): These tasks consume only a portion of a resource or fleet over time. A typical example is lateral development headings, which may have different advance rates and utilise only a fraction of a Jumbo development unit per heading.

• Ventilation resource constraints: These are constrained both at a macro level (across the entire mining area) and a micro level (at individual mine sub-levels). Ventilation usage is calculated per task, and constraints are applied accordingly to prevent an excess of maximum allowable capacity.

• Physical constraints: These include broader operational limitations such as maximum hoist capacity or restrictions on waste generation. For instance, a key backfilling constraint is the maximum allowable waste tonnes produced in a period.

The incumbent mine schedule incorporated resource rates by mining method and area, derived from historical performance data or calculated from first principles. Industry-standard software uses these rates, along with task physicals, to determine task durations.

In preparing data for use in APEX, task durations were defined in terms of resource usage days. For example, a production drilling task requiring 4,000 metres of drilling at a rate of 250 metres per day using a single drill would consume 16 drill-days. This figure can be used to constrain resource availability within APEX.

For partially used resources (such as development headings), constraints were applied using total physicals (e.g., development metres). Each task was assigned a development metre value and constrained on a total basis per time period. Activities like rehabilitation were prorated into equivalent development metres based on their relative time usage compared to standard advance rates.

A standardised metric was also developed to approximate ventilation consumption per task. This was used to cap the total number of concurrently active activities in each mining area or level, within any given period.

Finally, other physical constraints were translated into metrics, where applicable, to either cap or enforce minimum quantities over defined time intervals. This ensured that all key operational limits were represented in the optimisation model.

In addition to the four main constraint types, a range of additional constraints were incorporated into the APEX model to ensure that the resulting schedule was not only optimised but also practical and operationally viable. These included:

• A minimum number of development metres to ensure that development activities continued throughout the entire time horizon, including towards the end of the schedule.

• Minimum and maximum production tonnages, to reflect mill capacity constraints and ensure the schedule remained within the operational efficiency and cost battery limits.

• Limits on tonnages mined from lower-confidence resource categories in the early years of the schedule, to mitigate risk during the initial stages of the plan.

• Caps on maximum production tonnages from specific mining areas, representing physical access constraints or sequencing limitations in those areas.

• Time-based access restrictions, which delayed the availability of certain parts of the mine to allow sufficient time for prerequisite work to be completed before mining could commence.

The full model incorporated more than 200 distinct resource and physical constraints. All constraints were successfully honoured in the optimisation results.

RESULTS AND DISCUSSIONS

The APEX optimised schedule allocated each development and production task to a specific time period while honouring all defined constraints. The result was a globally optimised schedule that maximised the project's economic value. This output could be exported in CSV format, enabling further analysis through various charts and key performance indicators (KPIs).

Comparative visuals highlighted the differences between the manually created and APEX-optimised schedules (Figure 1 and Figure 2 respectively). These charts tracked the relative production tonnage by mining block with time. A noticeable divergence appeared early in the schedule, with APEX presenting a significantly different and more efficient block extraction sequence. The APEX results were imported into Deswik Planning for validation and to integrate them into the operational planning process. The workflow of this process is illustrated in Figure 3.

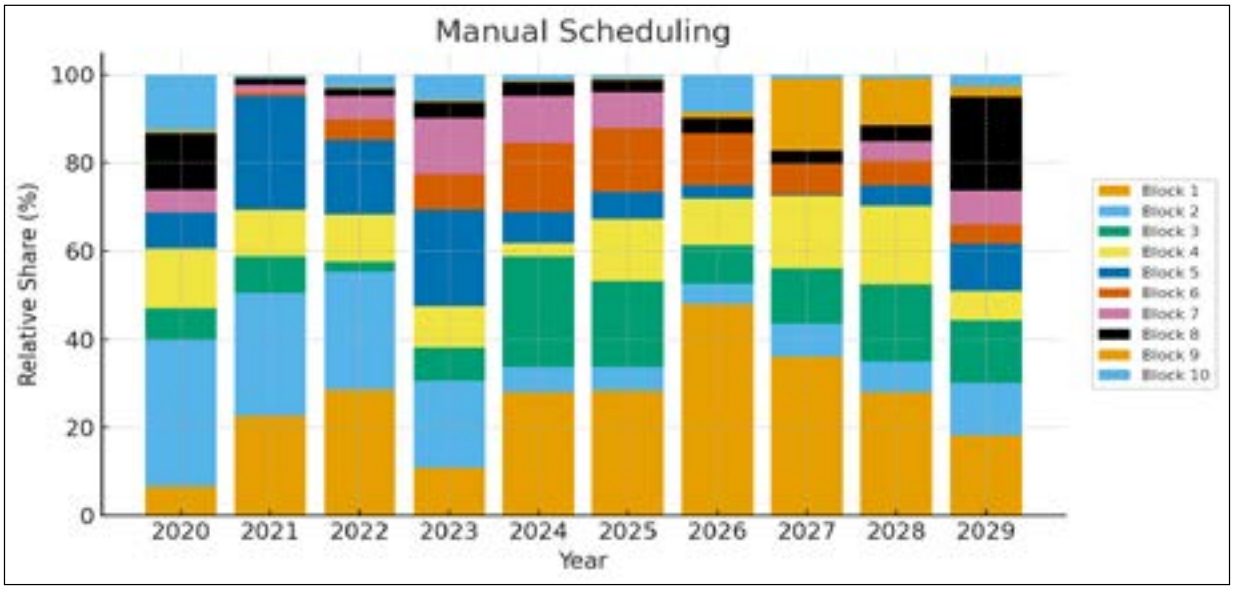


Figure 1: Manual Schedule Result

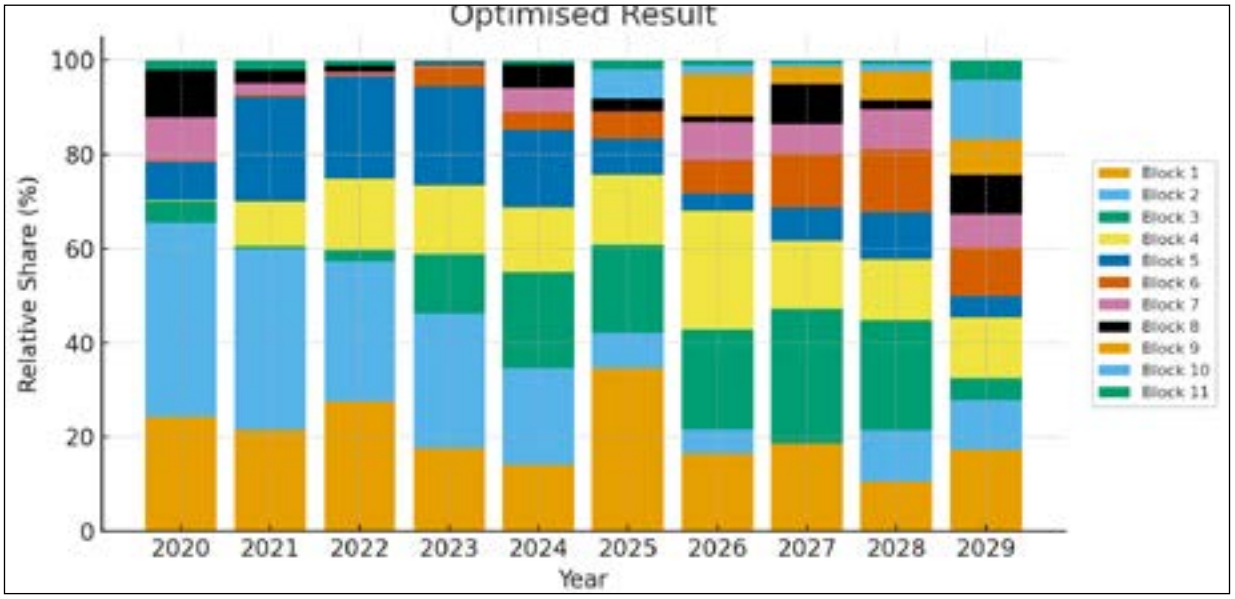


Figure 2: Deswik APEX Optimised Result

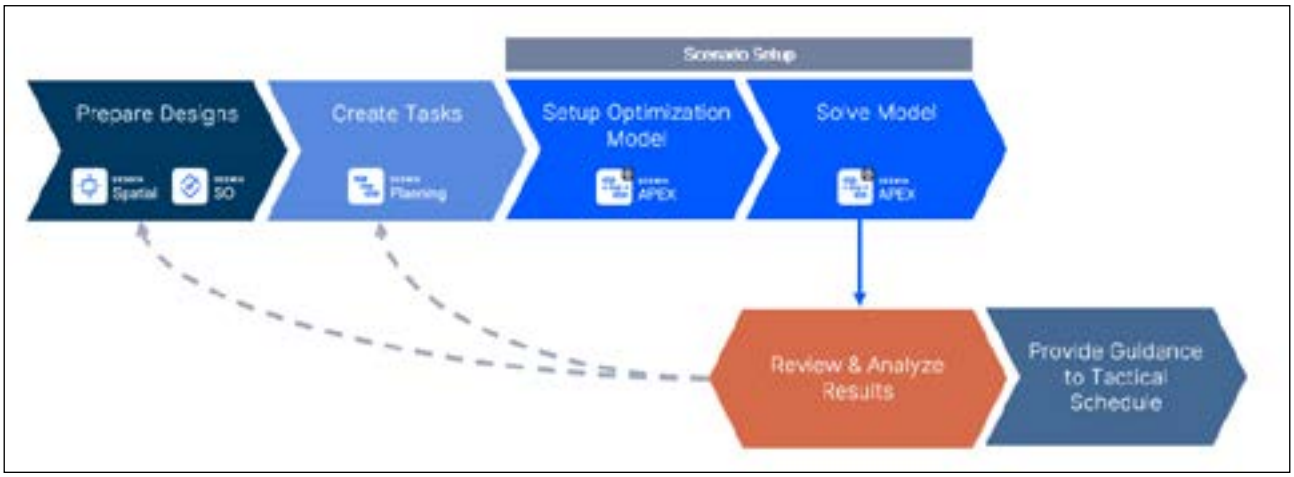


Figure 3: Optimisation and Planning Workflow

Deswik's resource levelling tool was then used to rebuild the schedule, using the APEX-derived periods as the primary guidance while ensuring that all resource constraints remained consistent between systems. This approach helped address the differences in time modelling—APEX uses discrete periods, whereas Deswik Planning operates in continuous time.

Optimising with APEX delivered a project value approximately 30% higher than the original manually prioritised schedules. APEX's MILP-based optimisation approach produced high-quality schedules with an optimality gap of just 2%, typically within two hours of CPU time—demonstrating its practical effectiveness for large-scale strategic mine planning problems.

CONCLUSIONS

In summary, using APEX for global optimisation—based on structured input from Deswik Planning—resulted in a schedule that delivered approximately a 30% improvement in projected value compared to traditional approaches.

APEX is a powerful decision-support tool that helps guide the development of more valuable schedules with significantly reduced effort. The mine is now actively using APEX to support its planning processes. Its primary function is to highlight high-value mining zones over time, enabling planners to prioritise detailed work in those areas. This includes scheduling diamond drilling to improve resource confidence, refining cost estimates for required infrastructure, and enhancing the design of key mining fronts.

As mining progresses, these high-value areas are progressively refined, and updates are fed back into the operational schedule. The strategic planning team then produces new optimised solutions using APEX. This creates a continuous feedback loop which ensures alignment with the company's long-term goals.

One of the major benefits realised through this project is the ability to guide the current operational schedule using the optimised priorities from APEX. This eliminates the need to recreate entire schedules in new systems and allows for parallel planning across short-, medium-, and long-term horizons. APEX-optimised guidance can easily accommodate updates from short-term plans, while also feeding back into long-term strategies through re-levelling within existing planning software.

Perhaps the most significant advantage of this global optimisation approach is the reduction in time and effort required to develop high value mine schedules. Manual scheduling often involves a lengthy trial-and-error process that does not guarantee an optimal result. APEX, by contrast, reliably identifies the best possible schedule for any given set of input parameters.

This will be especially valuable for future trade-off studies, where planners must compare scenarios—such as different material handling options or infrastructure deferrals—to identify the most effective strategy. These types of studies are often rushed and lack the optimisation depth required to make fully informed decisions. With APEX, such evaluations become rigorous, transparent, and repeatable. This in turn provides robust justification for capital investments and long-term scheduling decisions.

REFERENCES

Lerchs, H., & Grossmann, I. F. (1965). Optimum design of open-pit mines. Transactions of the Canadian Institute of Mining and Metallurgy, 58, 17–24.

Whittle, J. (1990). Open pit optimisation algorithms. PhD Thesis, Monash University.

Caccetta, L., & Hill, S. P. (2003). An application of branch and cut to open pit mine scheduling. Journal of Global Optimization, 27(2–3), 349–365.

Boland, N., Dumitrescu, I., Froyland, G., & Gleixner, A. (2009). LP-based disaggregation approaches to solving the open pit mining production scheduling problem with block processing selectivity. Computers & Operations Research, 36(4), 1064–1089.

Bley, A., Boland, N., Fricke, C., & Froyland, G. (2010). A strengthened formulation and cutting planes for the open pit mine production scheduling problem. Computers & Operations Research, 37(9), 1641–1647.

Souza, E., de Tomi, G., & Marcotte, D. (2010). Metaheuristic approaches for the open-pit mine production scheduling problem: Methods and applications. European Journal of Operational Research, 201(2), 489–499.

IMPROVING PRODUCTIVITY OF A SOUTH AFRICAN PLATINUM MINE USING THEORY OF CONSTRAINTS

T. L. Tingini[1], J. Githiria[1], R. C. D. Phillis[2]*
[1]School of Mining Engineering, University of the Witwatersrand, Johannesburg 2050, South Africa.
[2]School of Mechanical, Industrial & Aeronautical Engineering, University of the Witwatersrand, Johannesburg 2050, South Africa. phillisfam@gmail.com
([*]Corresponding Author: tinotenda.tingini@wits.ac.za)

ABSTRACT

Theory of Constraints (TOC) is an operations management methodology which focuses on finding the weakest link or constraint in the production chain. The purpose of this research was to apply TOC to identify constraints to a South African platinum mine's productivity and develop strategies on how TOC can be used to improve productivity in a mining operation. To identify the constraints limiting production at the mine, time and motion studies were conducted for a period of a month. Control charts were then used to summarise the observations of the time and motion studies to identify the constraints. It was observed that the main constraint limiting productivity was blockages, contributing 42% to the factors affecting production. After identifying the main constraint, a root cause analysis was conducted using TOC's current reality tree (CRT). The TOC's evaporating cloud (EC) thought process tool was then applied to come up with more optimal solutions to the identified problems. Then, a future reality tree (FRT) was constructed using the EC. This research illustrated how the TOC's thought process tools such as the CRT, EC, and FRT can be applied in mining to identify constraints limiting productivity and develop strategies to exploit and eliminate those constraints.

Keywords: TOC, constraints, productivity, time and motion studies, root cause analysis.

INTRODUCTION

The global business environment is increasingly becoming more competitive, and the firms' productivity can be leveraged as a weapon of competitiveness, especially when there is a well-designed operation management strategy in place (Pacheco, et al., 2021). Theory of Constraints (TOC) is one of the operations management philosophies that can be used to continuously improve a firm's productivity and thus enhance its productivity. According to Khakifirooz et al. (2024), TOC achieves this improvement by focusing on identifying and managing the system's constraint.

TOC has been widely popularized due to the successful track record it has achieved across various sectors over the years in improving operational performance of firms (Okutmus, et al., 2015). However, it is worth noting that the wide successful adoption of TOC has mainly been documented in developed countries. There is thus a gap in literature of case studies which demonstrate TOC's applicability and adoption in developing countries, particularly its application in the African context. In addition, while TOC has mostly been adopted by global firms in the manufacturing sector, it is imperative to investigate its adoption in the mining industry.

In South Africa (SA), there has been a few documented case studies of mining companies that have adopted TOC. These studies that were done in SA include studies done on the implementation of TOC at Sasol and

Lonmin operations. For instance, according to Ramasu, et al. (2017) in 2014 after Lonmin implemented TOC at its Rowland mine, it experienced a mine production output increase of 5.1 percent. Sasol also introduced TOC at its Middlebult mine with some success. However, there remains a wide gap in the documented successful adoption of TOC in developing countries on the African continent. According to Phillis (2014) this can be partly attributed to a lack of experience and understanding in TOC methodologies on the African continent. The following section aims to give a breakdown of the TOC theoretical framework.

Framework for TOC Application in Systems Improvement

TOC was first popularized in manufacturing operations and in project management. However, as time progressed it has crossed over and has been adopted in various other industries including healthcare, logistics, and management accounting, etc. (Datt, et al., 2024). According to Mishra (2020), TOC's central theme is the hypothesis that in every system there is always a constraint limiting the operation from attaining its goals. In other words, if every piece of work in a system is represented by a piece in a chain, it implies that one of the pieces is the weakest link. To improve the strength of the whole system (chain), focus needs to be put on strengthening the weakest link in the chain (constraint). These constraints themselves can range from being of a logistical nature, to capacity constraints, behavioural constraints, supply chain constraints, etc. (Okutmus, et al., 2015). In comparison with other management philosophies such as lean, which aims to eliminate waste, and six sigma, which aims to improve quality, the goal of TOC is "to make money now and in the future". The advantage TOC has over other management philosophies is that while lean and six sigma focus on local improvements, TOC focuses on global systems improvement (Cox III, 2022).

TOC utilizes tree diagrams for root cause analysis to identify the constraint and formulate solutions. The tree diagrams are known collectively as thought process (TP) tools. These TP analytical tools include the current reality tree (CRT), the future reality tree (FRT), and the evaporating clouds (EC) (Davies, et al., 2005).

Frameworks of TOC's Key Tools

The existence of a constraint in any system represents an opportunity for improvement at any one point in time. According to Nave (2002), the Theory of Constraints process involves five key steps. First, identify the constraint(s) of the system. Next, decide how to exploit the system's constraint(s). Then, subordinate everything else to that decision. After that, elevate the system's constraint(s) by taking whatever action is necessary to eliminate it, including bringing in additional resources. Finally, once the system constraint has been successfully eliminated, go back to the first step and repeat the process.

While the five focus steps are easy to follow, some critics have argued that the five focus steps are an overly simplistic representation of reality, which tends to be much more complex (Bacelar-Silva, et al., 2024). For example, Pretorius (2013) argues that while in theory TOC breaks down the performance improvement process into five steps, in practice the decisions that need to be made, and the actual steps that need to be followed to effect improvement are often greater both in complexity and in number. Other critics argue that introducing TOC runs the risk of putting a narrow focus on some problems in the organisation, while neglecting other issues (Melendez, et al., 2018). However, proponents of TOC postulate that other TOC techniques and TP tools such as the CRT, and the EC have been developed to guide TOC practitioners in deriving logical decisions and judgements from complex scenarios (Dutta, 2023).

RESEARCH METHODOLOGY

This study focused on exploring how the Theory of Constraints (TOC) can be applied within the African context, using a South African platinum mine as a case study. While several global companies have successfully integrated TOC into their operations, there remains a gap in its adoption within developing countries, particularly on the African continent. This gap can be attributed, in part, to a lack of experience or understanding of TOC frameworks among management in these countries.

The case study presented in this research illustrates the applicability of TOC to the South African context, specifically in the platinum mining sector. Data for the study was collected at a South African platinum mine from a single production crew over a one-month period from 24 August to 23 September 2023. Due to scheduled days off, data collection was conducted across 18 effective shifts. The data was gathered through time and motion studies involving direct observation. Additionally, end-of-shift reports from the crew's miner and breakdown reports from the control room served as supplementary data sources. These observations were summarized using a control chart, which facilitated the identification of the system's constraint.

DATA COLLECTION AND ANALYSIS

Figure 1 shows a snapshot of the results of the on-time control chart used to capture the observations from the time and motion studies. The colour coding makes it easy to quickly pick up areas of concern. The control chart was created in MS Excel and each cell of the chart represented one production activity in the mining cycle for each day that was observed. In addition, colour coding was used to mark if an activity had started more than 30 minutes late (red cell), less than 15 minutes late (yellow cell), or on-time (green cell), or if the activity did not take place (white cell). On top of this, detailed comments were also made in each cell to explain why the activity was either late or did not occur.

The explanation for why a mining cycle activity did not occur was divided into two main categories, namely due to a system blockage and due to a system starvation. Blockage in the system (represented by a "0" in a white cell) is related to an activity not taking place because of not having an available workstation (mine face) ready for the task to be performed resulting in queuing. An example of a blockage is when no mine face is available for drilling, due to no face being supported, prepared and marked for drilling, resulting in a drill rig having to wait (idle) till a mine face is ready for it to drill. Starvation (represented by a "S" or "TMM" in a white cell) on the other hand refers to an activity not taking place because of insufficient resources, namely due to a shortage of labour (S), shortage of input material (S), or breakdowns (TMM)). As data was gathered and recorded using the control charts, a cumulative summation of the progressive results was then tabulated for analysis to pick up the trend and identify the constraint. This was done through the conversion of this data into pie charts for visualization of the main factors affecting productivity.

Crew 3 CONTROL CHART (ON-TIME) - By: Tino(Sept 2023)

Critical Mining Activities	ON-TIME Before / On-time	ON-TIME Late	ON-TIME Very Late	D/S	N/S	24 Thu	25 Fri	26 Sat	27 Sun	28 Mon	29 Tue	30 Wed	31 Thu	1 Fri	2 Sat	3 Sun	4 Mon	5 Tue	6 Wed	7 Thu	8 Fri	9 Sat	10 Sun	11 Mon	12 Tue	13 Wed	14 Thu	15 Fri	16 Sat	17 Sun	18 Mon	19 Tue	20 Wed	21 Thu	22 Fri	23 Sat
SHIFT DOWN	0	-15min	+15min	6h00	19h00																													
Waiting Place meet	0	-15min	+15min	6h30	19h30																													
Entry Exam	0	-15min	+15min	7h00	20h00																													
Loading: Face 1	0	-15min	+15min	8h00	21h00	TMM												S					0	0	0	0	0					0	0	0	0
Support 1: Face 1	0	-15min	+15min	8h00	21h00	S												S					0	0	0	0	0					0	0	0	0
Support 2: Face 1	0	-15min	+15min	8h00	21h00							TMM	S			TMM		S					0	0	0	0	0					0	0	0	0
Drilling: Face 1	0	-15min	+15min	8h00	21h00							0				0		S					0	0	0	0	0					0	0	0	0
Charge Face 1	0	-15min	+15min	8h00	21h00	TMM						0	S	0	0	0		S					0	0	0	0	0					0	0	0	0
Loading: Face 2	0	-15min	+15min	10h30	23h30	TMM									TMM	TMM		S				S	0	0	0	0	0					0	0	0	0
Support 1: Face 2	0	-15min	+15min	10h30	23h30	S						TMM		S				S				TMM	0	0	0	0	0					0	0	0	0
Support 2: Face 2	0	-15min	+15min	10h30	23h30	S						TMM	S	S	TMM	TMM		S			TMM	S	0	0	0	0	0					0	0	0	0
Drilling: Face 2	0	-15min	+15min	10h30	23h30	0						0		0		0		S				S	0	0	0	0	0					0	0	0	0
Charge Face 2	0	-15min	+15min	9h30	22h30	TMM						0	0	0	0	0		S					0	0	0	0	0					0	0	0	0
SHIFT UP	0	-15min	+15min	15h00	04H00																													

CREW ON OFF — CREW ON OFF — CREW ON OFF — Service Day

Figure 1: Crew 3 On-time control charts

Table 1 provides a summary of the number of instances where activities were affected by either blockage, starvation or very late (activities starting more than 30 minutes late). It is important to note that out of the effective 18 days, 250 critical activities were observed, with these activities only starting on-time 31 times, representing 12 percent of the time. Out of those 31 activities observed to start on-time, 18 of them were attributed to the shift up (clocking off time). Factoring out shift-up, the effective time that critical activities started on time was 5.6 percent of the time.

Table 1: Summation of On-time Control Chart observations

Total		Day 1	Day 2	Day 3	Day 4	Day 5	Day 6	Day 7	Day 8	Day 9	Day 10	Day 11	Day 12	Day 13	Day 14	Day 15	Day 16	Day 17	Day 18
35	Starvation	7	3	3	2	2	3	10	1	4	0	0	0	0	0	0	0	0	0
72	Very late	4	5	8	6	8	5	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
7	Late	1	0	0	0	1	0	0	1	4	0	0	0	0	0	0	0	0	0
31	ON-Time	2	1	2	3	1	2	1	7	3	1	1	1	1	1	1	1	1	1
105	Blockage	1	4	1	3	2	4	0	0	0	10	10	10	10	10	10	10	10	10

Figure 2 shows that 56 percent of the time, critical activities did not occur at all, and this can be attributed to blockage at 42 percent and starvation at 14 percent. 29% of the time the activities started very late and were late 3% of the time (within a delay of less than 15min). It can therefore be concluded that the primary constraint impacting production for the observed mining crew was blockage, as it accounted for the largest share (42%) among all contributing factors.

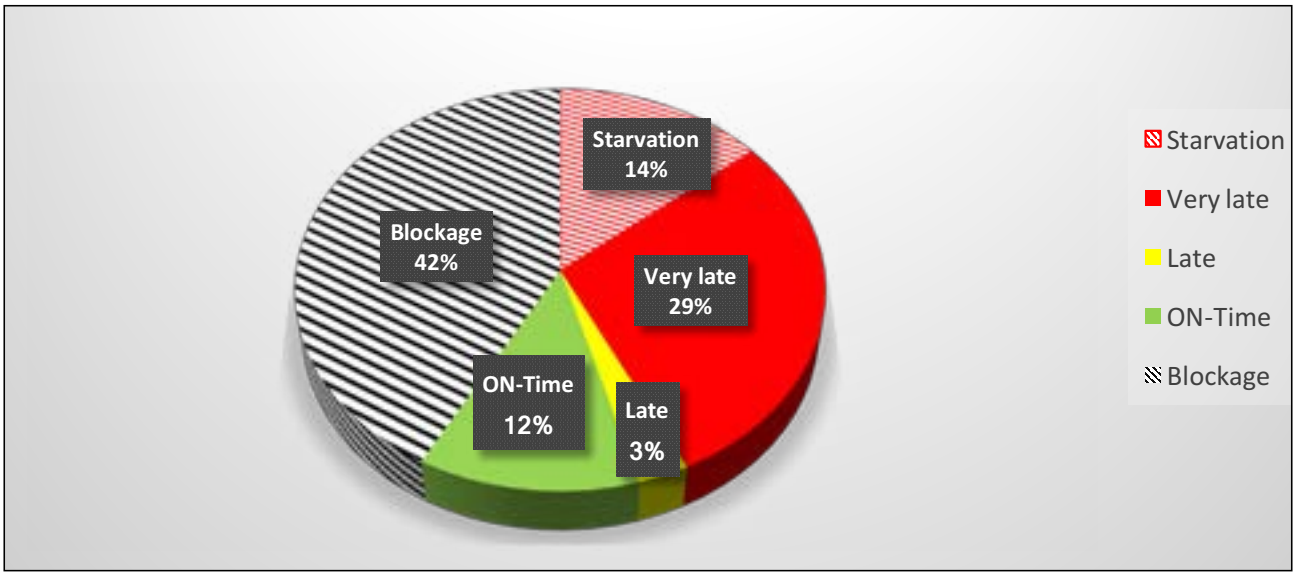


Figure 2: Factors affecting productivity at the platinum mine crew for the month of September

Current Reality Tree (Identifying the Constraint)

As has been discussed previously, the main contributing factor that affected production in the mining crew during the month observed in the study was blockages mainly resulting from safety stoppages caused by a fall of ground (FOG) incident. The investigation of the FOG incident found out that it was caused due to inadequate installation of secondary ground support for the crew. Based on the control charts, it can be derived that the main contributing factor which led to the secondary ground support falling behind was due to starvation. The biggest contributing factors to starvation (76 percent of the time) were unavailability of machinery (45 percent of the time) and the unavailability of labour (31 percent of the time). Figure 3 illustrates a current reality tree (CRT) diagram constructed based on this scenario.

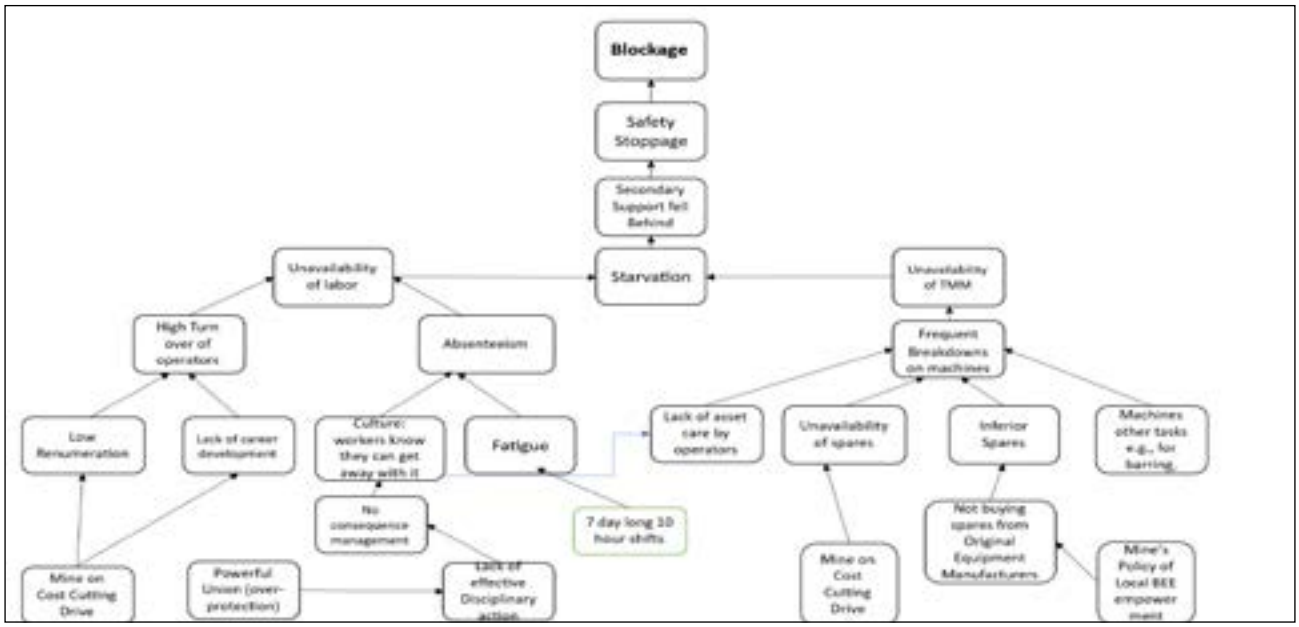


Figure 3:CRT analysing the root causes leading to the identified constraint limiting production

Labour shortages were driven by high absenteeism and high employee turnover, especially among machine operators. Absenteeism was attributed to fatigue resulting from long 10-hour shifts over seven consecutive days, as well as a cultural norm among workers from local communities who believed they could miss work without facing repercussions. This perception was reinforced by inadequate disciplinary protocols and management as well as the influence of a strong union that frequently shielded workers from disciplinary actions. On the other hand, the high turnover of machine operators was due to better job offers from nearby expanding mines and lack of career development opportunities at the current mine, where cost-cutting measures had ceased training and promotions, hence leading to low morale.

The unavailability of machinery, particularly the axess rigs (the machines used for installing secondary support), that is support 2 as shown in Figure 1, was due to frequent breakdowns. These breakdowns were often caused by poor asset care, such as operators skipping pre-use inspections, and shortage of spare parts. The shortage of spare parts was a result of cost-cutting policies that introduced bureaucratic delays in procurement and forced reliance on lower-quality parts from local suppliers to meet empowerment policies. These parts were often inferior to those from original equipment manufacturers (OEMs) thus leading to more frequent failures.

Additionally, Axess rigs were overused for tasks beyond their intended design, such as mechanical barring and drilling service holes. This misuse caused further damage to the machines, especially to hydraulic hoses and other exposed components. As a result, the availability of Axess rigs was significantly reduced, further delaying the installation of support 2 and contributing to the overall production constraints.

Strategies That Can Be Applied to Eliminate the Identified Constraints

The mine's cost-cutting measures were a major contributor to the delays in installing support, primarily due to shortage of spare parts and reduction of employee morale through halted employee development programs and stagnant wages. These issues led to high absenteeism and operator resignations, which in turn contributed to system blockages and reduced productivity. While increasing the expenditure on spare parts and employee development could resolve these issues, it conflicts with the mine's cost-saving strategy as is illustrated in the EC in Figure 4. Moreover, higher expenditure does not always guarantee improved outcomes, as upskilled workers may leave, and wage increases may not address deeper workplace issues.

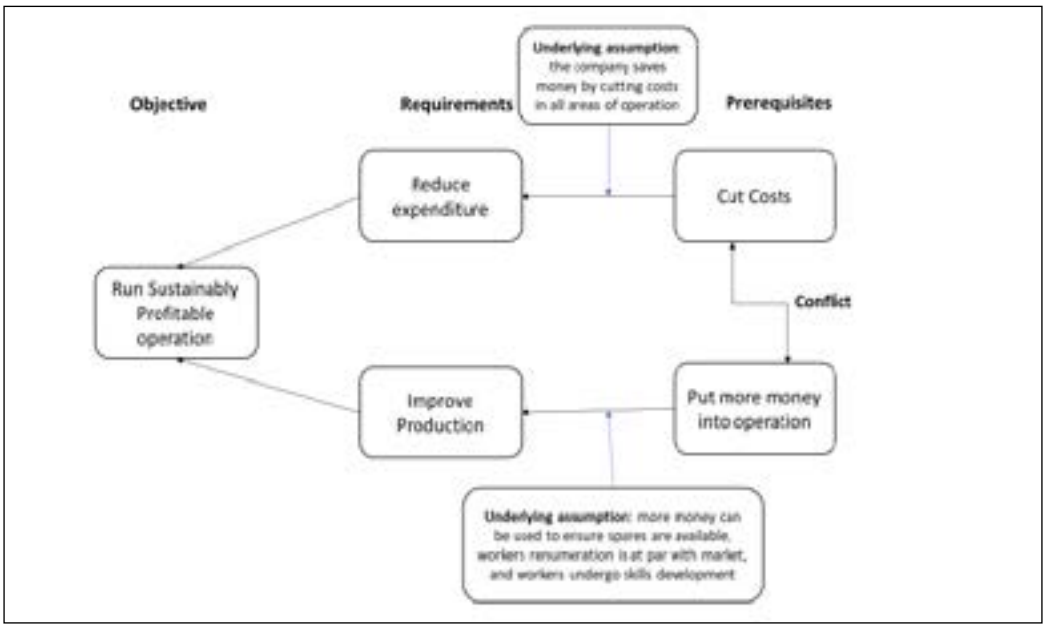


Figure 4: EC on the conflict of the mine cutting costs vs putting more money into the operation

To resolve this conflict, the mine could focus on improving supply chain efficiency by ensuring spare parts are available in time, through better inventory management, without significantly increasing costs. Additionally, introducing a transparent, merit-based development program could motivate employees while controlling costs. Reviewing the workforce to eliminate non-critical roles and reallocating those savings to increase wages for essential workers could also help reduce employee turnover and boost morale without breaching the cost-cutting mandate.

The mine also faced conflict between empowering supervisors to enforce discipline and maintaining strong union relations to protect workers' rights. Supervisors felt undermined by union interference, while the union feared unchecked supervisory power that could harm workers. A lack of accountability at the mine thus stemmed from a conflict between empowering unions and enabling supervisors to enforce discipline. To address this, management could plan to provide supervisors with clear labour relations guidelines, ensuring proper disciplinary procedures are followed. This approach aims to reduce union disputes over disciplinary actions. Additionally, integrating supervisors into union structures could help balance the roles of both sides and promote better labour relations.

As previously stated, one of the main contributing factors to the unavailability of machine was found to be inferior spare parts sourced from local suppliers. One of the reasons the mine sources spare parts locally is to align with government policies on promoting local empowerment. To address the challenge of sourcing substandard spares from local suppliers, one potential intervention could be for the mine to invest in the development and upskilling of these suppliers, enabling them to meet quality standards comparable to global OEMs. It could potentially claim tax rebates provisions from the State for these local empowerment initiatives aimed at promoting local industries. Another alternative is to use OEM to supply the machine spare parts, as they already possess the requisite capacity and expertise to deliver on quality. The mine could then contract local businesses to assemble those OEM spare parts and service the machines after being trained by the OEM. This would result in the mine being able to ensure it receives quality and reliability of the spare parts, and at the same time meet the local empowerment policy requirements.

As illustrated in the CRT, one of the key factors contributing to the frequent breakdowns of the Axess rig was its use for tasks beyond its primary function of installing Support 2. For instance, using it to conduct mechanical barring resulted in its frequent breakdowns. The reason it was being utilised for this additional task was the lack of scalers at the mine, which are specifically designed to perform this task. The long-term solution

to this problem would be for the mine to acquire scalers that will conduct mechanical barring thus freeing the Axess rigs for installation of support 2. In the interim, rather than using the Axess rig for additional tasks such as drilling camera and service holes—which could be handled by other equipment like a roof bolter—the mine could prioritize deploying the Axess rig exclusively for operations it is uniquely suited for, such as installing Support 2 and performing mechanical barring. Additionally, to reduce the rate of breakdowns while conducting mechanical barring, further training could be provided to operators to undertake the task safely without damaging the machine.

Another underlying cause of the high rate of workers absenteeism was the issue of fatigue due to the long shift hours. The reason for the mine to implement 12 hour/7day shifts was to align the shift system with its business plan schedule of operating 24 hours per day and 7 days per week. The underlying assumption was that longer shift would mean more productivity due to more time spend on the mine face. However, shorter shifts could also help increase productivity by reducing employee fatigue. Therefore, to address this conflict, a potential injection that could satisfy both parties would be to maintain the current 12-hour shifts while introducing at least two scheduled fatigue breaks during each shift. For example, two thirty-minute fatigue breaks could be introduced, one during breaktime (at 10 o'clock) and another one at lunch time (at 1 o'clock). Currently there are no breaks during the shifts, so introducing these fatigue breaks could significantly help reduce fatigue during the long shifts and resultantly improve productivity.

Future Reality Tree (FRT)

Figure 5 shows the FRT diagram that summarises all the injections that were proposed in the previous section. It uses a cause-and-effect analysis to illustrate how these proposed injections can together help solve the undesirable effects (UDEs) identified from the CRT to attain the desired effects (Sanjika, 2010). For example, the FRT illustrates how introducing competitive employee development programs and offering high wages can boost the morale of employees. This will result to a reduction of employee turnover thus increasing the availability of labour. Consequently, this approach could help ensure that Support 2 remains up to date, ultimately contributing to the elimination of the blockage constraint at the mine.

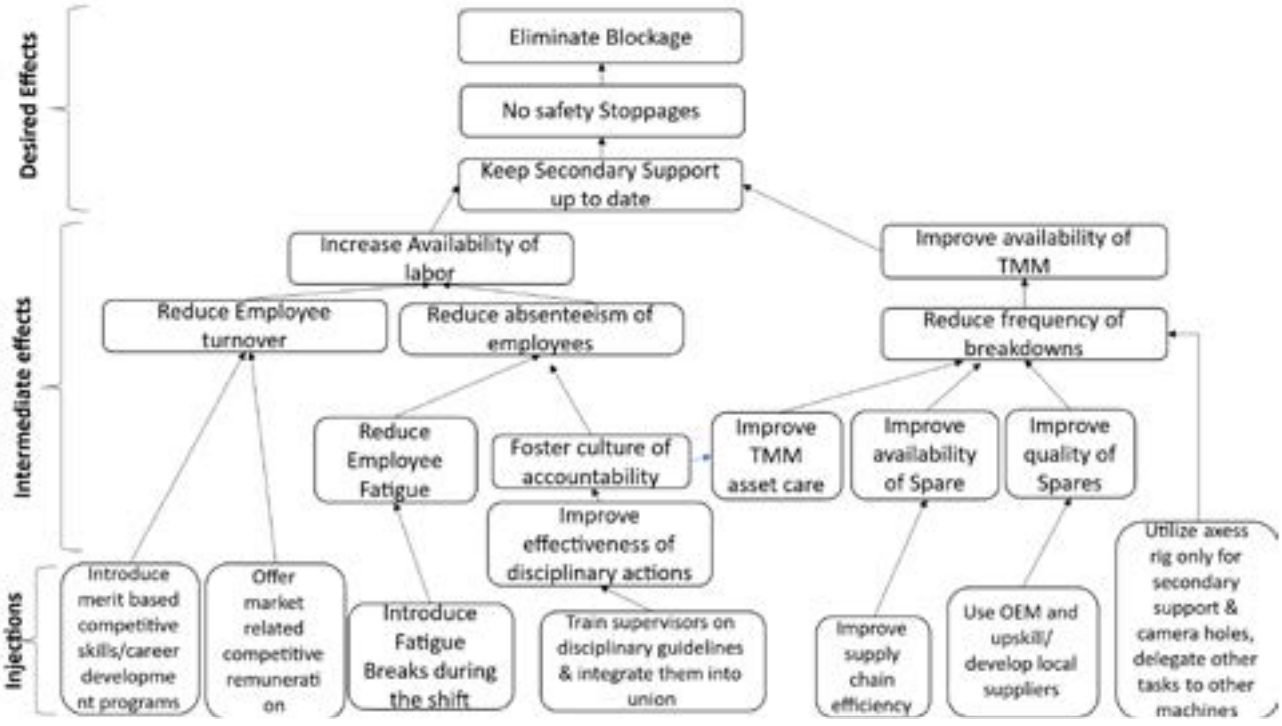


Figure 5: FRT on how production can be improved at the mine

CONCLUSION

This research study aimed to apply TOC to identify constraints and develop solutions that could be applied to improve productivity at a platinum mine in South Africa. Time and motion studies identified that blockages (mainly due to safety stoppages) were the primary constraint, accounting for 42% of lost productivity. These stoppages were caused by delays in the installation of secondary support. The delay in installation of secondary support was largely caused by labour unavailability (due to high employee turnover and absenteeism) and equipment breakdowns (due to overuse of the excess rig, lack of spare parts, and poor-quality spare parts). A root cause analysis was conducted using TOC's CRT. After the root cause analysis, the TOC's ECs were then utilised to help resolve conflicting objectives and assumptions. TOC's FRT was then utilised develop and evaluate potential solutions. The study demonstrated how TOC tools like the CRT, EC and FRT can be effectively used in the South African mining context to diagnose and address productivity constraints.

REFERENCES

Bacelar-Silva, G. M., Cox III, J. F. & Rodrigues, P., 2024. Achieving rapid and significant results in healthcare services by using the theory of constraints.. *Health Systems,* 13(1), pp. 48-61.

Cox III, J. F., 2022. Using the theory of constraints to create a paradigm shift in organisation performance at a large primary care provider practice. *Health Systems,* 11(2), pp. 126-159.

Datt, M., Gupta, A., Misra, S. K. & Gupta, M., 2024. Theory of constraints in healthcare: a systematic literature review. *International Journal of Quality & Reliability Management,* 41(6), pp. 1417-1456.

Davies, J., Mabin, V. J. & Balderstone, S. J., 2005. The theory of constraints: a methodology apart?—a comparison with selectedOR/MS methodologies. *The International Journal of Nanagement Science,* pp. 506-524.

Dutta, S., 2023. The Theory of Constraints: A Framework for Enhancing Efficiency and Promoting Growth. *American International Journal of Business Management (AIJBM),* 6(12), pp. 36-44.

Khakifirooz, M., Fathi, M. & Dolg, A., 2024. Theory of AI-driven scheduling (TAIS): a service oriented scheduling framework by integrating theory of constraints and AI. *International Journal of Production Research,* 10(November), pp. 1-35.

Melendez, J. R. et al., 2018. Theory of Constraints: A systematic review from the management context. *Espacios,* 39(48), pp. 1-14.

Mishra, A. K., 2020. Implication Of Theory Of Constraints In Project Management. *International Journal of Advanced Trends in Engineering and Technology (IJATET),* 5(1), pp. 2456-4664.

Nave, D., 2002. How to Compare Six Sigma, Lean and Theory of Constraints. *American Society for Quality,* pp. 74-78.

Okutmus, E., Kahveci, A. & Kartasova, J., 2015. Using theory of constraints for reaching optimal product mix: An application in the furniture sector. *Intellectual Economics,* pp. 138-149.

Pacheco, D. A. d. J., Junior, J. A. V. A. & de Matos, C. A., 2021. The constraints of theory: What is the impact of the Theory of Constraints on Operations Strategy?. *International Journal of Production Economics,* 235(107955), pp. 1-16.

Phillis, R., 2014. *TOC - Mining - the core problem.* Johannesburg, 13th International Conference of the TOC Practitioners Alliance- TOCPA.

Pretorius, P., 2013. *Introducing in-between decision points to TOC's five focusing steps,* Johannesburg: The Gordon Institute of Business Science, University of Pretoria.

Ramasu, T., Sobiyi, K. & Akinlabi, E., 2017. *Application of Theory of Constraints in South Africa: A case study in a platinum mine.* Proceedings of the 2017 International Conference on Industrial Engineering and Operations Management (IEOM), Bristol, UK, pp. 98-104.

Sanjika, T. M., 2010. *An Overview Of The Theory Of Constraints And Related Literature,* Pietermaritzburg: University of Kwazulu Natal.

A FUZZY-FAULT TREE AND SIMULATION-BASED APPROACH FOR EVALUATING UNCERTAINTIES IN HAUL ROAD QUALITY

S. N. Topal[1, *], A. Elshahawy[2], O. Gölbaşı[1]

1. Middle East Technical University, Mining Engineering Department, 06690 Çankaya/Ankara, Türkiye
nil.topal@metu.edu.tr
2. Noksel Steel Pipe

ABSTRACT

Haul roads are vital components of surface mining operations, directly impacting safety, production

efficiency, and operational continuity. However, these roads are often constructed based on practical experience rather than standardized methodologies, increasing vulnerability to failures under uncertain conditions. This study aims to construct a systematic framework to evaluate quality of haul roads in surface mines, called Mine Road Quality Index (MRQI).

The research focuses on identifying and evaluating seventeen critical uncertainties categorized under five domains: structural design, functional design, management, geometric design, and geology. To quantify these uncertainties, an expert survey was designed. The responses were evaluated linguistically and then converted into fuzzy numbers. These fuzzy values were further processed using a fuzzy logic integrated fault tree analysis (FFTA), enabling prioritization of uncertainty factors based on failure probability and criticality index. The developed model was tested using a hypothetical dataset to highlight how the model can be utilized. The results revealed that uncertainties such as presence of clay were most likely to induce road failures. The FFTA output was then embedded into a discrete event simulation (DES) model to simulate dynamic failure occurrences over time. The outcomes of this hybrid approach provide promising groundwork for future development of a standardized road quality index for surface mines.

Keywords: Mine Road Quality Index (MRQI), surface mines, fuzzy fault tree analysis, discrete event simulation, uncertainty assessment

INTRODUCTION

Surface mines depend heavily on haul roads for the safe, efficient, and productive transport of materials. These roads directly impact operational costs, equipment performance, and overall mine safety. While well-designed roads can reduce fuel use, extend equipment life, and lower maintenance needs, poorly constructed or maintained roads often lead to increased costs, equipment damage, and safety risks. Despite their importance, haul roads are still often built relying on experiences rather than standardized approaches, leading to performance inconsistencies.

One of the main challenges in haul road management is the wide range of uncertainties that affect road functionality. Structural factors like layer strength and load differences can cause road deformations, while functional uncertainties such as surface material, particle size, traction and adhesion impact surface quality negatively. Management-related issues, traffic volume, cost fluctuations, and maintenance schedule further

complicate reliability. Geometric aspects (e.g., stopping distance, sight distance, diggability, road dimensions and slope) and geological conditions (e.g., clay, discontinuities, water and dominant formation) also play a critical role in road stability.

To address these challenges, the current study introduces a systematic, data-driven framework by integrating expert surveys, fuzzy logic, fault tree analysis (FTA), and simulation modelling. Experts may evaluate the criticality of 17 uncertainty factors using fuzzy logic-based FTA so as to determine their failure probabilities. A discrete event simulation is then used to analyse the dynamic impact of these uncertainties over time. Figure 1 illustrates the categorization of the uncertainty factors.

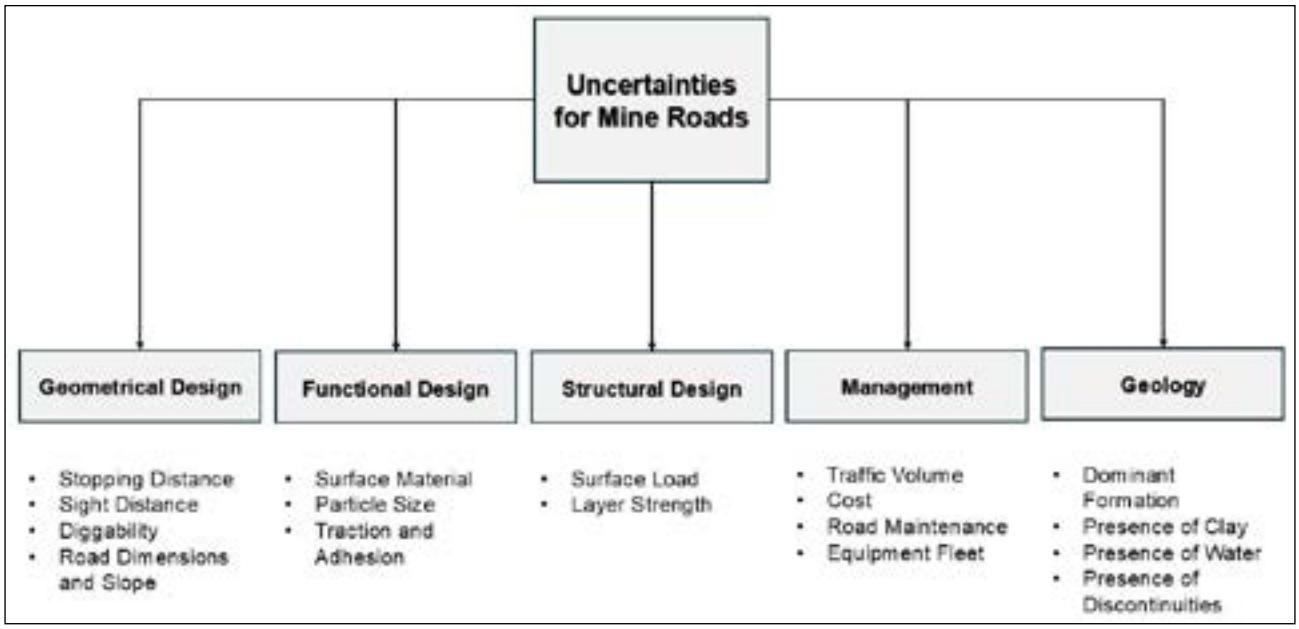


Figure 1. Uncertainties related to mine road quality of surface mines

STUDY METHODOLOGY

This study employs a three-stage methodology to evaluate the uncertainties affecting mine road quality in surface mines, providing a basis for the development of the Mine Road Quality Index (MRQI). These stages include expert-based uncertainty identification, fuzzy fault tree analysis (FFTA), and discrete event simulation (DES). Each methodological step is designed to capture different aspects of uncertainty propagation and its operational consequences.

Expert Survey and Uncertainty Categorization

The first stage involved identifying key sources of uncertainty through expert elicitation. A comprehensive survey was developed to assess seventeen uncertainty factors, categorized into five main groups as stated in the introduction section. The selection of these uncertainty parameters was grounded in a comprehensive literature review on haul road design, deterioration mechanisms, and operational risk factors. For instance, Posada-Henao et al. (2023) and Kubler (2024) emphasized the effects of geometric parameters such as gradient and slope on fuel consumption and safety. Terziyski (2024) highlighted the impact of geological properties, including drainage issues and subgrade instability, on long-term road performance. Furthermore, studies by Ngwangwa and Heyns (2014) and Thompson et al. (2006) demonstrated how variability in surface conditions contributes to road wear and vehicle damage. These findings, combined with industry observations and expert consultations, informed the final categorization of uncertainty factors used in the survey.

Experts are asked to evaluate each uncertainty in terms of failure frequency and severity using a seven-level linguistic scale: very low (VL), low (L), mildly low (ML), moderate (M), mildly high (MH), high (H), and very high (VH). In addition, they are also asked how they range these linguistic variables over a scale from one to ten to determine their minimum, maximum, and most expected values. For instance, to an expert, VH may vary between 7, 9 and 10 for its minimum, most expected and maximum values, respectively. The following section uses hypothetical data to faciliate understanding on how the methodology can be employed specific to site conditions. The linguistic data responses can be seen in Table 1, as hypothetical responses of ten experts.

Table 1. The ranges for the linguistic responses of hypothetical experts

Participant ID		VH	H	MH	M	ML	L	V L
1	Minimum	7	6	4	3	2	1	1
	Most Expected	8	7	5	4	3	2	2
	Maximum	9	8	6	5	4	3	2
2	Minimum	8	7	5	4	3	2	1
	Most Expected	9	8	6	5	4	3	2
	Maximum	10	9	7	6	5	4	3
3	Minimum	9	8	6	5	3	2	1
	Most Expected	10	9	7	6	4	3	2
	Maximum	10	9	8	7	5	4	3
4	Minimum	7	7	5	3	2	1	1
	Most Expected	8	8	6	4	3	2	2
	Maximum	9	9	7	5	4	3	3
5	Minimum	8	7	6	4	3	2	1
	Most Expected	9	8	7	5	4	3	2
	Maximum	10	9	8	6	5	4	3
6	Minimum	9	8	7	5	4	2	1
	Most Expected	10	9	8	6	5	3	2
	Maximum	10	9	8	7	6	4	3
7	Minimum	8	7	5	3	2	1	1
	Most Expected	9	8	6	4	3	2	2
	Maximum	10	9	7	5	4	3	3
8	Minimum	7	7	5	4	2	1	1
	Most Expected	8	8	6	5	3	2	2
	Maximum	9	9	7	6	4	3	3
9	Minimum	8	7	6	5	3	2	1
	Most Expected	9	8	7	6	4	3	2
	Maximum	10	9	8	7	5	4	3
10	Minimum	7	6	5	3	2	1	1
	Most Expected	8	7	6	4	3	2	2
	Maximum	9	8	7	5	4	3	3

Each participant's input was weighted based on professional title, years of experience, and age group to reflect their level of authority. These weights were calculated using a structured scoring method adapted from Tekbey (2023) as shown in Table 2, ensuring that more experienced professionals had a proportionally higher influence in the evaluation. In addition, the survey structure is presented in Table 3.

Table 2. Scoring attributes to weight survey participants

Attributes			Weight
Title	**Experience in Years**	**Age in years**	
Senior Mine Manager	≥ 25	> 50	5
Mine Manager	20 - 25	40 - 50	4
Mine Superintendent	10 - 20	35 - 40	3
Mine Planning Chief/ Senior Mining Engineer	5 - 10	30 - 35	2
Mining Engineer	< 5	< 30	1

Table 3. Structure of the expert survey

Dimension	Description
Design vs. Field Implementation	Participants are asked to evaluate the difference between the design stage estimations and actual field implementation levels for each parameter.
Uncertainty Frequency	Respondents indicate how frequently each uncertainty is observed or encountered in open-pit mining projects.
Impact on Production	The survey investigates the estimated effect of each uncertainty on operational performance and productivity.
Failure Probability	Participants assess the likelihood that each uncertainty contributes to haul road failure, using a seven-level linguistic scale (from Very Low to Very High).

A sample survey response list to evaluate impact of each uncertainty item on production is tabulated in Table 4.

Table 4. Linguistic responses of experts for the basic events (uncertainties)

Basic Event ID	Basic Event Description	E01	E02	E03	E04	E05	E06	E07	E08	E09	E10
BE1	Surface Load	M	M	ML	MH	MH	ML	ML	M	H	MH
BE2	Layer Strength	MH	MH	H	M	H	H	VH	H	M	M
BE3	Traffic Volume	H	H	MH	VH	MH	H	M	VH	H	M
BE4	Cost	H	VH	VH	M	MH	H	MH	H	M	VH
BE5	Road Maintenance	H	H	VH	M	M	VH	MH	M	H	MH
BE6	Equipment Fleet	VH	H	H	H	VH	M	MH	VH	M	MH
BE7	Surface Material	MH	VH	M	MH	H	MH	H	MH	VH	H
BE8	Particle Size	H	M	M	VH	MH	H	MH	VH	H	M
BE9	Traction and Adhesion	MH	H	MH	VH	M	MH	H	MH	VH	M
BE10	Stopping Distance	H	VH	H	MH	M	M	VH	MH	H	M
BE11	Sight Distance	H	M	MH	VH	H	MH	M	MH	VH	H
BE12	Diggability	H	VH	M	MH	MH	H	M	VH	MH	M
BE13	Road Dimensions and Slope	VH	MH	M	VH	H	MH	M	MH	H	VH
BE14	Dominant Formation Type	H	VH	M	MH	MH	H	M	VH	H	M
BE15	Presence of Clay	H	H	MH	VH	M	MH	H	VH	MH	M
BE16	Presence of Discontinuities	MH	M	VH	MH	MH	H	MH	H	M	VH
BE17	Presence of Water	H	VH	MH	M	M	H	VH	MH	H	M

Fuzzy Fault Tree Analysis (FFTA)

In the second stage, a fuzzy logic-based fault tree (FFTA) was constructed to model how individual uncertainties contribute to the overall risk of mine road failure based on experts' responses in Table 4. FFTA is particularly effective in cases with limited quantitative data, as it uses linguistic terms and expert judgment to produce fuzzy numbers representing the failure likelihood of each basic event.

Using triangular fuzzy membership functions, linguistic inputs from the expert survey were transformed into fuzzy numbers. These values were then aggregated and defuzzified to calculate a Fuzzy Possibility Score (FPS) for each event. The FPS values were converted into probabilities using standard fuzzy-to-probability transformation equations (Cheliyan, D., & Bhattacharyya, B., 2018). The corresponding equations and their description are presented in Table 5.

Table 5. Conversion of linguistic responses to probabilistic values

Step	Formula	Stage of Use	Purpose
1	$M_i = \sum_{j=1}^{N_e} A_{ij} w_j$	Converting linguistic responses to fuzzy numbers	Calculates the weighted average of linguistic responses (on a 7-point scale) from experts for each basic event (uncertainty). Here, A_{ij} is the linguistic value given by expert j for event i, and w_j is the weight of expert j. The result M_i is the fuzzy number representing the event.
2	$FPS = \frac{\mu_r + (1 - \mu_l)}{2}$	Converting fuzzy numbers to Fuzzy Possibility Scores (FPS)	Applies the Left and Right Fuzzy Ranking Method to transform fuzzy numbers into possibility scores representing the likelihood of the corresponding basic event. and represents the left μ_r and μ_l right fuzzy ranking.
3	$\begin{cases} \frac{1}{10^k} \; for \; FPS \neq 0 \\ 0, \; for \; FPS = 0 \end{cases}$ $k = 2.301 \sqrt[3]{(\frac{1 - FPS}{FPS})}$	Converting FPS to fuzzy probability	Converts the fuzzy possibility score into a fuzzy probability value, representing the failure probability of the basic event.

Where $\mu_l = \frac{1-a}{1+b-a}$ and $\mu_r = \frac{c}{1+c-b}$ for a triangular fuzzy set number of F_n = (a,b,c) and, the weight, , can be calculated using Table 2 by dividing the sum of the individual scores assigned by each expert for factor j by the total sum of all expert scores. The probability outputs obtained from the fuzzy logic part are used as inputs for the ReliaSoft Analytical Fault Tree and Simulation Fault Tree tools which were implemented using the BlockSim software, enabling time-based reliability and event simulation modelling (HBK UK Ltd., 2021).

The fault tree includes a top-level failure event (road quality failure) and five sub-event categories such as structural design, functional design, geometrical design, geology and management (D1–D5) corresponding to the uncertainty groups. The fault tree structure is represented in Figure 2. Logical "AND" and "OR" gates were used to define the dependency structure among events. The Failure Criticality Index (FCI) and its ranking was then calculated to determine the relative importance of each basic event. This value is calculated as a ratio of occurrence rates of top event and basic events. Results showed that the presence of clay (10.36%), stopping distance (9.46%), and traction and adhesion (7.66%) were the most critical individual contributors to overall road failure, as seen in Table 6.

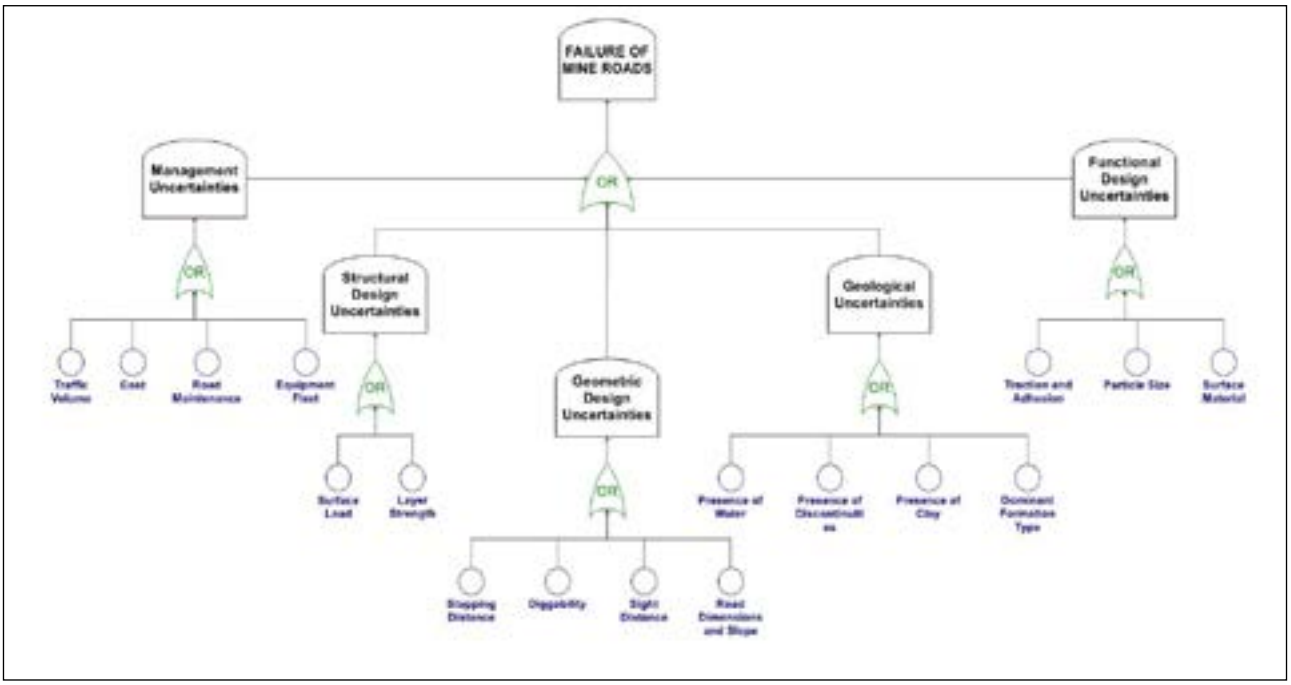


Figure 2. Fault tree for failure of mine road quality

Table 6. Failure criticality index and rankings of the sub-events

Basic Event ID, BE_i	Basic Event Categories	FCI (%)	FCI based Ranking	Sub-Event Categories	FCI (%)
BE1	Surface Load	2.70	16	D1	6.30
BE2	Layer Strength	3.60	15		
BE3	Traffic Volume	6.76	5	D2	23.9
BE4	Cost	4.95	10		
BE5	Road Maintenance	5.41	9		
BE6	Equipment Fleet	6.76	5		
BE7	Surface Material	6.31	8	D3	16.7
BE8	Particle Size	2.70	16		
BE9	Traction and Adhesion	7.66	3		
BE10	Stopping Distance	9.46	2	D4	25.7
BE11	Sight Distance	4.95	10		
BE12	Diggability	6.76	5		
BE13	Road Dimensions and Slope	4.50	13		
BE14	Dominant Formation Type	4.50	13	D5	27.5
BE15	Presence of Clay	10.36	1		
BE16	Presence of Discontinu-ities	7.66	3		
BE17	Presence of Water	4.95	10		

Discrete Event Simulation (DES) Model

To dynamically assess the impacts of uncertainties, a discrete event simulation model was developed. This model simulates how road failures occur over time by assigning random failure occurrence times and downtime durations to each uncertainty. Probability Density Functions (PDFs) were defined for each parameter using triangular distributions based on expert judgment, as listed in Table 7.

Table 7. Input data for the simulation model

Problem Occurrence Frequency, week	**Value**
Surface Load	TRD(1,3,9)
Layer Strength	TRD(5,8,10)
Traffic Volume	TRD(3,4,9)
Cost	TRD(1,7,11)
Road Maintenance	TRD(2,3,4)
Equipment Fleet	TRD(7,11,12)
Surface Material	TRD(4,11,12)
Particle Size	TRD(2,3,5)
Traction and Adhesion	TRD(7,15,19)
Stopping Distance	TRD(4,5,13)
Sight Distance	TRD(3,6,15)
Diggability	TRD(10,11,12)
Road Dimensions and Slope	TRD(12,13,16)
Dominant Formation Type	TRD(2,6,10)
Presence of Clay	TRD(1,2,7)
Presence of Discontinuities	TRD(3,5,8)
Presence of Water	TRD(2,4,6)
Operational Cost, ($/week)	TRD(50000, 75000, 100000)
Road Downtime Frequency (week)	TRD(0.25, 3, 5)

At each iteration, the simulation identifies the next occurring failure event based on the shortest assigned failure time. It then activates the corresponding branch of the model and calculates the associated downtime and cost impact. Both direct operational costs and indirect costs, such as delays caused by maintenance or reduced efficiency, are computed throughout the simulation period. Each uncertainty is treated as an independent branch within the simulation, enabling the model to track the frequency, duration, and cost implications of each failure type. Once a failure event concludes, the simulation updates the remaining time for all other uncertainties and proceeds until the predefined simulation horizon is reached. This enables the estimation of cumulative operational expenditure (OPEX) and helps identify high-cost uncertainties so that they can be analysed to support the prioritization of improvement strategies in the proposed MRQI framework. The outputs from this simulation are represented in Table 8.

Table 8. Simulation outcomes for each sub-event

	Average Indirect Cost ($)	Average Direct Cost ($)	Average Total OPEX ($)
D1	10,213	150,614	160,827
D2	24,154	298,409	322,562
D3	64,251	225,696	289,946
D4	11,477	308,438	315,705
D5	11,424	300,527	311,952

RESULTS AND DISCUSSION

An assessment framework called The Mine Road Quality Index (MRQI) has been developed, providing meaningful insights into the factors capable of impacting haul road quality in surface mines. Through the combined use of fuzzy logic, fault tree analysis (FTA), and discrete event simulation (DES), this framework systematically examines the uncertainties on haul road performance and highlights the prioratized areas to improve or develop remedial actions. Although the MRQI is still in progress, the methodology outlined in this study offers a systematic basis for its future establishment. Looking ahead, the MRQI is envisioned as a dynamic and adaptable index, capable of responding to varying production rates and different commodity types. This level of flexibility will enable the development of a decision-support tool that facilitates optimal allocation of scarce resources—namely human labor, time, and money—under conditions of uncertainty. Upcoming research will aim to enhance the MRQI framework and validate its effectiveness using real-world case studies, positioning it as a valuable tool for improving haul road quality in surface mining operations. The following findings emphasize failure probabilities, criticality indices, and the broader influence of uncertainties on road conditions, laying the groundwork for future efforts in index development.

Using hypothetical datasets, the Fault Tree Analysis (FTA) determined that the overall failure probability of the haul road system is 26.12%, indicating a considerable risk of operational underperformance. The Failure Criticality Index (FCI) provided insight into the relative influence of individual basic events on system-level failure. Among all basic events, the presence of clay (BE15) emerged as the most critical uncertainty, with an FCI of 10.36%. Clay-rich soils are well known for their low bearing capacity, and tendency to retain moisture, which can lead to rutting, and deformation under repeated loads. As stated by Thompson, Peroni, and Visser (2019) rolling resistance is an energy loss resulting from the sinking of tyres into soft clay or loose materials. This not only reduces fuel efficiency but also accelerates structural failure. The second most critical factor, stopping distance (BE10, FCI 9.46%), directly affects operational safety. Uncertainty in stopping distances, resulting from poor surface conditions, or inappropriate road gradients, significantly increase the risk of vehicle accidents and collision hazards in high-traffic mining zones. The third critical factor, traction and adhesion (BE9, FCI 7.66%), reflects the dynamic interface between the tire and the road surface. Insufficient traction leads to slippage, higher fuel consumption, and accelerated tire wear, especially on curves, slopes, and wet sections. On the other hand, elements like surface load (BE1) and particle size (BE8) had lower FCIs (2.70%), indicating lower relative influence under current modeling assumptions. However, this should not imply they are unimportant in all contexts; their impact may become significant in poorly graded haul routes.

ACKNOWLEDGEMENTS

The authors would like to acknowledge the Scientific and Technological Research Council of Türkiye (TUBITAK), Grant No: 1919B012339507 for TUBITAK 2009-A. The authors also would like to thank Yunus Kardoğan for his technical contributions to improving the Expert Survey.

REFERENCES

Cheliyan, D., & Bhattacharyya, B. (2018). Expert elicitation for system reliability assessment: A review. *Reliability Engineering & System Safety, 176*, 110–123.

HBK UK Ltd. (2021). ReliaSoft BlockSim (Version 2021) [User manual]. https://help.reliasoft.com/documents/version2021/UG_BlockSim21.pdf

Kubler, K. A. C. (2024). Optimisation of off-highway truck fuel consumption through mine haul road design. *International Journal of Mining Engineering, 62*, 22–40.

Ngwangwa, H. M., & Heyns, P. S. (2014). Application of an ANN-based methodology for road surface condition identification on mining vehicles and roads. *Journal of Terramechanics, 53*, 59–74.

Posada-Henao, J. J., Sarmiento-Ordosgoitia, I., & Correa-Espinal, A. (2023). Effects of road slope and vehicle weight on truck fuel consumption. *Sustainability, 15*(3), 1934.

Terziyski, D. (2024). Optimization of technological schemes for construction of open mine roads. *Bulgarian Academy of Sciences Journal, 77*, 5–22.

Tekbey, T. B. (2023). An uncertainty assessment modeling for deviations between long- and short-range production plans at surface metal mines [Master's thesis, Middle East Technical University].

Thompson, R. J., Visser, A. T., Heyns, P. S., & Hugo, D. (2006). Mine road maintenance management using haul truck response measurements. *Mining Technology, 115*(2), 84–92.

Thompson, R. J., Peroni, R., & Visser, A. T. (2019). Mining haul roads: Theory and practice. CRC Press/Balkema.

DEVELOPMENT OF A MAINTENANCE POLICY SIMULATION MODEL FOR MINING OPERATIONS USING MULTIPLE FAILURE MODES

ÇOKLU ARIZA MODLARI KULLANILARAK MADENCİLİK OPERASYONLARI İÇİN BİR BAKIM POLİTİKASI SİMÜLASYON MODELİNİN GELİŞTİRİLMESİ

S. F. Şahiner [1], *, O. Gölbaşı[1]

[1]Middle East Technical University, Mining Engineering Department
*(*Corresponding Author: fsahiner@metu.edu.tr)*

ÖZ

Madencilik faaliyetlerinde ekipman sürekliliğini sağlamak ve arıza kaynaklı duruş sürelerini en aza indirmek için etkili bakım planlaması büyük önem taşımaktadır. Bu çalışmada, çoklu arıza modları ve bunlar arasındaki bağımlılıkları dikkate alarak bakım politikalarını değerlendirmek üzere geliştirilen ayrık olay simülasyonu (DES) temelli bir model sunulmaktadır. Model, her bir bileşen için arıza ve onarım sürelerini benzeterek sistemin dinamik davranışını yansıtır. Arıza bağımlılık matrisi, meydana gelen arızaların diğer modlar üzerindeki etkilerini güncellerken; gecikme süresi (delay-time) yaklaşımına dayalı önleyici bakım modülü, denetim tabanlı bakım fırsatlarını belirlemektedir. Süregelen duruşlar sırasında eş zamanlı önleyici bakım uygulanarak ilave üretim kayıplarının önüne geçilir. Simülasyon çıktıları, belirli bir zaman dilimi boyunca ekipman durumu, bakım planları ve müdahale zamanlarını kapsamaktadır. Tanımlanacak olan farklı senaryolar üzerinden elde edilen bulgular, modelin gerçekçi koşullar altında politika performanslarını analiz edilmesinde yardımcı olacaktır. Bu yaklaşım, madencilik sistemlerinin işletme koşullarına uygun bakım stratejilerinin geliştirilmesine yönelik pratik bir karar destek aracı sunmaktadır.

Anahtar Kelimeler: Madencilik Makineleri, Olay Simülasyonu, Bakım Politikası Yapıları

ABSTRACT

Effective maintenance planning is essential for ensuring equipment continuity and minimizing downtime caused by failures in mining operations. This study presents a discrete event simulation (DES)-based model developed to evaluate maintenance policies by considering multiple failure modes and their interdependencies. The model simulates failure and repair durations for each component, capturing the system's dynamic behavior. A failure dependency matrix updates the impact of a breakdown on other modes, while a preventive maintenance module based on the delay-time concept identifies opportunities for inspection-based interventions. Opportunistic preventive maintenance is applied during ongoing downtime to avoid additional production losses. The simulation outputs include equipment status, maintenance schedules, and intervention times over a defined time period. Findings obtained from various defined scenarios will support the evaluation of policy performance under realistic conditions. This approach offers a practical decision-support tool for developing maintenance strategies tailored to the operational conditions of mining systems.

Keywords: Mining Machinery, Event Simulation, Maintenance Policy Structures

INTRODUCTION

Maintenance management is a fundamental component of sustainable and efficient mining operations. The increasing complexity, scale, and automation of mining machinery have amplified the operational consequences of equipment failures. In such systems, the inability to anticipate or optimally manage failures can result in production losses, elevated costs, and cascading downtime events across interconnected processes.

As shown in Figure 1, maintenance activities in mining environments are not isolated from other operational factors. Equipment availability is directly influenced by maintenance policies, spare part logistics, and workforce actions. While this study focuses specifically on maintenance policy design, it acknowledges the broader system interdependencies that shape maintenance outcomes.

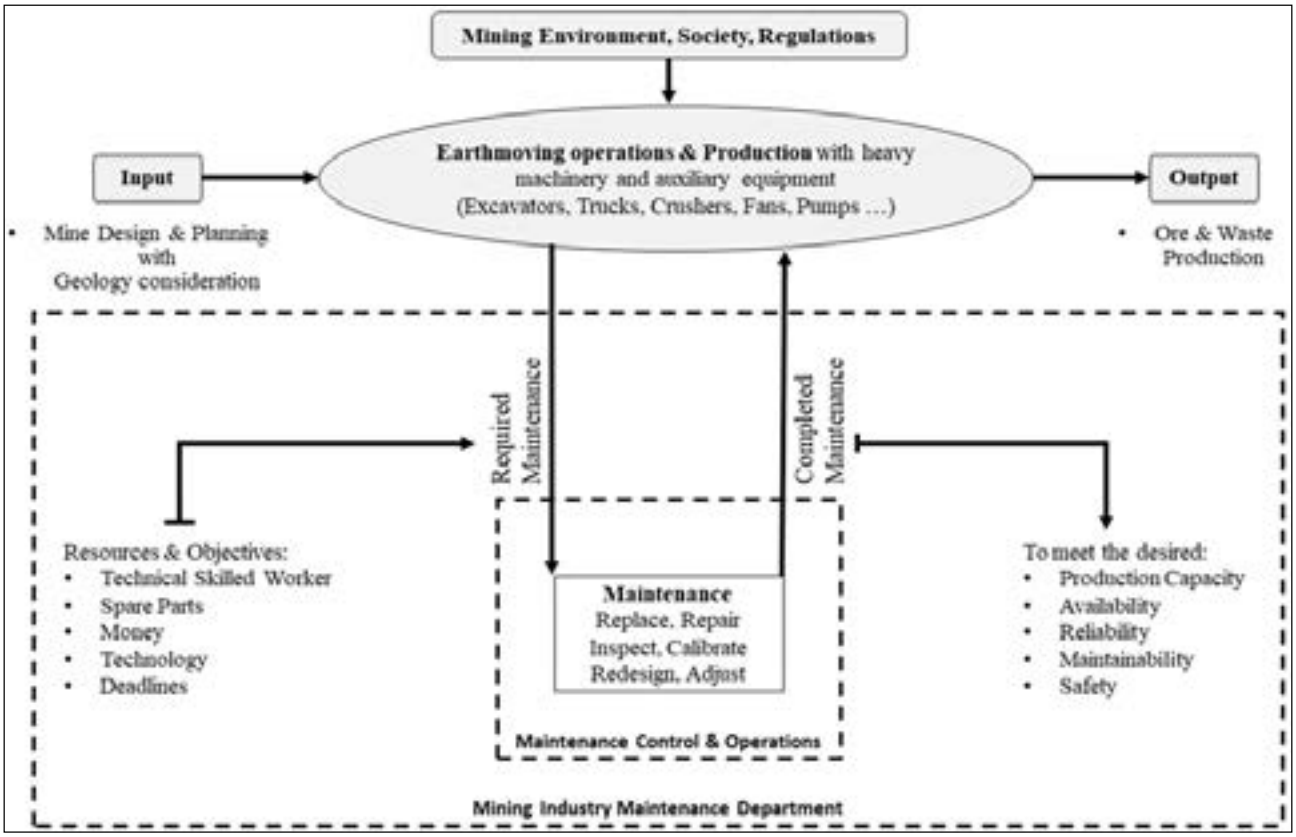


Figure 1. Interconnected Spheres of Maintenance and Production in Mining Operations (Sahiner & Golbasi, 2024).

A critical limitation of conventional maintenance approaches is the reliance on rigid scheduling or reactive interventions that do not adequately account for the structure of failure mode interactions within equipment. In many cases, the failure of one component may delay or suppress the failure of others, depending on their physical or operational relationships. Additionally, there is often untapped potential in leveraging opportunistic preventive maintenance—performing maintenance on components nearing failure during already scheduled downtime for another issue.

These dynamics are illustrated in Figure 2, which presents a typical maintenance downtime profile. Beyond the direct repair duration, total downtime is affected by multiple supporting activities including part retrieval, crew mobilization, inspection, and administrative tasks. This highlights the importance of effective decision-making not only for technical interventions but also for their timing and integration within broader workflows.

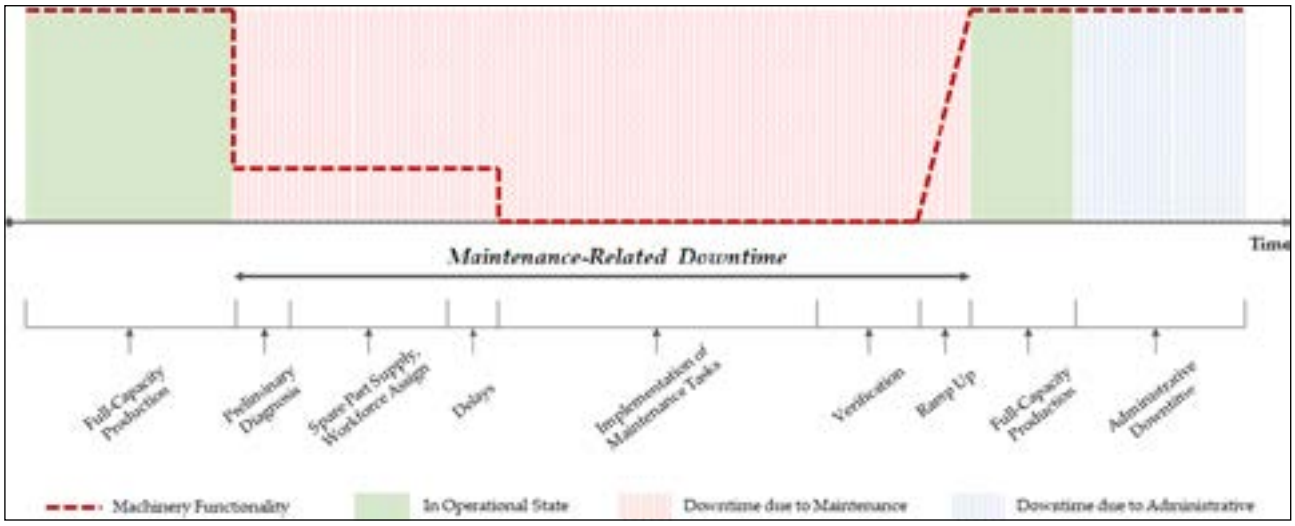


Figure 2. Typical Maintenance Downtime Profile of a Mining Machinery.

This study addresses these challenges by proposing a simulation-based approach to maintenance policy design, centered on modeling corrective and preventive maintenance actions in relation to equipment failure modes. Using a discrete event simulation (DES) framework, the model evaluates failure progression, inspection protocols, and repair activities over time, based on probabilistic failure behavior and failure mode interdependencies. Unlike static reliability analyses, this simulation allows for dynamic maintenance planning, including the application of opportunistic preventive maintenance when certain failure modes are deemed close to failure based on a delay-time concept. By doing so, the model supports more responsive and efficient scheduling, reducing unnecessary interventions while minimizing the risk of unexpected breakdowns.

This paper presents the structure and logic of the simulation model, the key parameters and input data, and a discussion of how the system responds under different policy scenarios. The goal is to contribute a practical and data-driven tool for enhancing maintenance planning in the mining sector.

OBJECTIVE AND SCOPE OF THE STUDY

The objective of this study is to develop a simulation-based framework for improving maintenance policy decisions in mining operations. In mining systems, machinery downtime caused by equipment failure can significantly disrupt production and increase operational costs. Effective maintenance planning—especially in balancing corrective and preventive actions—is essential to maintaining equipment availability and system reliability.

This study focuses on modeling the dynamic behavior of equipment failures and maintenance actions using a discrete event simulation (DES) approach. The developed simulation model incorporates multiple failure modes per equipment and captures their logical dependencies, allowing the system to reflect how one failure may influence the timing or necessity of another. Both corrective maintenance (triggered after failure) and preventive maintenance (triggered through regular or irregular inspections) are represented within the simulation logic. A key feature of the model is its ability to simulate opportunistic preventive maintenance, where components that are close to failure—identified using a delay-time concept—are maintained during existing downtime events. This enables more realistic and cost-effective planning of preventive actions without requiring additional interruptions.

The scope of the study is limited to evaluating the effects of different maintenance strategies under the assumption of ideal resource availability. The primary aim is to demonstrate how simulation can support more informed, failure-mode-specific policy decisions and reduce unnecessary maintenance or unexpected break-

downs. The outcomes of this work offer practical insights for developing smarter maintenance schedules and can support future enhancements to maintenance management practices in mining operations.

LITERATURE REVIEW

Maintenance optimization has been an active area of research in mining engineering due to the increasing complexity of machinery and the economic impact of downtime. A considerable body of work has focused on reliability analysis and failure prediction, yet relatively fewer studies have pursued integrated optimization approaches for maintenance policy development under practical operational constraints. The global mining equipment market was valued at approximately USD 107 billion in 2017, with an expected annual growth rate exceeding 7.2% over the following seven years (Patil, 2018). This growing demand underscores the critical need for effective maintenance strategies to ensure equipment availability and operational efficiency.

A range of studies in the literature have addressed mining system maintenance using different modeling techniques. Many of these works focus on system reliability analysis to estimate maintenance intervals. For example, Barabady and Kumar (2008) examined subsystem-level reliability in a mine crushing plant to identify critical zones requiring prioritized maintenance. Knights (2009) used cost-weighted reliability functions to determine optimal preventive replacement intervals for shovel teeth. Similarly, Vayenas and Wu (2009) estimated system reliability functions to derive mean failure intervals across fleets of load-haul-dump (LHD) machines. Other studies have applied reliability-based assessments to draglines. Uzgören et al. (2010) calculated mean failure times and preventive maintenance thresholds for two dragline units. Demirel and Gölbaşı (2016) extended this approach by modeling cost-effective replacement intervals for dragline components exhibiting degradation behavior.

In addition to traditional reliability methods, researchers have utilized artificial intelligence (Dindarloo, 2016) and graphical techniques (Barberá et al., 2014; Gupta et al., 2009) to detect failure patterns in mining systems. However, most of these studies primarily emphasize failure prediction and interval estimation, without extensively addressing how different maintenance policies interact or how financial and operational constraints affect outcomes. A more comprehensive study is presented in the work of Gölbaşı and Demirel (2017), where reliability and maintainability functions were embedded into a continuous simulation algorithm. Their model linked uptime and downtime trends of dragline components under a combined policy of corrective maintenance and inspection-based preventive maintenance. The study evaluated the effect of inspection intervals on total maintenance cost, providing insights into the optimization of preventive strategies.

MODEL DEVELOPMENT

The generic structure of the integrated algorithm aims to determine the most suitable maintenance policy in a mining area. This study proposes a discrete event simulation (DES) model to evaluate the performance of maintenance policies in mining systems by explicitly accounting for multiple failure modes and their interdependencies. The algorithm dynamically schedules corrective and preventive maintenance actions by simulating failure progression over time and updating component lifetimes accordingly.

The model begins with the generation of Time Between Failure (TBF) values for each failure mode of each equipment unit. These values are sampled from predefined probability density functions (PDFs) specific to each mode. The resulting failure times are recorded in a two-dimensional matrix referred to as the New Arrival Failure Matrix, where each row i corresponds to an equipment unit and each column j corresponds to a failure mode. Each matrix entry LF_{ij} represents the lifetime endpoint of failure mode j for equipment i, i.e., the estimated time at which that mode is expected to fail. At each simulation step, the algorithm identifies the earliest LF_{ij} value in the matrix to determine the next failure event and triggers the appropriate maintenance action. If the failure corresponds to a normal degradation mode, a corrective maintenance procedure is executed. A Time To Repair (TTR) is generated for the failed component, and a new TBF is assigned. These values

are then added to the corresponding LF_{ij} and the matrix is updated. The model includes a Failure Dependency Matrix, which defines logical links between failure modes. If a failure occurs in one mode, dependent modes within the same equipment unit are also updated by adding the associated TTR to their LF_{ij} values. This reflects real-world operational constraints where one component's failure delays others due to shared functionality or access limitations.

The simulation also considers opportunistic preventive maintenance during ongoing downtime events. A Preventive Maintenance Matrix identifies which failure modes are eligible for inspection. If the remaining lifetime of an eligible LF_{ij} is within a user-defined delay time threshold, preventive maintenance is performed simultaneously with corrective actions. A new TBF and TTR are generated for that failure mode, and the LF_{ij} in the matrix is updated accordingly. Preventive actions are only performed if conditions are met without causing additional downtime. This design enables the model to simulate realistic inspection-based maintenance strategies, minimizing disruptions while improving equipment reliability.

The model is implemented in a flexible DES platform capable of handling event scheduling, state updates, and matrix operations. The system clock advances based on the occurrence of events (failures or inspections), and the loop continues until a predefined simulation time horizon is reached. The simulation outputs include the number of maintenance actions, downtime durations, and the timing of interventions, which can be used for further policy evaluation. The algorithm logic is represented in Figure 3.

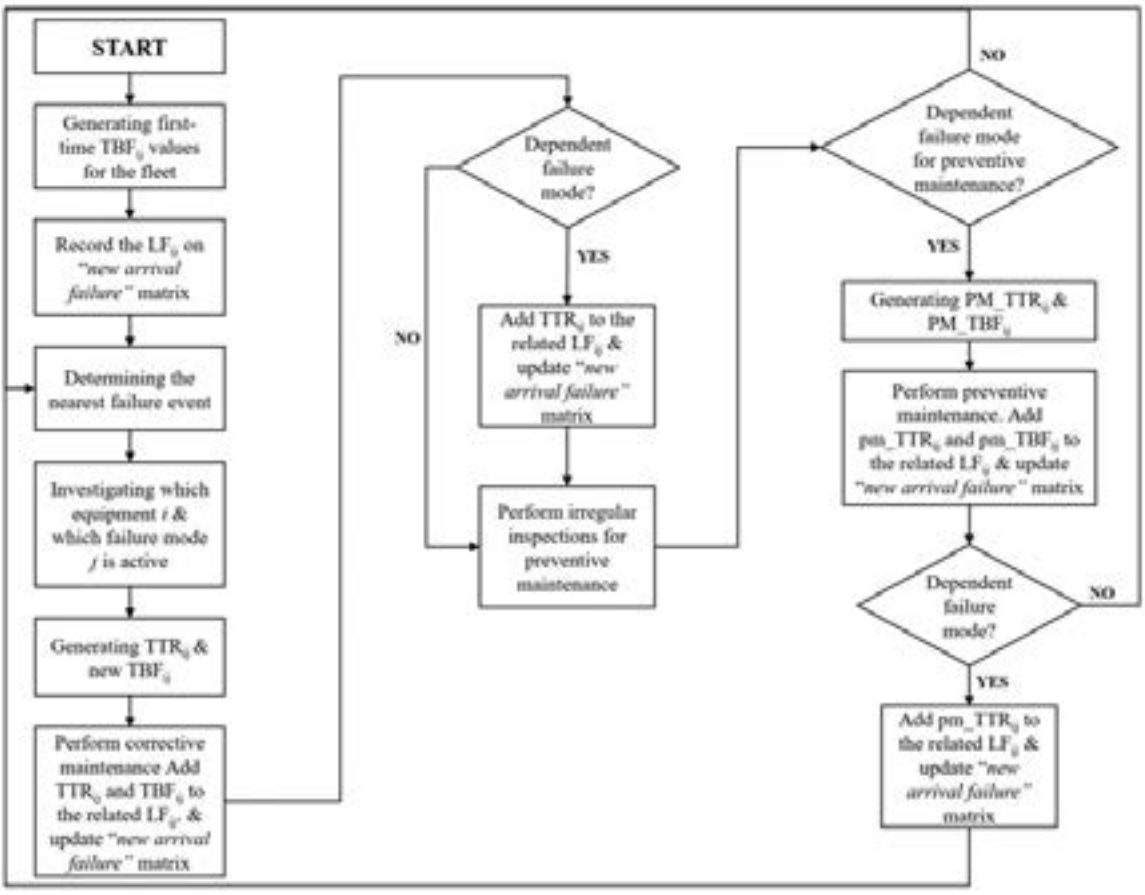


Figure 3. The Algorithm Logic used in the Simulation Model.

To evaluate the operational impact of different maintenance strategies, a discrete event simulation (DES) model was applied to a fleet of five mining trucks over a one-year operational horizon. The results, shown in Figure 4, indicate the fleet availability achieved under each policy, assuming no constraints on maintenance costs, spare parts availability, or labor resources.

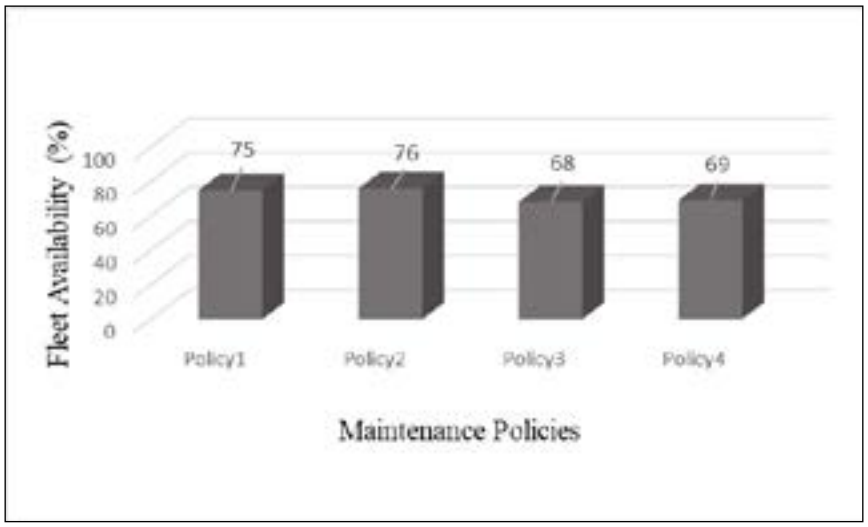


Figure 4. Comparison of Fleet Availability under Four Maintenance Policy Scenarios

Policy 2, which combines corrective maintenance with periodic preventive maintenance, yielded the highest overall availability at 76%. Interestingly, Policy 1 (corrective-only) followed closely with 75%, suggesting that under unconstrained conditions, the marginal benefit of routine preventive maintenance may be limited. In contrast, Policy 3, which relies on opportunistic inspections during corrective downtime events, produced the lowest availability (68%), likely due to inconsistent inspection frequency and missed early maintenance opportunities. Despite its comprehensive structure, Policy 4, which integrates all corrective, periodic, and opportunistic strategies, achieved only 69% availability. This result may reflect the operational inefficiencies introduced by overlapping maintenance schedules or excessive interventions in the absence of cost/resource limitations.

These results highlight that under idealized simulation assumptions, Policy 2 offers the most effective balance between uptime and intervention frequency, whereas overly complex maintenance frameworks (Policy 4) may result in diminishing returns.

While the current simulation provides valuable insight into the relative performance of different maintenance strategies, it should be emphasized that this model represents a baseline framework. It is intentionally designed without considering operational constraints such as maintenance costs, spare parts availability, and labor resources. As such, the results should not be interpreted as final recommendations, but rather as a preliminary step toward building a more comprehensive and realistic decision-support tool. Future extensions of the model will incorporate these constraints to evaluate the cost-effectiveness and operational feasibility of each strategy, enabling more informed and practical maintenance planning in real-world mining operations.

CONCLUSION

This study presents a discrete event simulation model designed to enhance maintenance policy planning in mining operations by explicitly accounting for multiple failure modes and their interdependencies. The model simulates corrective and preventive maintenance actions within a dynamic environment, utilizing failure-dependent logic and delay-time-based preventive maintenance criteria. By doing so, it offers a flexible tool for evaluating how different maintenance strategies influence equipment availability and downtime over time. Unlike traditional models that treat failures as independent events, the proposed approach incorporates real-world operational constraints such as failure mode coupling and opportunistic maintenance execution during existing downtimes. This enables more responsive and realistic maintenance scheduling, contributing to reduced disruptions and improved system reliability.

The simulation outputs provide valuable insights into system behavior under varying conditions and policy rules. Future studies may build upon this framework by incorporating additional operational constraints such as spare part availability, workforce limitations, or cost models to develop a fully integrated maintenance optimization platform. Overall, the proposed model contributes a practical and adaptable decision-support tool to the broader field of maintenance management in mining systems. Future work will validate this framework under real-world data and cost constraints to support implementation in operational mine planning

REFERENCES

Barabady, J., & Kumar, U. (2008). Reliability analysis of mining equipment: A case study of a crushing plant at Jajarm bauxite mine in Iran. Reliability Engineering and System Safety, 647–653. https://doi.org/10.1016/j.ress.2007.10.006.

Barberá, L., Crespo, A., Viveros, P., & Stegmaier, R. (2014). A case study of GAMM (Graphical Analysis for Maintenance Management) in the mining industry. Reliability Engineering and System Safety, 121, 113–120. https://doi.org/10.1016/j.ress.2013.07. 017.

Demirel, N., & Gölbaşı, O. (2016). Preventive replacement decisions for dragline components using reliability analysis. Minerals, 6(2), https://doi.org/10.3390/ min6020051.

Dindarloo, S. (2016). Support vector machine regression analysis of LHD failures. International Journal of Mining, Reclamation and Environment, 30(1), 64–69. https:// doi.org/10.1080/17480930.2014.973637.

Gölbaşı, O., & Demirel, N. (2017). A cost-effective simulation algorithm for inspection interval optimization: An application to mining equipment. Computers & Industrial Engineering, 113, 525–540. https://doi.org/10.1016/j.cie.2017.09.002.

Gupta, S., Maiti, J., Kumar, R., & Kumar, U. (2009). A control chart guided maintenance policy selection. International Journal of Mining, Reclamation and Environment, 23(3), 216–226. https://doi.org/10.1080/17480930902916478.

Knights, P. F. (2009). Optimal replacement intervals for shovel dipper teeth. International Journal of Mining, Reclamation and Environment, 23(3), 157–167. https://doi.org/10. 1080/17480930902916221.

Patil, A. (2018). Allied market research. Retrieved March 3, 2019, from Mining Equipment Market by Type: Global Opportunity Analysis and Industry Forecast, 2018–2025: https://www.alliedmarketresearch.com/mining-equipment-market.

Sahiner, S.F., Golbasi, O. (2024). Determination of Skilled Worker Requirements for Maintenance Departments Under Stochastic Failure Mode Conditions. In: Sheu, SH. (eds) Industrial Engineering and Applications – Europe. ICIEA-EU 2024. Lecture Notes in Business Information Processing, vol 507. Springer, Cham. https://doi.org/10.1007/978-3-031-58113-7_2

Uzgören, N., Elevli, D., Elevli, B., & Uysal, Ö. (2010). Reliability analysis of Draglines' mechanical failures. Eksploatacja i Niezawodnosc-Maintenance and Reliability, 48(4), 23–28

Vayenas, N., & Wu, X. (2009). Maintenance and reliability analysis of a fleet of load-hauldump vehicles in an underground hard rock mine. International Journal of Mining, Reclamation and Environment, 23(3), 227–238. https://doi.org/10.1080/ 17480930902916494.



SÜRDÜRÜLEBİLİR MADENCİLİK UYGULAMALARI

SUSTAINABLE MINING APPLICATIONS

SÜRDÜRÜLEBİLİR MADENCİLİK VE ISO 31000 ÇERÇEVESİNDE RİSK YÖNETİMİ: ENTEGRE BİR YAKLAŞIM

INTEGRATED APPROACH TO SUSTAINABLE MINING AND RISK MANAGEMENT WITHIN THE ISO 31000 FRAMEWORK

M. S. Akdağ [1]*, A. G. Y Işıldar [2]

[1]Türkiye Kömür İşletmeleri Kurumu
*(*Sorumlu Yazar:* akdags@outlook.com.tr)*
[2]Gazi Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü Çevre Bilimleri Anabilim Dalı

ÖZ

Sürdürülebilir madencilik yaklaşımı; doğal kaynakların verimli kullanımı, çevresel ve sosyal etkilerin en aza indirilmesi ve ekonomik kalkınmanın desteklenmesi hedefleri doğrultusunda şekillenmektedir. Yeşil dönüşümün en önemli düzenlemelerinden biri olan Avrupa Yeşil Mutabakatı, madencilik sektörünü sürdürülebilir madencilik, düşük karbonlu üretim, karbon maliyetleri ve kritik hammaddeler stratejisi gibi alanlarda dönüşüme zorlayarak, uyum sağlayan firmalara rekabet avantajı, uyum sağlamayanlara ise pazar kaybı getiren bir çerçeve sunmaktadır. Bu süreçte uyum sağlamanın bir aracı olarak ISO 31000, madencilik operasyonlarında belirsizlikleri yönetmek, riskleri azaltmak ve sürdürülebilirliği sağlamak için kullanılan sistematik bir çerçeve sunmaktadır. ISO 30001, çevresel, operasyonel, sosyal ve ekonomik riskleri belirleyerek, kritik kontrol yönetimi ve önleyici tedbirler ile risklerin yönetilmesi için uygun bir sistem olarak öne çıkmaktadır. Bu çalışmada, Enerji ve Tabii Kaynaklar Bakanlığı tarafından koordine edilen Risk Yönetimi Projesi çerçevesinde, sürdürülebilir madencilik ilkeleri ile ISO 31000 Risk Yönetimi standardının entegrasyonu sağlanarak, o tarihten günümüze kamu madenciliği kurumlarında gerçekleşen risk yönetimi uygulamalarından elde edilen deneyimlere dayalı olarak, madencilik sektörünün sürdürülebilirlik hedefleri yönünden gelişmeler incelenecektir.

Anahtar Kelimeler: Sürdürülebilir Madencilik, Risk Yönetimi, Kritik Kontrol Yönetimi, Risk Değerlendirme, ÇSY - Çevresel, Sosyal ve Yönetişim

ABSTRACT

The sustainable mining approach is shaped in line with the objectives of efficient use of natural resources, minimising environmental and social impacts and supporting economic development. The European Green Deal, one of the most important regulations of the green transformation, forces the mining industry to transform in areas such as sustainable mining, low carbon production, carbon costs and critical raw materials strategy, and provides a framework that brings competitive advantage to companies that comply and market loss to those that do not. As a tool for adaptation in this process, ISO 31000 provides a systematic framework for managing uncertainties, reducing risks and ensuring sustainability in mining operations. ISO 30001 stands out as an appropriate system for managing risks through critical control management and preventive measures by identifying environmental, operational, social and economic risks. In this study, within the framework of the Risk Management Project coordinated by the Ministry of Energy and Natural Resources, the principles of

sustainable mining and the ISO 31000 Risk Management standard will be integrated and the developments in terms of the sustainability objectives of the mining sector will be examined based on the experiences gained from the risk management practices in public mining institutions since then.

Keywords: Sustainable Mining, Risk Management, Critical Control Management, Risk Assessment, ESG - Environmental, Social, and Governance

GİRİŞ

Madencilik sektörü, yenilenemeyen kaynakların çıkarılması nedeniyle çevresel, sosyal ve yönetişim (ÇSY) açısından yüksek risk profiline sahiptir. Arazi bozulumu, su kirliliği, biyoçeşitlilik kaybı gibi çevresel etkilerin yanı sıra, iş sağlığı-güvenliği ve topluluk ilişkileri gibi sosyal boyutlar, çok yönlü bir risk yaklaşımı gerektirir (Ökten, 2012; Yaylacı & Düzgün, 2015). Bu bağlamda, sürdürülebilir kalkınma ilkeleriyle uyumlu, risk temelli bir madencilik anlayışı zorunluluk hâline gelmiştir. Sadece teknik değil, aynı zamanda yönetişimsel ve çevresel göstergeler açısından da kurumsal yetkinlik gerektiren bu dönüşüm, küresel politika araçlarıyla da hız kazanmıştır. Özellikle **Avrupa Yeşil Mutabakatı (European Green Deal)**, madencilik sektörünü hem **düşük karbon teknolojilerine hammadde sağlayan** bir kaynak olarak tanımlamakta, hem de **ÇSY uyumlu yapılanmanın bir parçası** hâline getirmektedir (Wyns & Anderhuber, 2024; Williams Mining, t.y.). AB›nin bu vizyonu, **Avrupa Kritik Hammaddeler Yasası (CRMA)** gibi düzenlemelerle desteklenmekte olup, 2030'a kadar tüketimin %10'unun AB'den çıkarılması, %40'ının işlenmesi ve %25'inin geri dönüştürülmesi hedeflenmektedir (Avrupa Komisyonu, t.y.). Bu çerçevede madencilik projeleri, karbon ayak izinin azaltılması, biyoçeşitliliğin korunması ve paydaş katılımı gibi yüksek sürdürülebilirlik standartlarını sağlamak zorundadır (SLR Consulting, 2024). Madencilik sektörü de bu sürece kayıtsız kalmamaktadır. Örneğin, Euromines tarafından ortaya konulan "Temiz Dönüşüm Madende Başlar" mottosu, sektörün yeşil dönüşümde oynayacağı rolün altını çizmektedir (Wyns & Anderhuber, 2024). Buna paralel olarak, Türkiye'de de kamu kurumları, kurumsal sürdürülebilirlik çabalarını artırmaktadır.

Bu çalışmada, **Türkiye Kömür İşletmeleri Kurumu'nun (TKİ)** örneğinden hareketle, sürdürülebilir madencilik ilkeleri ile **ISO 31000 Risk Yönetimi Standardı'nın** nasıl entegre edilebileceği değerlendirilmiştir. 2020–2024 dönemi saha verilerine ve kurumsal performans göstergelerine dayanan bu analiz, sürdürülebilirlik risklerinin nasıl ölçülüp azaltılabileceğine dair sistematik ve veri temelli öneriler geliştirmeyi amaçlamaktadır.

SÜRDÜRÜLEBİLİR MADENCİLİK VE RİSK YÖNETİMİ LİTERATÜRÜ

Madencilik, yenilenemeyen kaynak tüketimi ve potansiyel çevresel/sosyal etkileri nedeniyle sürdürülebilir kalkınma ilkeleriyle entegre bir yaklaşım gerektirmektedir. (Ökten, 2012; Yaylacı & Düzgün, 2015). Yaylacı ve Düzgün (2015)'ün çalışmalarında ifade edildiği gibi "sürdürülebilir madencilik"; madenciliğin etkilerini en aza indirerek ve faydaları maksimize ederek bu çelişkiyi yönetmeyi amaçlar. Bu entegrasyon, ekonomik faydaları çevresel koruma ve sosyal adaletle dengelemeyi hedefler (Kolçak, 2021). Bu durum, madencilik sektörünün sürdürülebilir üretim ve döngüsel ekonomi prensiplerine adaptasyonunu zorunlu kılan Avrupa Yeşil Mutabakatı gibi düzenlemelerle desteklenmektedir (Akay Metin, 2024). Ayrıca, karbon piyasaları ve karbon muhasebesi ihtiyacı, sera gazı emisyonlarının hesaplanması ve raporlanmasını sürdürülebilir madenciliğin temel bileşeni yapmıştır (Altınay, 2022).

Madencilik faaliyetlerinin en önemli çevresel etkileri; arazi bozulumu, su kirliliği, hava kirliliği, biyoçeşitlilik kaybı, gürültü ve titreşimdir (Ökten, 2012; Kolçak, 2021). Etkin çevresel yönetim, madencilik projelerinin tüm yaşam döngüsü boyunca uygulanmalı (Ökten, 2012) ve sürdürülebilirlik kriterleri ile göstergeleri çevresel performansın izlenmesinde kullanılmalıdır (Yaylacı & Düzgün, 2015).

Kaynak verimliliği, madencilikte sürdürülebilirliğin ekonomik ve çevresel boyutlarını birleştiren kritik bir unsurdur. Bu, çıkarılan madenin ve üretim girdilerinin (su, enerji) etkin kullanımını kapsar. Ökten (2012), atık yönetimi ve geri dönüşümün önemini vurgular. Döngüsel ekonomi prensipleri ve yeşil teknolojilere yatırım, bu çabaları destekler (Akay Metin, 2024) ve madenciliğin çevresel ayak izini küçültür.

Sosyal sorumluluk boyutu; yerel topluluklar üzerindeki etkileri, çalışan hakları, kültürel miras ve paydaş katılımını kapsar. Sürdürülebilir madencilik, yerel kalkınmaya katkı sağlamayı, olumsuz sosyal etkileri en aza indirmeyi ve şeffaf iletişimle paydaş katılımını teşvik etmeyi hedefler (Kolçak, 2021; Ökten, 2012). ICMM gibi uluslararası girişimler, madencilik şirketlerini sosyal performanslarını artırmaya, şeffaflık ve hesap verebilirlik ilkelerini benimsemeye yöneltmektedir (Kolçak, 2021; Ökten, 2012; Yaylacı & Düzgün, 2015).

Bu gerekliliklerden hareketle; Ökten (2012), Türkiye'deki yasal çerçevenin sürdürülebilir madencilik uygulamalarını destekleyecek şekilde geliştirilmesi gerektiğini belirtmiştir. Ayrıca, Topaloğlu'nun da (2018) vurguladığı gibi, çevresel baskılar ve uluslararası kuruluşların teşvikleri madencilik düzenlemelerinde şeffaflık ve sosyal sorumluluk ilkelerinin benimsenmesini zorunlu hale getirmektedir. ISO 14001 ve ISO 45001 gibi yönetim sistemleri, madencilik kuruluşlarının sürdürülebilirlik performansını artırma ve risk yönetimi için önemli araçlardır (Kolçak, 2021). Yönetsel kriterler arasında yasal uyum, şeffaflık, kurumsal sorumluluk ve risk yönetimi öne çıkmaktadır (Yaylacı & Düzgün, 2015). Atabay (2019), Türkiye›deki şirketlerin sürdürülebilirlik raporlamasında GRI ilkelerini kullandığını, ancak raporların denetime tabi tutulma oranının düşük olduğunu belirtmektedir. Bu durum, ülkemizdeki sürdürülebilirlik uygulamalarında hesap verebilirliğin hala gelişmekte olduğunu göstermektedir.

İlgili literatür incelendiğinde, sürdürülebilir madencilik ve risk yönetimi entegrasyonuna dair çalışmaların sınırlı olduğu, özellikle ISO 31000 uygulamalarının madencilik sektöründe az sayıda örnekle sınırlı kaldığı görülmektedir. Bu nedenle, sürdürülebilirlik risk yönetiminin kurumsal risk yönetimi çerçevelerine entegrasyonu ve ISO 31000 gibi standartların kullanılması büyük önem taşımaktadır. Bu çalışma, ISO 31000 çerçevesinde sürdürülebilir madenciliğe yönelik veri temelli uygulamaların analiziyle bu boşluğu doldurmayı amaçlamaktadır.

YÖNTEM

Bu çalışma, Türkiye Kömür İşletmeleri Kurumu'nun (TKİ) entegre yönetim sistemi ve kurumsal risk yönetimi projesi kapsamında kazanılan kapasite ile sürdürülebilirlik performansını ele almaktadır. Projede belirsizlikleri yönetmek, riskleri azaltmak ve sürdürülebilirliği sağlamak için kullanılan uluslararası bir rehber olan **ISO 31000 Risk Yönetimi Standardı** temel alınmaktadır. Bu standart, risk yönetimini kurumsal süreçlere, stratejiye ve karar alma mekanizmalarına entegre etmeyi amaçlar. Süreci; risk değerlendirmesi (tanımlama, analiz, derecelendirme), iyileştirme, izleme ve raporlamayı içerir.

Madencilik operasyonlarında operasyonel risk yönetimi kapsamında "Kritik Kontrol Yönetimi (CCM)" konsepti uygulanmış olup, temel unsurları şunlardır:

1. **Risk Yönetimi Süreci ve Kontroller:** Mineral Endüstrisi Risk Yönetimi sürecinde, riskler değerlendirildikten sonra kontrollerin yeterliliği gözden geçirilir ve gerekli iyileştirmeler yapılır. Sürekli izleme ve gözden geçirme, kontrollerin etkinliğini sağlamak için kritiktir.

2. **Kontrol Hiyerarşisi:** Riskleri azaltmada kontrollerin etkinliğini değerlendirmek için bir hiyerarşi kullanılır: Tehlikeyi ortadan kaldırma/azaltma, mühendislik/fiziksel bariyerler, prosedürler, kişisel koruyucu donanım ve uyarılar. Bu hiyerarşi, riskleri 'Mümkün Olduğunca Makul Düzeyde Düşük' (ALARP) seviyesine indirirken en uygun kontrolleri seçmeye yardımcı olur.

3. **Tehlikeye Özgü Bariyerler:** MI-IRM modelinin bu bariyerleri, olayın farklı aşamalarında risk yönetimini hedefler: **Önleme** (enerjinin kontrolden çıkmasını engelleme), **İzleme** (tehlike durumunu takip etme), **İlk Müdahale** (istenmeyen olayı erken durdurma) ve **İyileştirme** (sonuçları en aza indirme, örn. Acil Durum Müdahale Planı).

4. **Günlük Yönetim Süreçleri:** MI-IRM modelinin bu alanı, görev öncesi ve sırası kararlara odaklanır. İş Süreci Modelini (Nertney Çarkı) temel alarak dokuz ana kontrol alanı belirler. Bu alanlar, tehlike farkındalığı, ekipman yeterliliği, bakım, denetim, çalışma prosedürleri, çevre durumu ve personel performansını kapsar. Denetim, günlük iş süreçlerinde kritik bir kontroldür.

5. **Yönetim Sistemi Uygulamaları:** MI-IRM modelinin bu alanı, risk yönetiminin madencilik süreçlerine entegre edildiği mühendislik ve yönetim süreçlerini içerir. Tasarım, bakım, denetim, yetkinlik, acil durum müdahale, değişim yönetimi ve müteahhit yönetimi gibi süreçler, risklerin proaktif olarak ele alındığı kritik alanlardır.

6. **Risk Değerlendirmesi Amaçları:** Risk değerlendirmesi, kritik kontrol önlemlerinin belirlenmesi ve performans göstergelerinin geliştirilmesinde kullanılır.

7. **MIRM Olgunluk Tablosu:** Bu tablo, risk yönetimi sistemlerinin gelişimini beş aşamada (Kayıtsız, Reaktif, Uyumlu, Proaktif, Esnek/Dayanıklı) gösterir. 'Esnek/Dayanıklı' aşamada, risk yönetimi tamamen entegre olup, etkin bir kritik kontrol yönetimi sisteminin varlığını gösterir.

8. **Performans Ölçümü ve Gözden Geçirme:** Risk yönetiminin etkinliğini ölçmek ve kontrol sistemlerinin başarısını değerlendirmek önemlidir. Süreç kalitesini ölçen göstergeler, geleneksel ölçütlerden (örn. LTIFR) daha faydalıdır. Olay/kaza araştırması ve denetim, kontrollerin etkinliğini gözden geçirme araçlarıdır; izleme ve denetim öncelikli risklere odaklanmalıdır.

Kurumda uygulanan kritik kontrol yönetimi sisteminin sahaya yansıyan performans göstergelerini inceleyerek ISO 31000 Risk Yönetimi Standardı'nın sürdürülebilir madencilik uygulamalarıyla entegrasyonunu analiz etmek üzere 2020-2024 dönemine ait TKİ kurumsal faaliyet raporları, çevresel performans bültenleri ve saha gözlemlerinden derlenen Çevresel, Sosyal ve Yönetişim (ÇSY) boyutlarını kapsayan veriler kullanılmıştır. Seçilen göstergeler, ÇSY boyutlarını yansıtmaktadır:

1. **Çevresel Boyut:** Su Geri Kazanımı, Karbon Ayak İzi, Ağaçlandırma Faaliyetleri (kaynak verimliliği, sera gazı emisyonları, arazi rehabilitasyonu) ve Şlam Satış Verileri (döngüsel ekonomi) ile çevresel etkiler ele alınmıştır.

2. **Sosyal Boyut:** İş Kazası Verileri, iş sağlığı ve güvenliği performansını değerlendirmek için kullanılmıştır.

3. **Yönetişim Boyutu:** Jim Joy'un 23 Element Modeli bağlamında yapılan GAP Analizi, risk yönetimi ve genel yönetimsel etkinliği ölçmüştür. Kurumda her yıl dönem başlangıcı ve dönem sonunda boşluk analizleri yapılmaktadır. Ege Linyitleri İşletme Müdürlüğünde geçmiş yıllara sair yapılan GAP analizinde (Şekil 1.), planlanan hedeflerle mevcut uygulamalar arasındaki fark, 23 Element Modeli bağlamında değerlendirilmiştir. Bu model, madencilikte güvenlik ve sürdürülebilirliğe ilişkin yönetim sistemlerini değerlendirmek için kullanılan kapsamlı bir yapıdır.

Bu göstergeler, ISO 31000 çerçevesinde çevresel, operasyonel, sosyal ve ekonomik risklerin yönetim başarısını ve Kritik Kontrol Yönetimi (CCM) etkinliğini değerlendirmek üzere seçilmiştir (örn. iş kazalarındaki azalma). Ayrıca, karbon ayak izi (Avrupa Yeşil Mutabakatı) ve ağaçlandırma faaliyetleri (ATD, Arazi Tahribatının Dengelenmesi) gibi uluslararası ve ulusal önceliklerle uyumludur. Tüm göstergeler, TKİ'nin kurumsal

raporlarından ve saha gözlemlerinden erişilebilir ve ölçülebilir niteliktedir, bu da analizin somut ve tekrarlanabilir olmasını sağlamıştır.

Veri analizi ve görselleştirme için Python programlama dili ile Pandas, Matplotlib ve Seaborn kütüphaneleri kullanılmıştır. Bu araçlar, sürdürülebilirlik göstergelerine ilişkin zaman serileri ve karşılaştırmalı grafikler oluşturmayı sağlamıştır. Ayrıca, göstergelere ilişkin verilerin kullanımında veri güvenirliliği esas alınarak bazı göstergelerin analizinde Kurumun tümüne ilişkin sonuçlar değerlendirilirken, bazı gösterge kriterlerinde ilgili işletme müdürlüğünden alınan veriler kullanılarak yalnızca ait olduğu işletme müdürlüğüne ilişkin sonuçlar değerlendirilmiştir.

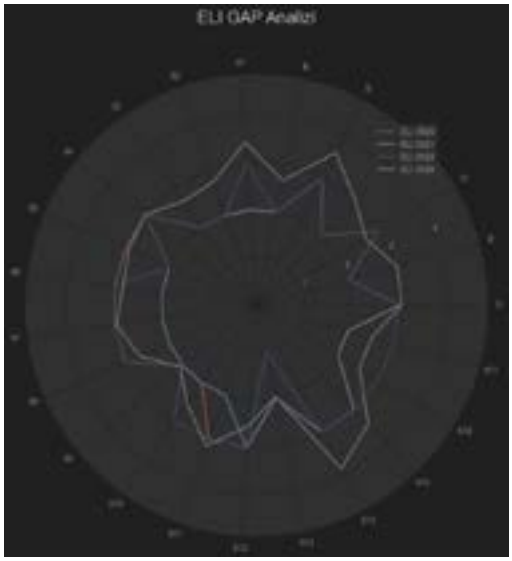
BULGULAR VE TARTIŞMA

ISO 31000 çerçevesinde yer alan Kritik Kontrol Yönetimi (CCM) yaklaşımı, belirli riskler için "olmazsa olmaz" kontrol mekanizmalarının kurulmasını ve izlenmesini içermektedir. TKİ bünyesinde uygulanan örnek projede bu yaklaşım benimsenmiş; bu çalışma kapsamında anahtar performans gösterge sayılan aşağıdaki grafiksel çıktılar elde edilmiştir:

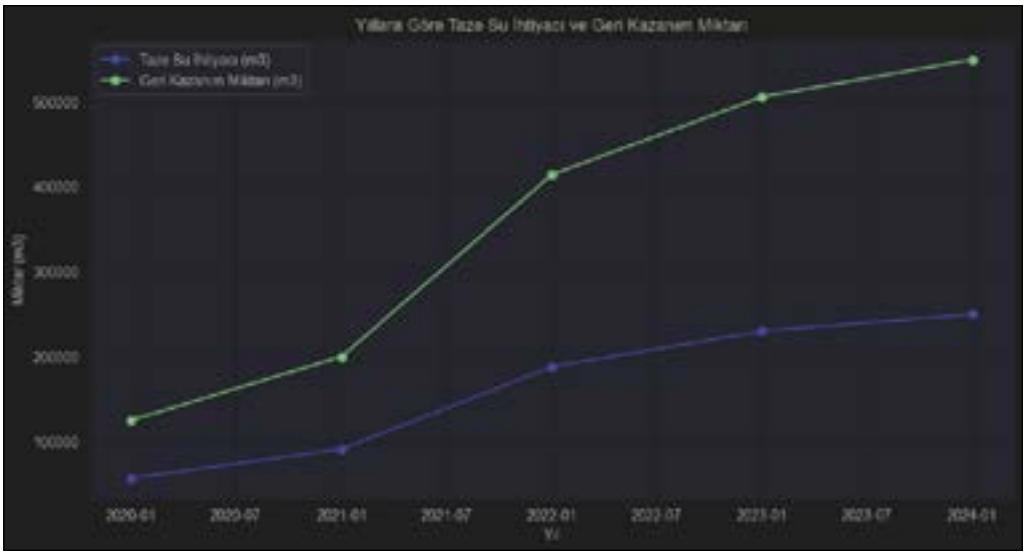
Analiz sonuçlarına göre, özellikle "Liderlik ve Hesap Verebilirlik", "Kritik Risklerin Yönetimi", "İzleme, Denetim ve Gözden Geçirme" gibi temel yönetim bileşenlerinde güçlü ilerleme kaydedilmiş, ancak "Tedarik Zinciri Yönetimi", "Bilgi Paylaşımı" ve "Performans Hedeflerinin Belirlenmesi" alanlarında hedeflerin gerisinde kalındığı görülmüştür. (Şekil.1) Bu farklar, sürdürülebilirlik stratejisinin operasyonel uygulamalarla tam olarak örtüşmediğini göstermektedir.

Çizelge 1. Boşluk analizinde kullanılan sistem bileşenleri

İNSAN BİLEŞENLERİ		SİSTEM BİLEŞENLERİ	
İ1	Risk Tavrı ('kendini önemsemek')	S1	Risk Yönetimi Uygulaması
İ2	Düşünme ve Soyut ('Başkalarını önemsemek')	S2	Stratejik Planlamaya Risk Entegrasyonu
İ3	Yönetim Kademesi ve Taahhüdü	S3	Proje, Proses ve Tasarım Yönetimi
İ4	Risk Yükümlülüğü, Roller ve Sorumluluklar	S4	Büyük Tehlikeler / Büyük Sonuçlu Risk Tanımı & Yönetimi
İ5	İşgücü Katılımı ve İletişim	S5	Değişim Yönetimi
İ6	Koçluk ve Rehberlik	S6	Rutin ve Rutin Olmayan Faaliyetler / Görev Planlama
SİSTEM BİLEŞENLERİ		**SİSTEM BİLEŞENLERİ**	
S7	Tehlike Tanıma, Raporlama ve Kontrol	S13	Yüklenici / Alt Yüklenici Yönetimi
S8	Eğitim ve Yeterlilik	S14	Olay/Kaza Araştırma ve Analizi
S9	Bütçeler (Çift yönlü)	S15	Acil Durumlara Hazırlık ve Müdahale
S10	Bilgi Yönetimi	S16	Etkinlik Ölçümü (Kalite, Miktar ve Kapasite)
S11	Varlık Bakımı	S17	İç ve Dış Denetim / İzleme
S12	Tedarik / Satın Alma		

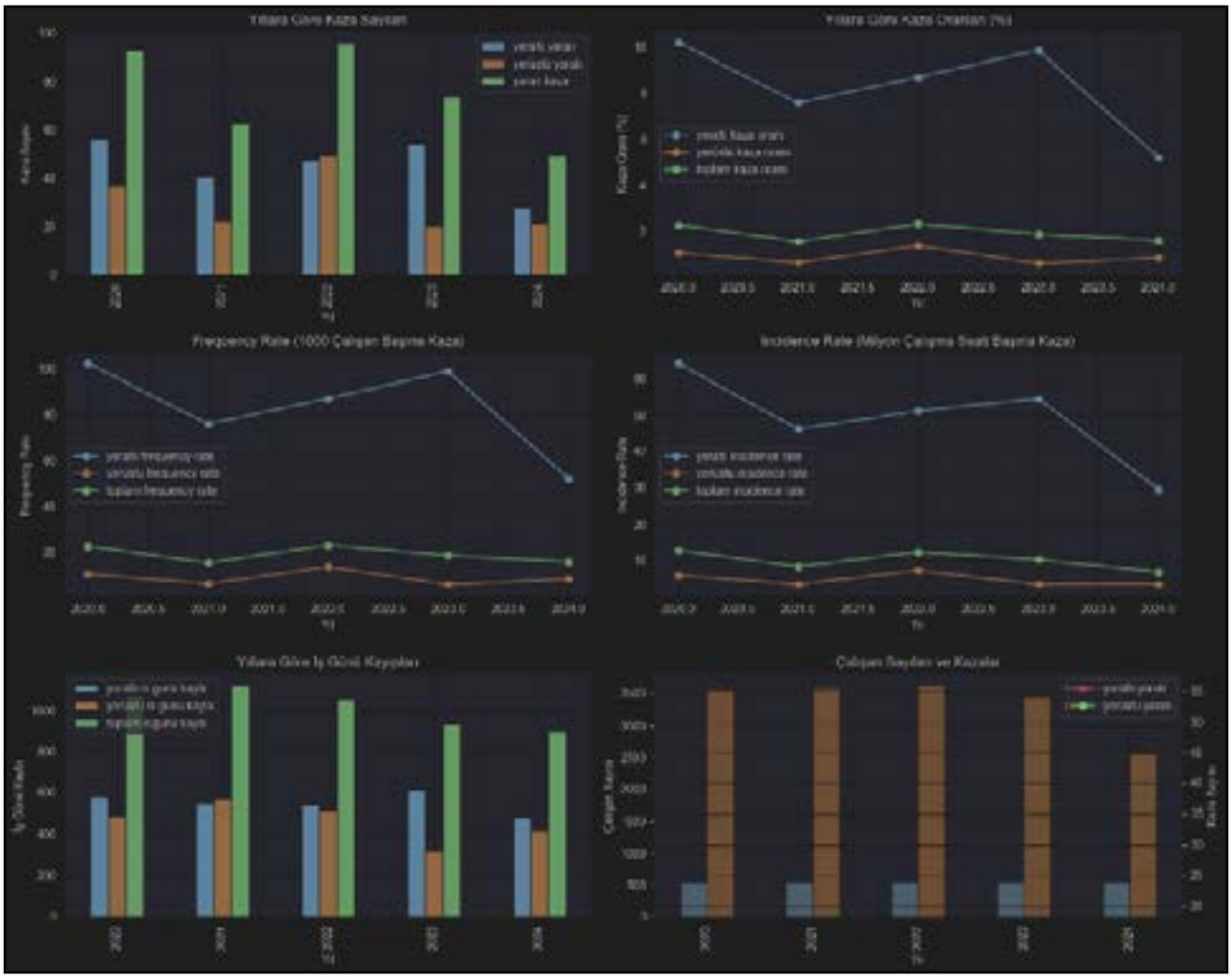


Şekil 1. GAP Analizi: 2019–2024 yılları arasında planlanan ve gerçekleşen operasyonel risk yönetimi performansı



Şekil 2. Su Geri Kazanımı: Kömür yıkama tesislerinde m³ başına geri kazanılan su miktarları (yıllık bazda)

Ege Linyitleri İşletme Müdürlüğü Dereköy kömür yıkama tesislerinde proses suyu geri kazanım oranı, yıllar içinde artış göstermiştir. (Şekil.2) Bu durum, hem maliyet azaltımı hem de doğal kaynakların korunması açısından önemli bir ilerlemeyi yansıtmaktadır.



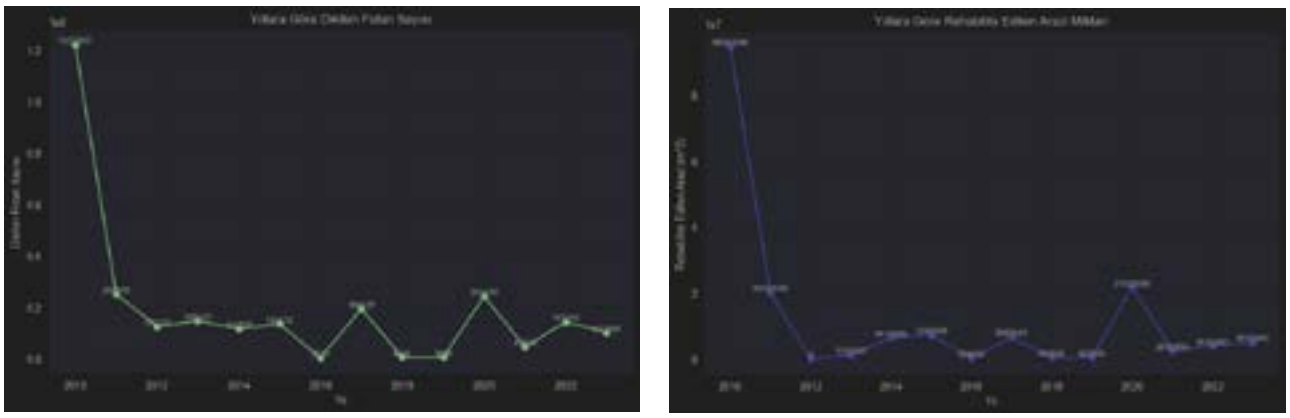
Şekil 3. İş Kazaları: 2020-2024 yılları arasında meydana gelen iş kazalarının incelenmesi

Kurumun hali hazırda faaliyet gösterdiği işletmelerinin yeraltı, yerüstü ve bakım – onarım birimleri operasyonlarında geçtiğimiz 5 yıllık sürede iş kazası sayılarında belirgin bir düşüş kaydedilmiştir.(Şekil.3) Bu azalma, hem teknik kontrollerin (makine koruyucuları, otomatik durdurma sistemleri vb.) hem de prosedürel uygulamaların (eğitim, KKD kullanımı) etkinliğini göstermektedir.



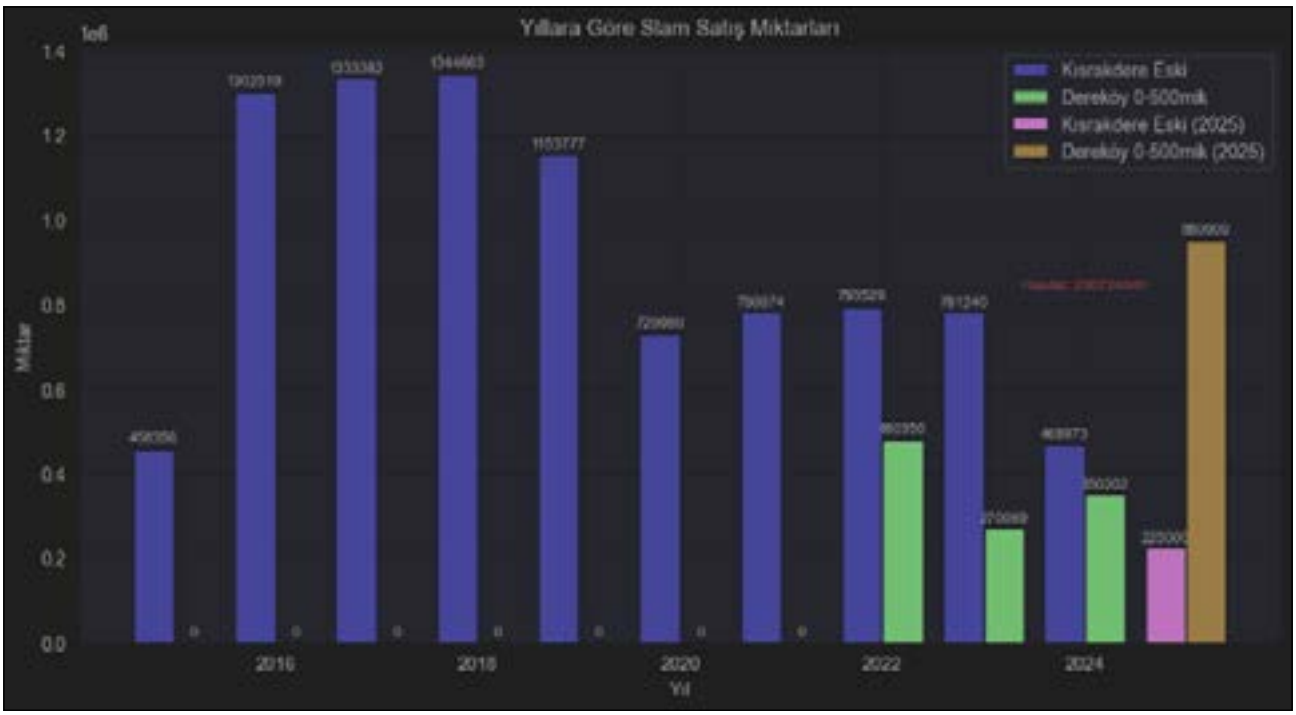
Şekil 4. Karbon Ayak İzi: Ton başına kg CO_2 eşdeğeri değerlerinin kapsamlara dağılımı

Farklı işletme sahalarındaki yıllık karbon ayak izi değerleri karşılaştırıldığında, bazı işletmelerin daha düşük emisyon yoğunluğuna sahip olduğu görülmektedir. (Şekil 4.) Bu fark, enerji verimliliği ve temiz teknoloji uygulamalarındaki çeşitlilikten kaynaklandığı şeklinde değerlendirilebilir. Ayrıca Kurumun karbon ayak izinin yoğunlukla dizel tüketimine bağlı olarak taşıma sürecinde oluştuğu görülmektedir.



Şekil 5. Ağaçlandırma Faaliyetleri: Yıllara göre dikilen fidan sayısı ve rehabilite edilen alan miktarı (ha)

ELİ İşletmesi özelinde, yıllık dikilen fidan sayısı ve rehabilite edilen alan miktarlarında düzenli bir artış kaydedilmiştir. (Şekil 5.) Bu durum, arazi tahribatının dengelenmesi hedefiyle uyumlu olarak değerlendirilmektedir.



Şekil 6. Şlam Kömürü Satışı: Tonaj bazında yıllık şlam kömürü satış miktarları

Atık olarak sınıflandırılan şlam kömürünün satışa kazandırılması, döngüsel ekonomi ilkeleriyle uyumlu bir uygulama olarak öne çıkmaktadır.(Şekil 6.) Bu durum, kaynak verimliliği ve ekonomik sürdürülebilirlik açısından olumlu katkı sunmaktadır. Bu türden uygulamalara ikincil madencilik denilmektedir. Atıkların sınıflandırılması ve depolamadan kaynaklanan çevresel etkileri düşünüldüğünde şlamların değerlendirilmesi kömür madenciliği açısından çok önemlidir.

Bu veriler, ISO 31000'in saha uygulamalarında nasıl bütüncül çıktılar sağlayabileceğini göstermektedir.

SONUÇ VE ÖNERİLER

Çalışma kapsamında incelenen risk yönetimi uygulamaları, ISO 31000 standardının madencilik gibi karmaşık ve yüksek riskli bir sektörde dahi kurumsal süreçlere başarıyla entegre edilebileceğini ve bu entegrasyonun çevresel, sosyal ve yönetişim (ÇSY) performansını somut verilerle güçlendirebileceğini ortaya koymaktadır. Su geri kazanım oranlarındaki artış, iş kazası sayılarındaki düşüş ve rehabilite edilen alanlardaki düzenli artış gibi olumlu gelişmeler, bu entegre yaklaşımın saha düzeyindeki etkinliğini göstermektedir.

Ancak, bu olumlu tablonun genele yayılması ve sürdürülebilirliğin kalıcı hale gelmesi için dikkate alınması gereken önemli hususlar ve geliştirilebilecek alanlar mevcuttur:

1. **Özel Sektör ve Sektörel Yaygınlaştırma:** TKİ'de elde edilen başarılı sonuçların ve geliştirilen önerilerin, özellikle özel sektör madencilik kuruluşlarına etkin bir şekilde aktarılması ve bu tür uygulamaların sektör genelinde yaygınlaştırılması kritik öneme sahiptir. Bu amaçla, iyi uygulama örneklerinin paylaşılacağı platformlar oluşturulmalı ve teşvik mekanizmaları geliştirilmelidir.

2. **Risk Yönetimi Bilincinin Derinleştirilmesi:** GAP analizinde "Bilgi Paylaşımı" ve "Performans Hedeflerinin Belirlenmesi" gibi alanlarda hedeflerin gerisinde kalınması, risk yönetimi bilincinin ve sahiplenmesinin organizasyonların tüm katmanlarına, özellikle operasyonel seviyelere kadar yayılması gerektiğini göstermektedir. Bu, sürekli eğitimler, katılımcı süreçler ve etkili iç iletişim stratejileriyle desteklenmelidir.

3. **ÇSY Uyumlu Finansman ve Raporlama Kapasitesi:** Avrupa Yeşil Mutabakatı ve Avrupa Kritik Hammaddeler Yasası (CRMA) gibi uluslararası düzenlemeler, madencilik sektörünü ÇSY ilkelerine uyum konusunda daha da zorlamaktadır. Bu süreçte, sürdürülebilirlik performansının şeffaf bir şekilde raporlanması (örneğin GRI standartları) ve bu raporların güvence denetimine tabi tutulması, ÇSY uyumlu finansman kaynaklarına erişim açısından hayati önem taşımaktadır. Kurumsal raporlama kapasitelerinin bu yönde acilen geliştirilmesi gerekmektedir.

4. **Veri Odaklı Sürekli İyileştirme:** Çalışmada sunulan performans göstergelerinin düzenli olarak izlenmesi, analiz edilmesi ve bu analiz sonuçlarına dayalı olarak sürekli iyileştirme döngülerinin işletilmesi, ISO 31000'in dinamik ve iyileştirmeyi teşvik eden ilkeleriyle uyumludur. Bu yaklaşım, sadece mevcut durumu tespit etmekle kalmamalı, aynı zamanda gelecekteki riskleri öngörmek ve proaktif tedbirler almak için de kullanılmalıdır.

5. **Tespit Edilen Gelişim Alanlarının Takibi:** GAP analizinde ortaya konan "Tedarik Zinciri Yönetimi" gibi gelişim alanlarına yönelik spesifik eylem planları oluşturulmalı ve bu planların hayata geçirilmesi yakından takip edilmelidir. Bu, sürdürülebilirlik stratejisinin operasyonel uygulamalarla tam entegrasyonunu sağlayacaktır.

Bu çalışma, ISO 31000 Risk Yönetimi Standardının sürdürülebilir madencilik ilkeleriyle entegrasyonunun, madencilik faaliyetlerinin doğasında var olan çevresel, sosyal ve yönetişim (ÇSY) risklerinin etkin bir şekilde yönetilmesinde, şeffaflığın ve hesap verebilirliğin artırılmasında ve genel anlamda risk bilincinin kurumsal kültüre yerleştirilmesinde merkezi bir rol oynadığını TKİ örneği üzerinden somut bir şekilde ortaya koymuştur. Grafiksel ve sayısal verilerle desteklenen analizler, bu entegre yaklaşımın sadece teorik bir çerçeve sunmakla kalmayıp, karbon ayak izinin düşürülmesi, iş sağlığı ve güvenliği performansının artırılması ve çevresel rehabilitasyon çabalarının hızlandırılması gibi çok boyutlu ve ölçülebilir faydalar sağladığını kanıtlamaktadır.

KAYNAKÇA

Akay Metin, E. (2024). Avrupa Yeşil Mutabakatı ve döngüsel ekonomi bağlamında işletmelerde sürdürülebilir üretim. E. Akay & N. Palabıyık (Ed.), Sürdürülebilir yönetim (ss. 27–43). Özgür Yayınları.

Altınay, A. (2022). Sürdürülebilir kalkınma hedefleri ve karbon piyasaları. https://doi.org/10.13140/RG.2.2.28496.87041

Atabay, E. (2019). Kurumsal sürdürülebilirlik raporları ve güvence denetimi: Türkiye'de GRI rehberine göre raporlama yapan firmalar üzerinde bir araştırma. Muhasebe Bilim Dünyası Dergisi, 21(4), 904–922. https://doi.org/10.31460/mbdd.561765

Avrupa Komisyonu. (t.y.). European Critical Raw Materials Act. Erişim tarihi 1 Haziran 2025, https://commission.europa.eu/strategy-and-policy/priorities-2019-2024/european-green-deal/green-deal-industrial-plan/european-critical-raw-materials-act_en

ISO 31000:2018. (2018). Risk yönetimi – Kılavuz İlkeler. Uluslararası Standardizasyon Teşkilatı.

Joy, J. (2006). Mining industry risk management system guide: A qualitative approach to risk management. Minerals Industry Safety and Health Centre (MISHC), University of Queensland.

Kolçak, A. (2021). Yer altı zenginliklerinin değerlendirilmesi: Sürdürülebilir madencilik açısından bir AHP analizi [Yüksek Lisans Tezi, İstanbul Ticaret Üniversitesi]. İstanbul Ticaret Üniversitesi Açık Erişim Tez Arşivi.

Ökten, U. (2012). Madencilik sektörünün Türkiye'de sürdürülebilir kalkınmaya etkisi [Yüksek Lisans Tezi, Yıldız Teknik Üniversitesi]. Yıldız Teknik Üniversitesi Tez Arşivi.

SLR Consulting. (2024, 23 Mayıs). Understanding the European Commission's new Critical Raw Materials Act (CRMA). Erişim tarihi 1 Haziran 2025, https://www.slrconsulting.com/insights/understanding-the-european-commission-s-critical-raw-materials-act-crma/

Topaloğlu, M. (2018). Madencilikle ilgili yasal düzenlemelerdeki küresel eğilimler ve Türkiye uygulaması. Madencilik,57(Özel Sayı), 143–152. https://www.google.com/search?q=https://doi.org/10.30797/madencilik.493700

Topçu, P., & Erpul, G. (2017, Eylül). Türkiye'de sürdürülebilir kalkınma hedefleri (SKH) çerçevesinde arazi tahribatının dengelenmesi (ATD) politika ve stratejileri [Konferans sunumu]. 1. Türkiye Sürdürülebilir Kalkınma Kongresi, Ankara, Türkiye.

Williams Mining. (t.y.). The Impact of the EU Green Deal on the Mining Industry's Horizon. Erişim tarihi 1 Haziran 2025, https://williamsmining.com/the-impact-of-the-eu-green-deal-on-the-mining-industrys-horizon/

Wyns, T., & Anderhuber, F. (2024). Mining for Climate: Euromines' Decarbonisation Roadmap and Energy Outlook. Euromines.

Yaylacı, E. D., & Düzgün, H. Ş. (2015, Kasım). Madencilik sektörü için sürdürülebilirlik kriterleri [Konferans sunumu]. 5. Madencilik Ve Çevre Sempozyumu, Antalya

MONITORING ABANDONED MINES AND ILLEGAL MINING ACTIVITIES IN LIMPOPO PROVINCE USING ADVANCED REMOTE SENSING TECHNIQUES

D. Netshiavha[1], R. Masethe[2]*, T. Gcuda[1], B. Genc[1], B. Mutandwa[1]

[1]School of Mining Engineering, University of the Witwatersrand, Johannesburg, South Africa
[2]School of Agriculture, Engineering and Science, University of KwaZulu-Natal, Westville Campus, South Africa
(Corresponding author: masetheR@ukzn.ac.za)

ABSTRACT

Illegal mining in abandoned mines across Limpopo Province, South Africa, posed severe environmental and socio-economic challenges, including land degradation, water contamination, and public health hazards. This study mapped the spatial distribution of abandoned mines, evaluated environmental degradation, and assessed associated health risks using advanced remote sensing techniques integrated with field validation and demographic analysis. High-resolution optical satellite imagery, Synthetic Aperture Radar (SAR), and Google Earth data were combined to classify mines according to risk levels, and field observations confirmed data accuracy. Results identified clusters of high-risk mines near populated areas, with significant exposure to contaminants such as asbestos and heavy metals, and highlighted sites lacking clear ownership, complicating remediation efforts. The discussion examined specific health impacts, including respiratory illnesses and mesothelioma, and evaluated socio-economic implications for affected communities. The study demonstrated that remote sensing provided a cost-effective and scalable tool for monitoring abandoned mines and illegal mining activities. Based on these findings, recommendations were offered for policymakers, local stakeholders, and communities to support sustainable mine management, strengthen regulatory enforcement, and mitigate mining-related risks.

Keywords: Remote sensing, abandoned mines, illegal mining, environmental health, socio-economic impacts

INTRODUCTION

Limpopo Province, located in the northernmost part of South Africa, is rich in mineral resources and plays a significant role in the country's mining sector. Bordered by Mozambique, Zimbabwe, and Botswana, it spans over 10.2% of South Africa's total land area and is endowed with valuable minerals such as platinum group metals, chrome, vanadium, and coal (Masenya, 2019). Historically, mining has been a key contributor to the region's economy and job creation. However, many mining operations, particularly smaller, less-regulated ones, were eventually abandoned due to economic unsustainability or regulatory non-compliance (Mhlongo, 2023). These abandoned mines have now become focal points for illegal mining activities that are both environmentally and socially destructive.

Following post-apartheid regulatory reforms, the South African government introduced policies to promote environmental sustainability and economic inclusivity in mining. Despite these efforts, the legacy of unrehabilitated and abandoned mines remains a critical issue in Limpopo. Many of these sites were closed without proper decommissioning, leaving behind unstable terrain, contaminated water bodies, and dangerous underground voids (Masenya, 2019). The inadequate closure of mining operations has turned

once-profitable mines into long-term environmental hazards, posing serious risks to surrounding communities and ecosystems.

The growing phenomenon of illegal mining in these abandoned mines has exacerbated existing problems. Driven by high unemployment rates reported at 27.6% in Limpopo and economic marginalization, many individuals resort to unregulated mining activities in search of income (Mhlongo, 2023). These miners, often referred to as "zama zamas," operate in perilous conditions with little regard for environmental regulations or personal safety. Their activities contribute to soil erosion, toxic runoff, ground subsidence, and the contamination of water resources, leading to public health crises in nearby communities (Mhlongo & Amponsah-Dacosta, 2016).

The South African government has implemented measures to combat illegal mining, including conducting site inspections and requiring environmental impact assessment for mining. However, these traditional methods have proven inadequate due to the inaccessibility and sheer number of abandoned sites. Limpopo alone houses over 886 such sites, with 43 considered high-priority due to their environmental risk (Masenya, 2019). This limitation underscores the urgent need for more advanced, cost-effective, and scalable solutions to monitor and manage these areas.

Remote sensing technologies offer a promising solution to this challenge. Capable of capturing large-scale spatial and temporal data, remote sensing can provide accurate, real-time monitoring of land use changes and environmental degradation. By integrating satellite imagery, LiDAR, and drone surveillance, researchers can map the distribution of abandoned mines, detect illegal activities, and assess ecological impacts more efficiently than traditional methods. This study seeks to harness these tools to identify and monitor illegal mining in Limpopo, evaluate their effects, and propose practical, policy-oriented recommendations aimed at promoting safer, more sustainable resource management practices in the province.

Given the scale and inaccessibility of abandoned and illegal mining sites, traditional monitoring approaches have proven inadequate in addressing environmental and socio-economic risks. Remote sensing offers a viable alternative, providing large-scale, repeatable, and cost-effective data that can detect land cover changes, environmental degradation, and signs of illegal mining activity in near real time. By leveraging these capabilities, this study adopts advanced remote sensing techniques as a foundation for monitoring abandoned mines and assessing their associated impacts. The following section reviews recent experimental studies that validate the effectiveness of these technologies and inform the methodological framework applied in this research.

EXPERIMENTAL STUDIES

Previous research documented the environmental and socio-economic impacts of abandoned mines in South Africa, particularly in Limpopo Province. Masenya (2019) highlighted the proliferation of derelict and ownerless mines, emphasizing risks such as land degradation, water contamination, and hazards to nearby communities. Similarly, Mhlongo (2023) evaluated post-mining land use and rehabilitation, noting the need for structured approaches to prioritize high-risk sites for intervention. These studies illustrated the persistent challenges posed by abandoned mines, including threats to both environmental and human health.

Applications of remote sensing in mining surveillance demonstrated significant potential for environmental monitoring. Maya et al. (2015) employed hyperspectral and multispectral imaging to map contamination from historical coal mining in Emalahleni, while Xulu et al. (2021) applied time-series analysis of Landsat-derived NDVI using the DBEST algorithm on the Google Earth Engine platform to track post-mining ecological restoration.

Recent experimental studies further demonstrated the growing application of remote sensing technologies for detecting illegal mining, monitoring environmental degradation, and guiding post-mining land rehabilitation. These studies integrated satellite imagery, machine learning algorithms, terrain modelling, and decision-support tools, offering scalable solutions to challenges in mine monitoring and management.

For instance, Xulu et al. (2021) monitored post-mining land rehabilitation at the Tronox Hillendale mine using time-series analysis of Landsat-derived NDVI. The study employed the Detecting Breakpoints and Estimating Segments in Trend (DBEST) algorithm on the Google Earth Engine platform to determine key ecological recovery stages. Hyperspectral and multispectral data were also applied to monitor acid mine drainage and surface contamination. Figure 1 illustrated the use of these imaging techniques to assess surface contamination at mine dumps in Emalahleni, highlighting areas of vegetation degradation and zones of heavy metal pollution identified through imaging spectroscopy. This visual evidence emphasized the persistent environmental impacts of historical coal mining and demonstrated the utility of remote sensing in detecting pollution patterns not easily observed through traditional field surveys.

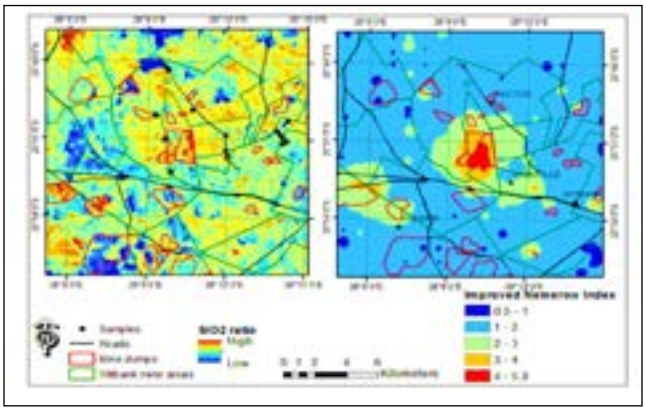


Figure 1. Hyperspectral and multispectral data of mine dumps at Emalahleni (South Africa).
(Source: Maya et al., 2019)

In monitoring illegal and artisanal mining activities, Chike et al. (2024) and Ammirati et al. (2020) demonstrated the effectiveness of Differential Interferometric Synthetic Aperture Radar (DInSAR) for detecting surface deformations associated with unauthorized underground mining. DInSAR, a radar-based technique, measured subtle changes in ground elevation over time, revealing unauthorized tunnelling or excavation not visible in optical imagery. Figure 2 presented DInSAR imagery highlighting patterns of ground displacement, illustrating areas of active or recent illegal mining and demonstrating the value of DInSAR in monitoring inaccessible or high-risk sites.

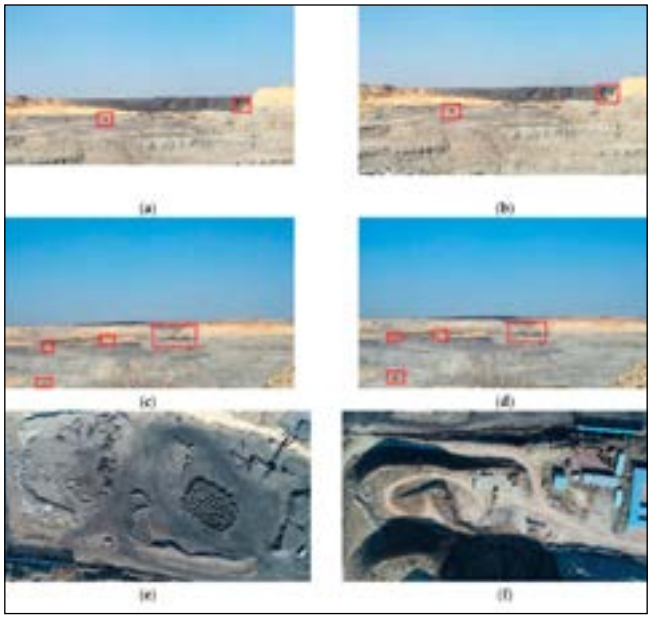


Figure 2. Synthetic Aperture Radar imagery used to detect illegal mining activities.
(Source: Wang et al. 2020)

Mhlongo (2023) conducted a comprehensive case study at the abandoned Nyala magnesite mine in Limpopo Province to explore optimal post-mining land uses. The study employed 3D terrain modelling, field-based characterization, SWOT analysis, and the Analytic Hierarchy Process (AHP) to evaluate rehabilitation alternatives. Figure 3 illustrated the 3D terrain model of the site, highlighting areas suitable for land reuse and zones requiring extensive rehabilitation. By integrating these methods, the study provided a systematic evaluation of post-mining land use options, spatially prioritized areas for rehabilitation, and guided sustainable land restoration strategies.

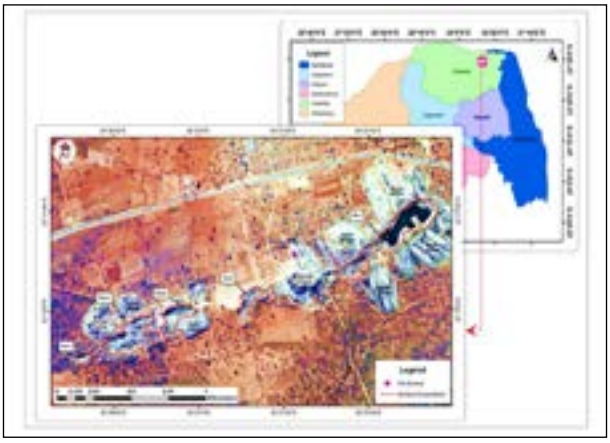


Figure 3. Nyala mine location and 3D terrain model
(Source: Mhlongo. 2023)

Overall, these experimental studies highlighted a shift toward data-driven decision-making in post-mining management. The integration of remote sensing techniques, including multi-temporal NDVI analysis, SAR-based deformation monitoring, imaging spectroscopy, and 3D modelling, supported more precise and cost-effective mine site assessments. They also demonstrated the growing relevance of remote sensing in contexts where traditional field investigations were logistically challenging, unsafe, or economically prohibitive, thereby providing a strong foundation for the methodology applied in this study.

Despite these advancements, previous studies primarily focused on ecological recovery and did not combine spatial distribution mapping with socio-economic risk assessment. This limitation left a gap in understanding the broader human and environmental implications of abandoned and illegal mining. To address these gaps, the current study built upon earlier approaches by integrating high-resolution optical satellite imagery, Google Earth imagery, and Synthetic Aperture Radar (SAR) data with field validation and demographic analysis, enabling a comprehensive assessment of abandoned mines' distribution, environmental degradation, and associated health and socio-economic impacts.

METHODOLOGY

This study employed a mixed-methods approach integrating advanced remote sensing technologies with field-based validation to assess abandoned mines and illegal mining activities in Limpopo Province. High-resolution optical satellite imagery, including Google Earth imagery with a spatial resolution of up to 0.5 meters, was acquired for 2010 and 2024 to detect land cover changes indicative of abandoned or reactivated mining sites. Complementary SAR data was used to enhance spatial analysis, particularly in areas with persistent cloud cover or dense vegetation. The imagery and SAR datasets were processed and analysed in QGIS, allowing for pre-processing, classification, and spatial mapping of mining areas while distinguishing them from natural and agricultural land.

To systematically classify the mines according to their potential risk to the environment and surrounding communities, a risk ranking matrix was developed. Mines were evaluated across five criteria: environmental

degradation, proximity to human settlements, physical hazards, residual hazardous materials, and evidence of illegal mining activity. Each criterion was scored on a scale of 0–5, with higher scores indicating greater risk. Weighted scores were then applied to reflect the relative importance of each criterion (Environmental Degradation – 30%; Proximity – 25%; Physical Hazards – 20%; Residual Hazardous Materials – 15%; Illegal Mining Evidence – 10%). Mines with a total weighted score ≥ 70% were classified as high-risk, while those with scores below 70% were designated as low-risk. Of the 886 abandoned mines identified in Limpopo Province, only 347 mines were included in the risk ranking, as the remaining sites were located more than 30 km from residential areas and were therefore considered to pose minimal immediate socio-economic risk. Table 1 presents the risk ranking matrix, illustrating the scoring and weighting system used to classify abandoned mines according to their environmental and socio-economic risk. This approach is adopted from a study conducted by Fernandez & Lima, 2021 who developed a framework for ranking the environmental risk of abandoned mines in the state of Minas Gerais/Brazil

Table 1.Risk ranking matrix for abandoned mines

Criteria	Scoring Range	Description	Weight (%)
Environmental Degradation	0–5	0 = No visible impact; 5 = Severe contamination (soil, water, vegetation)	30%
Proximity to Human Settlements	0–5	0 = >10 km from settlement; 5 = <1 km from settlement	25%
Physical Hazards	0–5	0 = No open shafts or unstable structures; 5 = Multiple open shafts, tailings, or unsafe terrain	20%
Residual Hazardous Materials	0–5	0 = None; 5 = Presence of asbestos, cyanide, heavy metals, or other toxic substances	15%
Evidence of Illegal Mining Activity	0–5	0 = No activity; 5 = Active, ongoing illegal mining	10%

Ground-level validation was conducted through systematic visual inspections in targeted high-risk zones, particularly in Mafefe and other affected areas. During these inspections, researchers recorded site conditions, documented hazards, and verified the accuracy of classifications derived from Google Earth imagery, high-resolution optical satellite imagery, and SAR data. Photographic evidence and georeferenced field notes were collected to support data integrity. In addition, demographic data from Wazimap, including population density, settlement patterns, and socio-economic indicators, was integrated with spatial analyses to provide context for assessing community vulnerability and potential impacts.

While remote sensing techniques provided a comprehensive, scalable, and cost-effective approach for identifying and monitoring abandoned mines and illegal mining activities, several limitations were acknowledged. High-resolution optical imagery was occasionally constrained by cloud cover, shadowing, or dense vegetation, which could obscure surface features. SAR data, although effective for detecting subtle ground deformation, was limited in differentiating between specific mine-related activities and other anthropogenic or natural land changes. The risk ranking matrix, while systematic, relied on weighted scoring that involved subjective judgments, particularly in assessing environmental degradation and illegal mining activity.

By combining Google Earth imagery, high-resolution optical and SAR data, field observations, and demographic insights, this methodology offered a comprehensive and multidimensional assessment of abandoned mine distribution, environmental and health risks, and priority areas for monitoring, intervention, and policy action. Figure 4 below illustrates these methodological steps, highlighting the sequential integration of remote sensing data acquisition, image processing and analysis, risk classification and field validation data integration. This structured framework ensured a comprehensive, accurate, and actionable assessment of abandoned mine distribution, associated risks, and priority areas for monitoring and intervention.

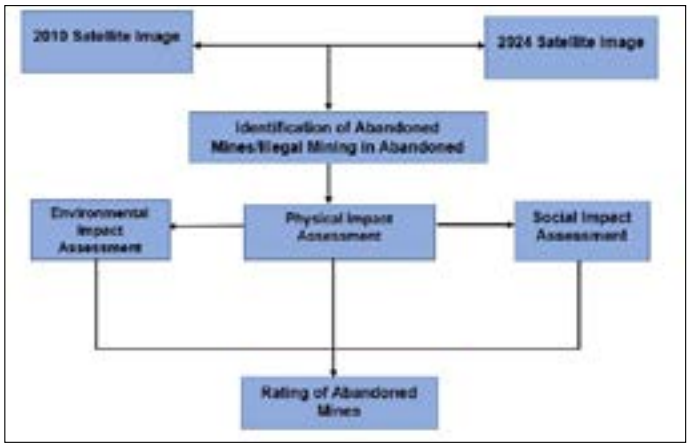


Figure 4. Methodological steps of the study

RESULTS AND DISCUSSION

Figure 5(a) illustrates the spatial distribution of all identified abandoned mines across Limpopo Province. Red dots indicate individual mine sites, while black squares represent major towns and cities. The figure reveals a widespread dispersal of abandoned mines throughout the province, with notable clusters near urban centres such as Burgersfort, Mokopane, and Giyani. This spatial pattern suggests that areas historically central to mining operations are still experiencing residual environmental and safety risks. The proximity of abandoned mines to populated areas underscores the potential for direct impacts on local communities, including exposure to unstable infrastructure, soil and water contamination, and land degradation. By visualizing the geographic spread of these sites, Figure 5(a) provides essential context for identifying priority areas for monitoring, intervention, and risk mitigation, forming a foundation for subsequent analyses of high-risk sites and their environmental and health implications

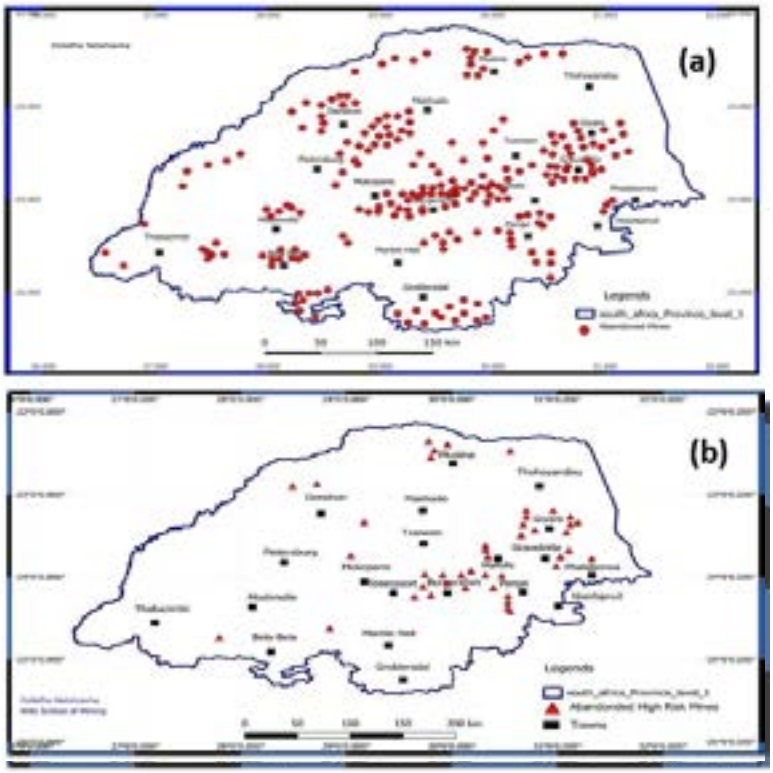


Figure 5. (a) Distribution of all abandoned mines in Limpopo Province and
(b) Distribution of high-risk abandoned mines in Limpopo Province

The analysis of satellite imagery revealed a widespread distribution of abandoned mines across Limpopo Province Figure (5a). Red dots indicated individual mine sites, while black squares represented major towns and cities. Clusters were observed near urban centres such as Burgersfort, Mokopane, and Giyani, suggesting that historically active mining areas continued to pose residual environmental and safety risks. The high density of abandoned mines in proximity to populated areas highlighted the potential for direct impacts on communities, including exposure to unstable infrastructure, soil and water contamination, and land degradation.

Focusing on high-risk sites, Figure 5(b) identified 43 mines exhibiting significant environmental and health hazards. Locations such as Klein Letaba and Louis Moore in Giyani, Dilokong Chrome and Doornbosch in Burgersfort, and Penge in Sekhukhune were particularly concerning. Many of these sites lacked clear ownership, complicating regulatory oversight and remediation efforts. By linking spatial distribution with site-specific risk factors, the analysis established a foundation for evaluating the environmental and health consequences of abandoned mines.

The identification of high-risk clusters near communities necessitated a detailed examination of the environmental hazards and health outcomes associated with these sites, providing insight into the tangible consequences of spatial patterns observed.

Abandoned Mines in Limpopo: Ongoing Environmental and Health Threats

Several abandoned mines in Limpopo pose serious environmental, safety, and public health risks. In Giyani, the Klein Letaba and Louis Moore mines are of particular concern. Acid mine drainage (AMD) at these sites has led to contamination with heavy metals like lead, zinc, and arsenic, threatening soil and groundwater. Unstable tailings dumps produce dust pollution, contributing to respiratory issues such as asthma and pneumonia. Additionally, open mine shafts present serious hazards, including falls and drownings, particularly for children and livestock.

In Burgersfort, the Dilokong Chrome and Doornbosch mines present similar dangers. AMD from the Dilokong Chrome Mine introduces toxic metals arsenic, lead, and cadmium into the environment, increasing the risk of cancer, neurological disorders, and respiratory illnesses. Both mines have hazardous open shafts and waste dumps that release dust, exacerbating chronic respiratory conditions like asthma and bronchitis.

In Musina, the Messina and Pafuri mines exemplify the broader risks of neglected mining operations. Deteriorating infrastructure and unsafe conditions hinder local economic development and limit sustainable livelihood opportunities for surrounding communities.

The Penge Mine, historically used for asbestos production, remains a critical environmental and health hazard. Residual asbestos fibres continue to pose risks such as asbestosis, lung cancer, and mesothelioma, while also contributing to broader environmental contamination affecting nearby residents.

Beyond these specific sites, 43 high-risk abandoned mines have been identified in the region, with 33 lacking known owners or clear histories. This lack of ownership complicates clean-up efforts, and local communities have voiced growing concern about the unknown but significant dangers these sites pose. The uncertainty surrounding their environmental and health impacts underscores the urgent need for a comprehensive investigation and remediation.

Number of High-Risk Abandoned Mines and their Respective Commodities

Figure 6 illustrates the distribution of high-risk abandoned mines in Limpopo Province, categorized by the type of previously extracted commodity. The data reveals that gold and asbestos mines account for the highest number of high-risk sites, approximately 20 gold mines and 10 asbestos mines, posing serious envi-

ronmental and health threats. Gold mines are linked to toxic contamination from substances like cyanide and heavy metals, while asbestos mines expose communities to airborne fibres that can cause severe lung diseases.

Although less numerous, high-risk sites associated with copper, chromium, diamonds, and barium also present significant environmental hazards, including land degradation and water pollution. Figure 6 underscores the urgent need for targeted remediation efforts, particularly at gold and asbestos sites, to protect public health and the environment and to promote sustainable development in Limpopo Province.

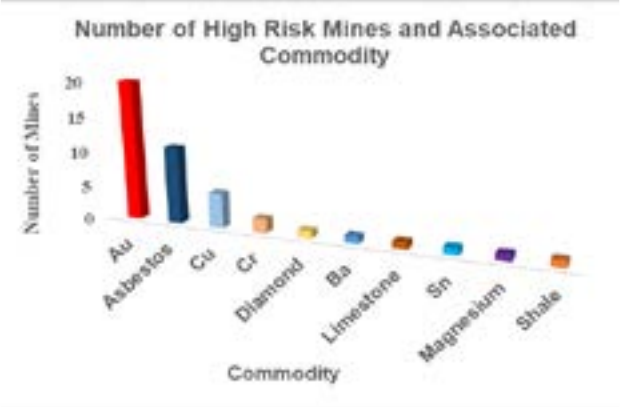


Figure 6. Number of high-risk mines and associated commodity

The identification of asbestos mines as high-risk sites provided a direct link to observed cases of mesothelioma and other asbestos-related diseases in surrounding communities, emphasizing the real-world health consequences of these abandoned mining operations.

Health effects of Abandoned Mines in Limpopo Province

Asbestos Effects

Figure 7(a) highlights the ongoing environmental and public health crisis in Mafefe, Limpopo Province, caused by exposed asbestos deposits from historical mining activities. The image clearly shows visible asbestos fibres scattered across public spaces, including pathways, school yards, and areas where community members engage in daily activities. This visual evidence underscores the inadequate remediation and containment of former mining sites, allowing hazardous fibres to remain accessible to the local population. The presence of these asbestos deposits in open, frequented areas significantly increases the risk of inhalation, which is strongly associated with long-latency diseases such as asbestosis, lung cancer, and mesothelioma. The figure serves not only as visual confirmation of ongoing asbestos exposure but also as a stark reminder of the persistent environmental legacy of mining in Limpopo and its implications for public health policy and intervention planning.

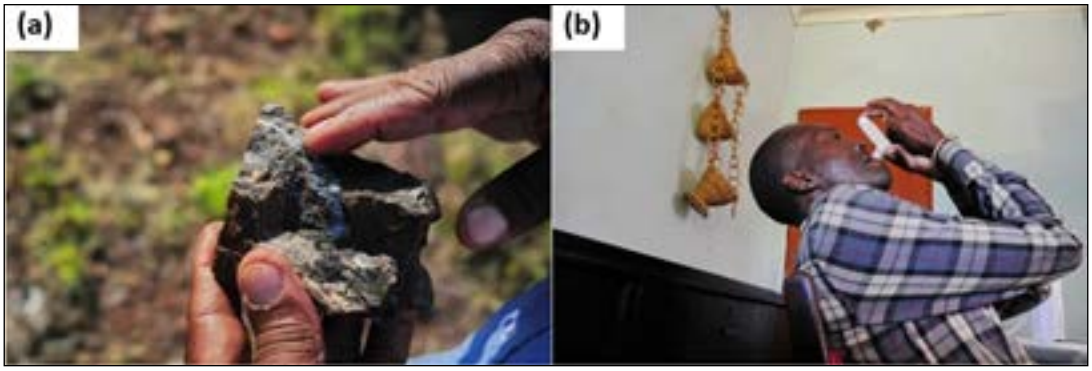


Figure 7. (a) Visible Asbestos deposit in public area at Mafefe, Limpopo Province
(b) A resident from Mafefe living with mesothelioma from Mafefe

Figure 7(b) highlights the case of Amon Sibiya, a Mafefe resident who developed mesothelioma despite never having worked in a mine. His condition demonstrates how asbestos exposure has extended beyond occupational environments into community settings. This observation aligns closely with findings reported by Ndlovu et al. (2013), who documented asbestos fibre concentrations of 0.020 fibres per millilitre in school buildings, 0.012 fibres per millilitre along village pathways, and 0.016 fibres per millilitre during routine activities such as building and gardening in Mafefe villages north of the Penge mine. These concentrations, while lower than those historically experienced by mine workers, remain sufficiently hazardous to contribute to mesothelioma and other asbestos-related diseases among residents.

Figure 8 further strengthens this connection by illustrating fluctuating but concerning trends in mesothelioma diagnoses across Limpopo Province. The peak recorded in 2017, followed by a sharp drop in 2020, likely reflects gaps in reporting, under diagnosis, and limited public health surveillance rather than a real decline in cases. When interpreted together with Ndlovu's environmental exposure data, these findings suggest that communities such as Mafefe continue to face significant health risks, with many cases remaining undetected due to weak diagnostic and monitoring systems. The long latency period of mesothelioma, often spanning 20 to 50 years, means many residents exposed decades ago may only now be developing symptoms, suggesting that case numbers could rise significantly in the coming years. Without robust monitoring and early detection systems, Limpopo risks facing an even greater hidden burden of disease. Urgent action is needed to strengthen health data systems, expand diagnostic capacity, ensure access to medical care and compensation, and launch targeted awareness campaigns to protect at-risk communities from this preventable, yet deadly, legacy of asbestos exposure.

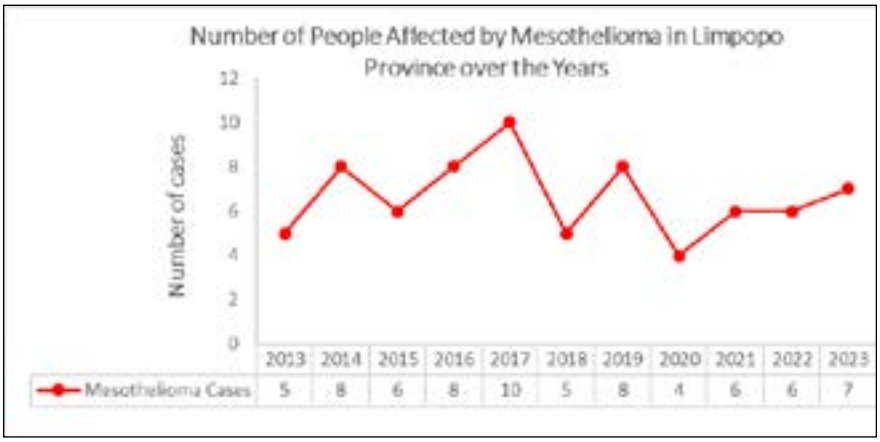


Figure 8. The number of people affected by Mesothelioma in Limpopo province over the years

While asbestos exposure illustrated the long-term respiratory health risks from legacy mining, chemical contamination from Acid Mine Drainage (AMD) represented another significant pathway through which abandoned mines affected community health, particularly via waterborne illnesses and heavy metal exposure

Acid Mine Drainage Effects

Figure 9 presents the yearly trends of AMD-related illnesses in Limpopo Province, highlighting the ongoing public health impacts of historical mining activities. Communities near former mining sites have long been exposed to contaminated water sources, resulting in gastrointestinal and other health issues. For example, in Tshikuwi Village, Bessong et al. (2009) recorded 37 cases of diarrhoea in children under five and 23 cases in individuals over five in June 2006, while Mashai (2007) reported that in Siloam Village, 85% of households relying on water from the rivers experienced dental fluorosis, affecting 50% of school learners aged 11–14 in 2007. These cases underscore the lasting legacy of mining on public health. Between 2013 and 2015, AMD-related illnesses rose modestly, with subsequent fluctuations likely due to underreporting, diagnostic challenges, or temporary mitigation. Peaks between 2018 and 2020, followed by variable case numbers in 2021–2023,

highlight the continuing need for improved health surveillance, diagnostics, and targeted interventions in areas affected by historical mining.

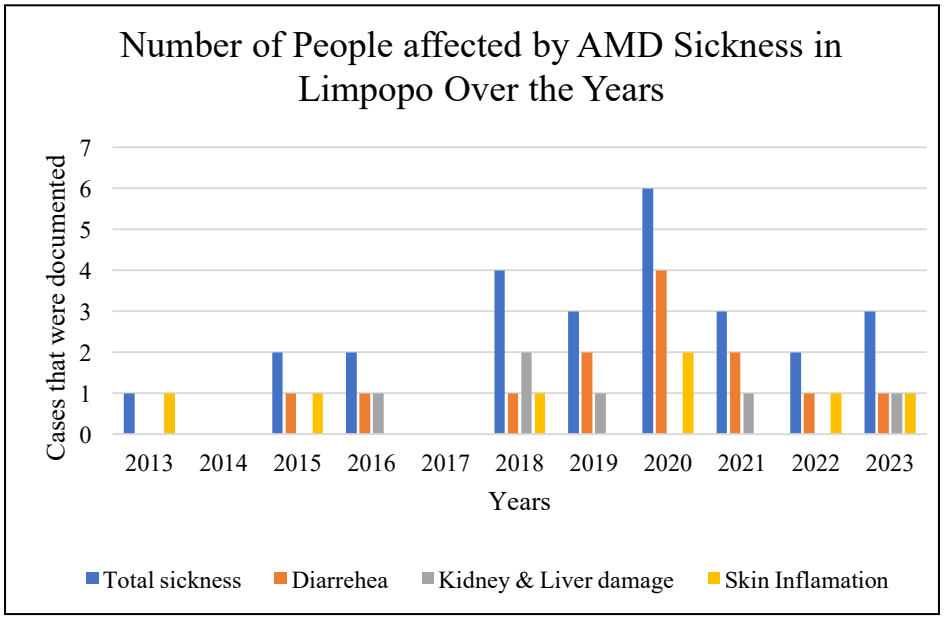


Figure 9. Number of people affected by AMD sickness in Limpopo province over the years

CONCLUSIONS

The study demonstrated that widespread illegal mining activities in areas such as the Sekhukhune District and Giyani, largely driven by poverty and unemployment, exacerbated environmental, safety, and public health risks in Limpopo Province. Abandoned mines posed hazards including land degradation, contaminated water, unstable infrastructure, and exposure to toxic substances such as asbestos and heavy metals. The findings highlighted the critical importance of surveillance, early detection, and the integration of multi-dimensional monitoring approaches.

Remote sensing technologies, including high-resolution optical imagery, and SAR, proved valuable for detecting abandoned mines and environmental degradation. These tools offered cost-effective and scalable solutions, particularly in areas that were unsafe, inaccessible, or logistically challenging for traditional field investigations. However, the study acknowledged the limitations of remote sensing, including resolution constraints, sensitivity to environmental conditions, and the need for ground-level validation to ensure data accuracy. These limitations reinforced the necessity of combining remote sensing with on-the-ground inspections, demographic data, and community engagement for comprehensive monitoring.

Overall, the study not only identified priority intervention areas but also established a replicable framework for assessing and managing abandoned mines, supporting evidence-based policy, targeted rehabilitation, and sustainable socio-economic development in mining-affected regions.

RECOMMENDATION

Based on the key findings of this study, particularly the identification of high-risk abandoned mines near residential communities and the documented environmental and health hazards, the following recommendations are proposed:

1. Prioritize Socioeconomic and Community Interventions in High-Risk Areas

o Urgent focus should be placed on Giyani (Klein Letaba and Louis Moore), Burgersfort (Dilokong Chrome and Doornbosch), and Sekhukhune District (Penge Mine), where communities face direct exposure to acid mine drainage, heavy metals, and asbestos.

o Implement job creation, vocational training, and alternative livelihood programs to reduce reliance on illegal mining.

o Engage communities in awareness campaigns on health risks, particularly related to asbestos exposure and AMD, to encourage protective behaviours.

2. Strengthen Mine Rehabilitation and Regulatory Oversight

o Enforce stricter rehabilitation standards for abandoned mines, prioritizing the 43 high-risk sites identified in this study.

o Conduct regular inspections and monitoring of high-risk sites, especially those near residential areas, to mitigate ongoing environmental hazards.

o Clarify mine ownership and accountability to facilitate clean-up and remediation initiatives.

3. Integrate Remote Sensing and Ground-Based Monitoring

o Continue leveraging high-resolution optical satellite imagery, SAR, and Google Earth data to detect and track abandoned or illegally reactivated mines.

o Address limitations of remote sensing such as resolution constraints and environmental interference through ground-level validation and field inspections.

o Use combined remote sensing and on-the-ground data to update risk classifications and prioritize intervention zones dynamically.

4. Policy Integration and Collaborative Governance

o Develop a coordinated framework between government agencies, local authorities, and community organizations to ensure effective mine monitoring and rehabilitation.

o Foster public-private partnerships to mobilize resources for urgent remediation in high-risk areas.

o Integrate environmental, health, and socioeconomic data into policymaking to ensure interventions are evidence-based.

5. Future Research Directions

o Assess the long-term socioeconomic and health impacts of remediation efforts on communities surrounding high-risk mines.

o Develop advanced remote sensing algorithms, including machine learning approaches, for improved detection of illegal mining, particularly in dense vegetation or inaccessible terrain.

o Promote interdisciplinary research combining environmental science, public health, and socio-economic analysis to address the multifaceted challenges of abandoned mines.

ACKNOWLEDGMENTS

I would like to express my sincere gratitude to my supervisor, Thovhedzo Gcuda, for her guidance, support and expertise throughout this project. Her valuable feedback and encouragement have been instrumental in shaping this work. I also extend my appreciation to Dr. Richard Terence Masethe for his contribution as a co-author. His insight and perspective have enriched this work. Above all, I give thanks to God for His guidance and support. As it is written in Proverbs 3:5-6, "Trust in the Lord with all your heart and lean not on your own understanding; in all ways submit to him, and he will make path straight."

REFERENCES

Ammirati, L., Mondillo, N., Rodas, R.A., Sellers, C.A., & Martire, D.D. (2020). Monitoring Land Surface Deformation Associated with Gold Artisanal Mining in the Zaruma City (Ecuador). Remote. Sens., 12, 2135

Bessong, P.O., Odiyo, J.O., Musekene, N.J. and Tessema, A., (2009) Spatial distribution of diarrhoea and microbial quality of domestic water during an outbreak of diarrhoea in the Tshikuwi community in Venda, South Africa. Journal of Health Population Nutrition, 27(5), pp. 652-659

Chike, I., & Balz, T. (2024). Detecting and Monitoring Artisanal Mining Operations in Semi-Arid Terrain Using Multi-temporal SAR Data for InSAR Coherence Estimation and Unsupervised Classification. The International Archives of the Photogrammetry, Remote Sensing and Spatial Information Sciences.

Fernandes, P.R., & Lima, H.M. (2021). A Framework for Ranking the Environmental Risk of Abandoned Mines in the State of Minas Gerais/Brazil. *Sustainability*.

Masenya, R., (2015). DMRE Presentation on Derelict and Ownerless Mines, Johannesburg: Department of Mineral Resource and Energy

Mashai, N.P.D., (2007) Monitoring fluorides concentrations and determining their impacts on human health at Siloam Village in Limpopo Province of South Africa, unpublished Honours research dissertation, University of Venda, South Africa.

Maya, M., Musekiwa, C., Mthembi, P., & Crowley, M.F. (2015). Remote sensing and geochemistry techniques for the assessment of coal mining pollution, Emalahleni (Witbank), Mpumalanga. South African Journal of Geomatics, 4, 174-188.

Mhlongo, S. E & Amponsah-Dacosta, F., (2016). A Review of Problems and Solutions of Abandoned Mines in South Africa. International Journal of Mining, Reclamation and Environment, 30(4), 279-294

Mhlongo, S.E. (2023). Evaluating the post-mining land uses of former mine sites for sustainable purposes in South Africa. Journal of Sustainable Mining

Ndlovu, N., Naude, J.T., & Murray, J. (2013). Compensation for environmental asbestos-related diseases in South Africa: a neglected issue. Global Health Action, 6.

Wang, S., Lu, X., Chen, Z., Zhang, G., Ma, T., Jia, P., & Li, B. (2020). Evaluating the Feasibility of Illegal Open-Pit Mining Identification Using Insar Coherence. Remote. Sens., 12, 367.

Xulu, S., Phungula, P.T., Mbatha, N., & Moyo, I. (2021). Multi-Year Mapping of Disturbance and Reclamation Patterns over Tronox's Hillendale Mine, South Africa with DBEST and Google Earth Engine.

KÜRESEL ENERJİ DÖNÜŞÜMÜNÜN METALİK MADEN FİYATLARINA VE TÜRKİYE MADENCİLİK EKONOMİSİNE ETKİLERİ

THE EFFECTS OF THE GLOBAL ENERGY TRANSFORMATION ON METALLIC MINERALS PRICES AND TÜRKİYE'S MINING ECONOMY

A. C. Özdemir [1,*], S. Varak [2], B. Zerengök [3]

[1] *Çukurova Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü*
*(*Sorumlu yazar: acozdemir@cu.edu.tr)*
[2] *Nobel Explosives Patlayıcı Maddeler San. ve Tic. A.Ş.*
[3] *TMMOB Maden Mühendisleri Odası, Adana Şube Yönetim Kurulu*

ÖZ

Dünya genelinde artan yenilenebilir enerji yatırımları, elektrikli araç teknolojileri ve enerji depolama sistemleri, metalik madenlere olan talebi önemli ölçüde artırmıştır. Özellikle bakır, lityum ve nikel metalleri, enerji dönüşümünün kritik girdileri haline gelmiştir. Bu çalışmanın amacı, küresel enerji dönüşümünün metal fiyatları üzerindeki etkilerini analiz etmek ve Türkiye madencilik sektörü açısından doğurabileceği ekonomik fırsatların ve risklerin değerlendirilmesidir. Bu kapsamda, 2010-2024 döneminde fiyat trendleri incelenmiş, enerji dönüşüm senaryolarına göre talep projeksiyonları yapılmış ve Türkiye'nin mevcut maden potansiyeli ile karşılaştırılmıştır. Ayrıca, Türkiye'nin mevcut metalik maden potansiyeli ile küresel fiyat hareketlerinin ulusal madencilik ekonomisine olası yansımaları analiz edilmiştir. Elde edilen bulgular, enerji dönüşümünün metal piyasaları ve ulusal madencilik stratejileri üzerinde önemli etkiler doğurduğunu göstermektedir. Aynı zamanda, sürdürülebilirlik odaklı politikaların ve stratejik planlamada fiyat senaryoları ile risk yönetiminin bu bağlamda kritik rol oynayacağını anlaşılmaktadır. Küresel enerji dönüşümünün Türkiye'nin metalik maden sektörü üzerinde hem büyük fırsatlar hem de önemli riskler barındırdığını göstermektedir. Türkiye madencilik sektörü açısından bu süreç, lityum ve nikelde dışa bağımlılık nedeniyle ekonomik kırılganlık yaratırken, bakır gibi bazı metallerde olumlu fırsatlar sunmaktadır.

Anahtar Kelimeler: Enerji dönüşümü, metalik madenler, fiyat dalgalanmaları, Türkiye madencilik sektörü

ABSTRACT

The rapid growth of renewable energy investments, electric vehicle technologies, and energy storage systems has significantly increased the demand for metallic minerals. In particular, copper, lithium and nickel have become critical inputs for the global energy transition. The aim of this study is to analyze the impacts of the global energy transition on metal prices and to evaluate the potential economic opportunities and risks for Turkey's mining sector. For this purpose, price trends for the period 2010–2024 were examined, demand projections under different energy transition scenarios were assessed, and these were compared with Turkey's current mineral potential. The findings reveal that the energy transition has created structural effects on metal markets and will be decisive for national mining strategies. In the case of Turkey, dependence on imports for lithium and nickel poses economic vulnerabilities, while copper and certain other metals present important positive opportunities.

Consequently, sustainability-oriented policies and the integration of price scenarios with risk management in strategic planning emerge as critical requirements for the future of Turkey's mining sector.

Keywords: Energy transition, metallic minerals, price trends, Turkish mining sector

GİRİŞ

Dünya genelinde yenilenebilir enerji teknolojileri ve elektrikli araç kullanımı hızla yaygınlaşmaktadır. Paris İklim Anlaşması ve Avrupa Yeşil Mutabakatı gibi uluslararası girişimler, ülkeleri yenilenebilir enerji teknolojilerine, elektrikli araçlara ve enerji depolama sistemlerine yöneltmiştir (Karmellos vd., 2021). Küresel ölçekte hız kazanan bu enerji dönüşümü, fosil yakıtlara olan bağımlılığın azaltılması ve karbon salınımlarının düşürülmesi yönünde önemli bir yapısal değişimi ifade etmektedir (Wang ve Wang, 2019; US Environmental Protection Agency, 2022). Bu dönüşüm süreci, metalik madenlere olan talepte radikal değişimlere yol açmaktadır. Özellikle enerji altyapısının modernizasyonunda ve düşük karbon teknolojilerinde temel girdiler olan bakır, lityum ve nikel gibi kritik metaller ön plana çıkmaktadır. Örneğin, elektrikli araç bataryalarında lityum ve nikel yoğun şekilde kullanılmakta; yenilenebilir enerji sistemlerinin entegrasyonunda (elektrik iletim ve dağıtım altyapısında) ise bakır, iletkenlik özellikleri nedeniyle kritik rol üstlenmektedir (Ozdemir vd., 2022). Bu metallerin kullanım alanları ve enerji dönüşümündeki rolleri Çizelge 1'de verilmiştir.

Çizelge 1. Kritik metallerin kullanım alanları ve enerji dönüşümündeki rolü

Metal	Kullanım Alanı	Enerji Dönüşümündeki Rolü
Bakır	Elektrik kabloları, iletkenler	Yenilenebilir enerji şebekeleri, EV altyapısı
Lityum	Batarya elektrotları	Elektrikli araç bataryaları
Nikel	Katot, paslanmaz çelik	Yüksek yoğunluklu batarya üretimi

Dolayısıyla, enerji dönüşümünün hızlanmasıyla birlikte bu metallerin fiyatları, arz-talep dengesi doğrultusunda yüksek dalgalanmalar göstermekte ve küresel maden piyasalarında yeni riskler ve fırsatlar ortaya çıkarmaktadır. Bu durum metal fiyatlarında değişkenlik, arz güvenliği ve madencilik stratejileri açısından önemli sonuçlara yol açmaktadır. Bu nedenle, küresel enerji dönüşümünün metalik maden fiyatları üzerindeki etkisinin araştırılması madencilik sektörünün geleceği için kritik bir konudur (Khoshalan vd., 2021; He vd., 2015; He vd., 2017; Bhatia vd., 2018; Gong ve Lin, 2018; Madziwa vd., 2022). Özellikle Türkiye gibi gelişmekte olan ve madencilik potansiyeli yüksek ülkelerde bu süreç, hem ekonomik fırsatlar hem de kırılganlıklar doğurmaktadır.

Türkiye, sahip olduğu çeşitli metalik maden rezervleriyle bu dönüşümden doğrudan etkilenen ülkeler arasındadır. Ancak mevcut üretim kapasitesi, işleme teknolojileri ve dış ticaret dengesi, küresel talep artışına yeterince entegre olabilme konusunda çeşitli kısıtlar içermektedir (Çeştepe ve Koç Yıldız, 2022). Bu bağlamda, enerji dönüşümünün metalik maden fiyatları üzerindeki etkilerinin incelenmesi ve Türkiye madencilik ekonomisi için doğurabileceği sonuçların değerlendirilmesi stratejik açıdan önem arz etmektedir.

Bu çalışmada küresel enerji dönüşümünün metalik maden fiyatları üzerindeki etkileri ve Türkiye madencilik ekonomisi açısından doğurduğu sonuçlar incelenmiştir. Araştırma, hem küresel piyasa verilerine dayalı fiyat trendi analizi hem de senaryo bazlı ekonomik değerlendirmelerden oluşmaktadır.

MATERYAL VE YÖNTEM

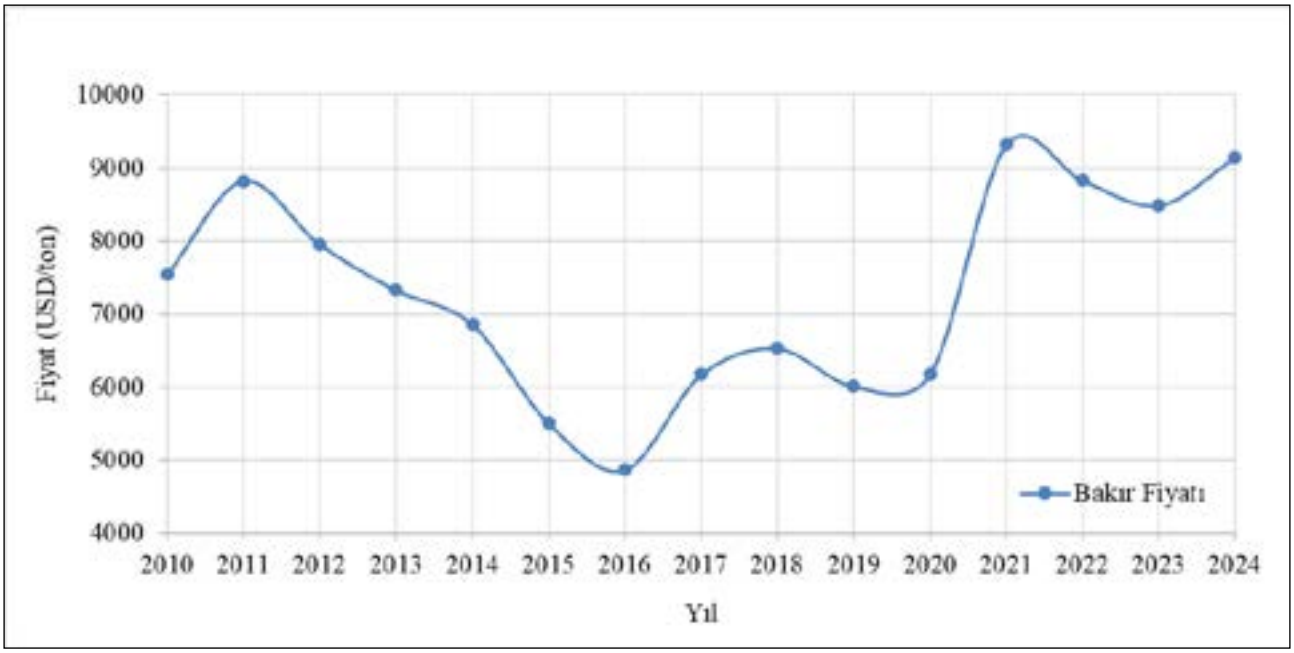
Bu çalışmada; enerji dönüşümünde kritik rol oynayan metallerden bakır, lityum ve nikel seçilmiştir. Metal fiyat verileri 2010–2024 dönemine ait olup yıllık ortalama değerleri baz alınarak kullanılmıştır. Metal fiyatları, Federal Reserve Bank of St. Louis (FRED) ve Benchmark Mineral Intelligence tarafından yayımlanan verilerden alınmıştır. Türkiye'nin metalik maden potansiyelinin araştırılmasında kullanılan verileri ise Türkiye İstatistik Kurumu (TÜİK), Enerji ve Tabii Kaynaklar Bakanlığı, Maden Tetkik ve Arama Genel Müdürlüğü (MTA) ve Maden ve Petrol İşleri Genel Müdürlüğü (MAPEG) tarafından yayımlanan raporlardan derlenmiştir.

Çalışma kapsamında; metal fiyatlarının değişimini anlamak için fiyat trendi analizi gerçekleştirilmiştir. Ayrıca, talep projeksiyonları senaryo bazlı değerlendirme yapılarak araştırılmıştır. Burada, International Energy Agency (IEA) tarafından yayımlanan Mevcut Politikalar Senaryosu ve Hızlı Enerji Dönüşümü Senaryosu olmak üzere iki temel senaryo esas alınmıştır. Çalışma, yalnızca 2010–2024 dönemine ait fiyat verilerini kapsadığından dolayı kısa vadeli dalgalanmaların ötesinde uzun dönemli tahminler yapılmamıştır. Türkiye özelinde ise bazı rezerv ve üretim verilerinin güncelliği sınırlı olduğundan, resmi kurumların yayımladığı en son veriler esas alınmıştır.

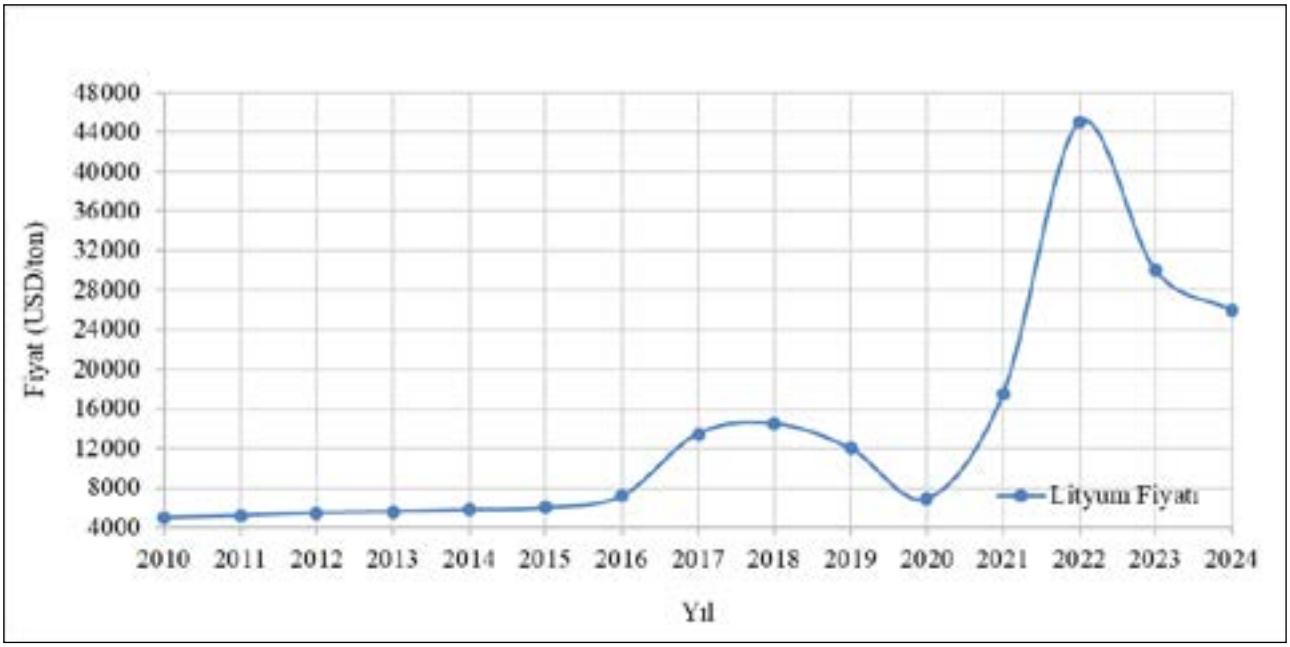
ARAŞTIRMA BULGULARI

Küresel Metal Fiyatları ve Trendler

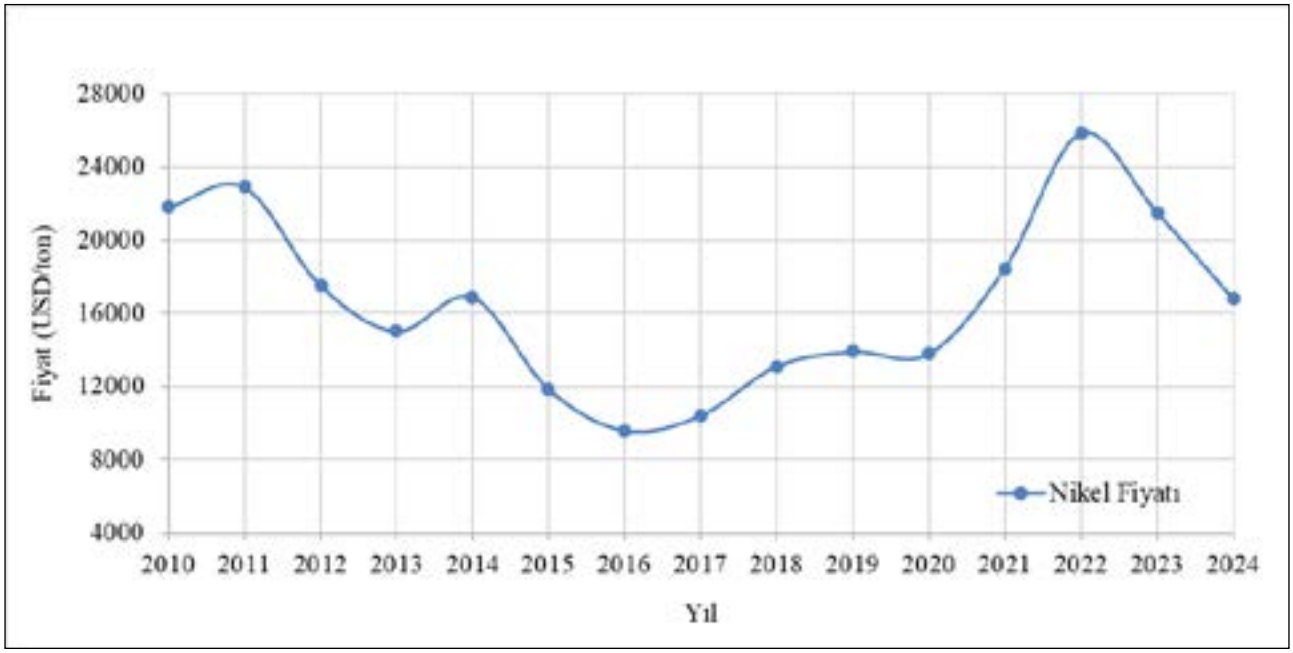
Fiyat serileri grafiksel olarak incelenmiş, trendler yorumlanmış ve enerji dönüşüm senaryolarıyla ilişkilendirilmiştir. Bakır, lityum ve nikel metallerinin 2010-2024 yıları arasındaki fiyat değişimi grafiksel olarak sırasıyla Şekil 1-4'de gösterilmektedir.



Şekil 1. 2010-2024 dönemi bakır fiyat değişimi



Şekil 2. 2010-2024 dönemi lityum fiyat değişimi



Şekil 3. 2010-2024 dönemi nikel fiyat değişimi

2010–2024 dönemi verileri incelendiğinde, enerji dönüşümünde kritik rol oynayan metallerin fiyatlarında dikkat çekici eğilimler ortaya çıkmıştır. Bakır fiyatları dalgalı bir seyir izlemekle birlikte genel olarak yukarı yönlü bir trend izlemiş, özellikle 2021 yılında küresel talep artışıyla birlikte tarihi seviyelere yaklaşmıştır. Lityum fiyatları ise 2021–2022 döneminde keskin bir artış göstermiş, 2022 yılında ton başına 45.000 USD seviyelerine ulaşarak tarihsel zirvesini görmüştür. Nikel piyasasında ise 2022 yılında enerji depolama teknolojilerine bağlı olarak önemli fiyat dalgalanmaları yaşanmıştır. Veriler, özellikle lityum ve nikelde 2021 sonrası dönemde keskin fiyat artışlarının yaşandığını, bakırda ise uzun vadeli yükseliş trendinin güçlendiğini ortaya koymaktadır. Bu bulgular, enerji dönüşümünün metal fiyatları üzerindeki etkisinin kısa vadeli spekülatif hareketlerin ötesinde yapısal bir karakter kazandığını ortaya koymaktadır.

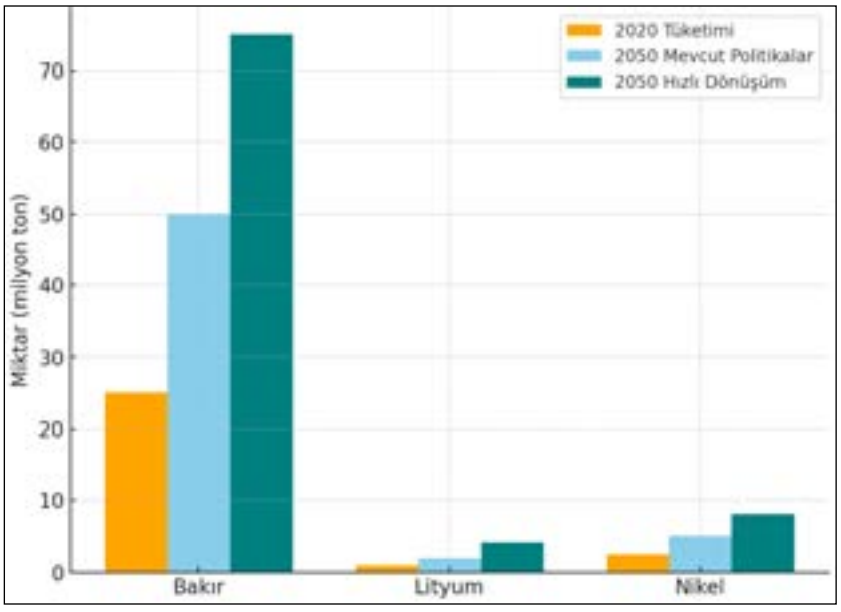
Enerji Dönüşümü Senaryoları ve Metal Talebi

IEA'nın yayımladığı iki temel senaryo, Mevcut Politikalar ve Hızlı Enerji Dönüşümü, esas alınarak değerlendirilme yapılmıştır. Bu senaryolar doğrultusunda 2030 ve 2050 yılları için kritik metallerin talep projeksiyonları karşılaştırılmıştır. Senaryo bazlı metal talep projeksiyonları Çizelge 2'de verilmiştir. Şekil 4'te ise enerji dönüşümü senaryolarına göre metal talep projeksiyonları karşılaştırılmalı olarak görülmektedir.

Çizelge 2. Senaryo bazlı metal talep projeksiyonları (2020'ye göre talep artış katsayısı)

Metal	Mevcut Politikalar Senaryosu	Hızlı Enerji Dönüşümü Senaryosu
Bakır	2 kat	3 kat
Lityum	13 kat	40 kat
Nikel	2 kat	8 kat

Elde edilen bulgular incelendiğinde; bakır için talep miktarı 2020'de yaklaşık 25 milyon ton iken, 2050'de mevcut politikalar senaryosunda ~50 milyon ton, hızlı dönüşümde ise ~75 milyon tona çıkıyor. Bakır, elektrik altyapısı ve yenilenebilir enerji yatırımlarının ana girdisi olduğundan en yüksek artış oranına sahip metal konumundadır. Lityum için 2020'de çok düşük seviyede iken, 2050 hızlı dönüşüm senaryosunda 4–5 kat artışla önemli bir talep sıçraması gösteriyor. Elektrikli araç bataryaları ve enerji depolama teknolojilerinin etkisi olduğu düşünülmektedir. Nikel ise 2020'de 2–3 milyon ton seviyesinde iken, 2050 hızlı dönüşüm senaryosunda ~8 milyon tona ulaşıyor. Lityum-iyon bataryaların katot malzemesi olarak nikelin stratejik öneminin artmakta olduğu şeklinde yorumlanabilir.



Şekil 4. Enerji dönüşümü senaryolarına göre metal talep projeksiyonları karşılaştırılmalı olarak görünümü

Özetle, talep miktarı mutlak olarak en fazla artacak metal bakır; oransal olarak en yüksek büyüme potansiyeline sahip metaller ise Lityum ve Nikel olduğu anlaşılmaktadır. Ayrıca, mevcut politikalar bile ciddi talep artışı öngörürken, hızlı dönüşüm senaryosu bu talebi daha da hızlandırıyor.

Türkiye'nin Metalik Maden Potansiyeli

Türkiye'nin metalik maden rezervleri, üretim kapasiteleri ve ithalat–ihracat dengeleri literatür taraması ve resmi istatistikler aracılığıyla değerlendirilmiştir. Türkiye'nin metalik maden üretim kapasitesi dünya payı ve ithalat/ihracat durumunu gösteren çıktılar Çizelge 3'de verilmiştir.

Çizelge 3. Türkiye'nin metalik maden üretim kapasitesi dünya payı ve ithalat/ihracat durumu

Metal	Üretim (ton)	Dünya Payı (%)	İthalat / İhracat Durumu
Bakır	5 451 971,68	0,5	Sınırlı İthalat, İhracat ağırlıklı
Lityum	-	-	Yüksek İthalat bağımlılığı
Nikel	839 939,19	Çok düşük	İthalat ağırlıklı, Sınırlı İhracat

Türkiye'nin metal üretiminde bakır belirgin bir yere sahipken nikel üretimi çok sınırlı miktardadır. Lityum üretimi için pilot tesis çalışmaları devam etmekte olup henüz üretim bulunmamaktadır. Bakır üretim miktarı Türkiye için kayda değer bir rakam olsa da dünya üretimindeki payı yalnızca %0,5 ile düşük bir oranda kalmaktadır. Lityum üretimi henüz olmadığından dolayı Türkiye'nin dünya lityum piyasasında payı bulunmamaktadır. Türkiye bakırda üretici ve kısmen ihracatçı, lityumda tamamen ithalatçı ve nikelde ise ithalat ağırlıklı ve sınırlı ihracatçı konumunda bulunmaktadır. Dış ticaret açısından bakıldığında üç metalde de farklı bağımlılık profilleri görülmektedir.

Ekonomik ve Stratejik Etkiler

Metal fiyatlarındaki değişimlerin Türkiye'nin madencilik sektörüne olası etkileri, dış ticaret dengesi ve yatırım kararları üzerinden değerlendirilmiştir. Metal fiyatlarındaki dalgalanmalar Türkiye'de yatırım kararlarını doğrudan etkilemektedir. Yükselen fiyatlar potansiyel bir fırsat sunarken, yüksek volatilite finansal riskleri artırmaktadır. Bu nedenle fiyat riskine karşı finansal araçların kullanılması önem kazanmaktadır.

Bakır kısa vadede avantaj sağlasa da, lityum ve nikeldeki ithalat yükü Türkiye'nin dış ticaret dengesini olumsuz etkiliyor. Batarya, elektrikli araç ve enerji depolama teknolojilerinde lityum ve nikel kritik hammaddeler olduğundan, yüksek ithalat bağımlılığı stratejik bir zafiyet yaratmaktadır. Türkiye'nin bu bağımlılığı azaltması için bakırda mevcut üretimini katma değerli ürünlere dönüştürmeli, yerli lityum projeleri ve nikel cevheri işleme yatırımları gerçekleştirmelidir.

SONUÇLAR VE ÖNERİLER

Bu çalışma, küresel enerji dönüşümünün metalik maden fiyatları üzerindeki etkilerini incelemiş ve Türkiye madencilik ekonomisi açısından doğurabileceği sonuçları değerlendirmiştir. Özellikle enerji dönüşümünde stratejik önem taşıyan kritik metallerden bakır, lityum ve nikel üzerinde durulmuştur. Bulgular, küresel piyasalarda fiyat dalgalanmalarının giderek yapısal bir nitelik kazandığını göstermektedir. 2010–2024 döneminde lityum fiyatlarında gözlenen keskin artış, enerji depolama teknolojilerine yönelik hızla yükselen talebin en somut göstergesidir. Benzer şekilde, bakır ve nikel fiyatlarındaki uzun vadeli yükseliş eğilimi de düşük karbonlu teknolojilere olan geçişin madencilik sektörünü doğrudan etkilediğini ortaya koymaktadır.

Türkiye açısından değerlendirildiğinde, mevcut üretim ve işleme kapasitesinin küresel talep artışına yeterince entegre olamadığı anlaşılmaktadır. Özellikle lityum ve nikelde dışa bağımlılığın sürmesi, küresel fiyat dalgalanmalarının ekonomik kırılganlığı artırmasına neden olmaktadır. Bununla birlikte, bakır metali özelinde, doğru stratejiler geliştirilmesi halinde Türkiye'nin enerji dönüşüm sürecinde avantajlı bir konuma gelebileceği öngörülmektedir. Bu doğrultuda, Türkiye madencilik sektörü için şu politika ve strateji önerileri sunulabilir:

- Bakır, lityum ve nikel gibi enerji dönüşümünde öne çıkan metallerin aranmasına yönelik yatırımların artırılması gereklidir.
- Cevher ihracatı yerine rafine metal ve ileri teknoloji girdilerine yönelik işleme tesislerinin kurulması, ekonomik katkıyı artıracaktır.
- Metal piyasalarındaki dalgalanmaya karşı uzun vadeli tedarik sözleşmeleri ve finansal risk yönetimi yöntemleri uygulanmalıdır.
- UMREK kodu çerçevesinde şeffaf ve güvenilir rezerv raporlama uygulamalarının yaygınlaştırılması, yatırımcı güveninin artması sağlanmalıdır.
- Çevresel etkilerin azaltılması ve karbon ayak izinin düşürülmesine yönelik teknolojilerin entegrasyonu, sektörün uzun vadeli rekabetçiliği için kritik öneme sahiptir.

Sonuç olarak, küresel enerji dönüşümü Türkiye madencilik sektörü için hem büyük fırsatlar hem de önemli riskler barındırmakta olduğu tespit edilmiştir. Doğru ekonomik stratejiler ve sürdürülebilirlik odaklı politikalar ile bu dönüşüm süreci Türkiye için stratejik bir avantaja dönüştürülebileceği yorumlanmaktadır.

KAYNAKLAR

Benchmark Mineral Intelligence, (2025). https://www.benchmarkminerals.com/

Bhatia, V., Das, D., Tiwari, A.K., Shahbaz, M., Hasim, H.M. (2018). Do precious metal spot prices influence each other? Evidence from a non-parametric causality-in-quantiles approach. Resources Policy, 55, 244–252. https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2017.12.008.

Çeştepe, H., Koç Yıldız S. (2022). Türkiye Madencilik Sektörünün Rekabet Gücü Üzerine Ampirik Bir İnceleme. Econder International Academic Journal, 6(2), 235-249.

Federal Reserve Bank of St. Louis, (2025). https://fred.stlouisfed.org/categories/32217?t=price&ob=pv&od=-desc

Gong, X., Lin, B. (2018). Structural breaks and volatility forecasting in the copper futures market. The Journal of Futures Markets, 38, 290–339. https://doi.org/10.1002/fut.21867.

He, K., Lu, X., Zou, Y., Lai, K.K. (2015). Forecasting metal prices with a curvelet based multiscale methodology. Resources Policy, 45, 144–150. https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2015.03.011.

He, K., Chen, Y., Tso, G.K.F. (2017). Price forecasting in the precious metal market: a multivariate EMD denoising approach. Resources Policy, 54, 9–24. https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2017.08.006.

Karmellos, M., Kosmadakis, V., Dimas, P., Tsakanikas, A., Fylaktos, N., Taliotis, C., Zachariadis, T. (2021). A decomposition and decoupling analysis of carbon dioxide emissions from electricity generation: evidence from the EU-27 and the UK. Energy, 231, 120861. https://doi.org/10.1016/j.energy.2021.120861.

Khoshalan, H.A., Shakeri, J., Najmoddini, I., Asadizadeh, M. (2021). Forecasting copper price by application of robust artificial intelligence techniques. Resources Policy, 73, 102239 https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2021.102239.

Maden ve Petrol İşleri Genel Müdürlüğü, (2025). https://www.mapeg.gov.tr/Sayfa/Madenistatistik

Maden Tetkik ve Arama Genel Müdürlüğü, (2025). https://www.mta.gov.tr/

Madziwa, L., Pillalamarry, M., Chatterjee, S. (2022). Gold price forecasting using multivariate stochastic model. Resources Policy, 76, 102544 https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2021.102544.

Ozdemir, A.C., Buluş, K., Zor, K. (2022). Medium- to long-term nickel price forecasting using LSTM and GRU networks, Resources Policy, 78, 102906, https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2022.102906.

T.C. Enerji ve Tabii Kaynaklar Bakanlığı, (2025a). https://enerji.gov.tr/bilgimerkezi-tabiikaynaklar-bakir

T.C. Enerji ve Tabii Kaynaklar Bakanlığı, (2025b). https://enerji.gov.tr/tabii-kaynaklar-nikel

US Environmental Protection Agency, 2022. https://www.epa.gov/ghgemissions/globalgreenhouse-gas-emissions-data.

Wang, Q., Wang, S. (2019). Decoupling economic growth from carbon emissions growth in the United States: the role of research and development. Journal of Cleaner Production, 234, 702–713. https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2019.06.174.

DÜNYA VE TÜRKİYE'DE TERK EDİLMİŞ MADEN SAHALARININ DOĞAYA YENİDEN KAZANDIRILMASINDA FİNANSAL MODELLER VE UYGULAMALARI

FINANCIAL MODELS AND APPLICATIONS IN THE REHABILITATION OF ABANDONED MINE SITES IN TURKEY AND WORLDWIDE

E. Avcı [1,*], A. Yörükoğlu[2]

[1,2] *Gazi Üniversitesi, Çevre Bilimleri Ana Bilim Dalı*
**Sorumlu yazar: 24832501019@gazi.edu.tr)*

ÖZ

Madencilik faaliyeti yenilenemeyen kaynakları kullanan bir sektör olup, cevherin çıkarılması esnasında kullanılan teknolojiler, ilerleyen süreçlerde çevre açısından önemli 3 sacayağı hususunda (fiziksel, biyolojik ve sosyal çevre) bozulmalara sebep olmaktadır. Ülkemizde ve dünya genelinde terk edilmiş maden sahalarının miktarı oldukça fazladır. Bu bağlamda, terk edilmiş maden sahalarının doğaya yeniden kazandırılması konusu büyük önem arz etmektedir. Doğru uygulanmış bir doğaya yeniden kazandırma planı; çevresel, ekonomik ve sosyal olarak pozitif etki yaratmaktadır. Başarılı bir rehabilitasyon planının en önemli kriteri finansal yönetimdir. Finansal modeller hem kamu hem de özel sektör yatırımcıları için yol gösterici olmakla birlikte, projelerin uygulanabilirliklerini de belirleyen önemli bir faktördür. Ülkelerin finansal yapısı değişken olduğundan, finansal modeller de ülke bazında hatta eyalet boyutunda değişkenlik göstermektedir. Bu çalışma kapsamında, üretimi tamamlanan maden sahalarının doğaya yeniden kazandırılmasında dünya genelindeki başarılı finansal modeller ve Türkiye'de uygulanan modeller karşılaştırılarak, ülkemizdeki zayıf yönler ve doğru finansal modellerin Türkiye'ye en iyi şekilde entegrasyonu için önerilerde bulunulmuştur.

Anahtar Kelimeler: Madencilik ve çevre, doğaya yeniden kazandırma, rehabilitasyon, finansal model

ABSTRACT

Mining is a sector that utilizes non-renewable resources and the technologies used in the extraction of ore cause deterioration in the 3 pillars of the environment (physical, biological and social environment). The amount of abandoned mining sites in our country and worldwide is quite high. In this context, the issue of reclaiming abandoned mine sites is of great importance. A properly implemented rehabilitation plan creates positive environmental, economic and social impacts. The most important criterion for a successful rehabilitation plan is financial management. Financial models are not only a guide for both public and private investors, but also an important factor that determines the feasibility of projects. Since the financial structure of countries varies, financial models also vary on a country basis and even on a state level. Within the scope of this study, successful financial models in the world and the models applied in Turkey in the reintroduction of mine sites to nature are compared, weaknesses in our country and suggestions are made for the best integration of the right financial models in Turkey.

Keywords: Mining and environment, reclamation, rehabilitation, financial management

GİRİŞ

Maden cevherleri ve mineraller, yenilenemeyen doğal kaynaklar olmaları nedeniyle sınırlı bir ömre sahip kaynaklardır. Bu doğrultuda, madencilik faaliyetlerinin temel amacı, ülke sanayisinin ihtiyaç duyduğu hammaddelerin ekonomiye kazandırılmasıdır. Ancak maden çıkarımı süreci, topoğrafyada önemli değişikliklere yol açarak flora ve fauna üzerinde ciddi çevresel etkiler yaratmaktadır. Özellikle terk edilmiş maden sahaları; toprak, su ve hava kirliliği başta olmak üzere uzun vadeli çevresel bozulmalara neden olabilmektedir. Bu nedenle, maden sahalarının kapatılmasından sonraki sürece yönelik planlamaların, daha faaliyete başlanmadan önce yapılması büyük önem taşımaktadır. Etkin bir rehabilitasyon sürecinin uygulanabilmesi için doğru adımların belirlenmesi, terk edilen alanların doğa ile uyumlu bir şekilde yeniden kullanılmasına olanak sağlamaktadır. Başarılı bir dönüşüm ise, bilimsel araştırmalar, ilgili politikalar, yerel girişimler ve kamuoyu bilincinin katkısıyla desteklenen kapsamlı ve stratejik bir yaklaşımı gerektirmektedir.

ARAŞTIRMA VE BULGULAR

Madencilik faaliyetleri sonucunda bozulmaya uğrayan alanların doğal süreçlerle eski verimli hâllerine ulaşmaları oldukça uzun zaman almaktadır. Bu nedenle, söz konusu alanların uygun bir zaman dilimi içerisinde iyileştirilmesi; verimlilik, ekolojik denge, ekonomik fayda ve estetik değerlerin yeniden kazandırılmasına yönelik faaliyetleri kapsayan uzun soluklu bir süreçtir. Uygulama aşamasında tercih edilen yöntemler, arazinin özelliklerine, toprak yapısına, sosyo-ekonomik koşullara ve kaynak sağlayıcıların ekonomik düzeyine bağlı olarak farklılık göstermektedir. Doğaya yeniden kazandırma kapsamında kullanılan terminolojiler Çizelge 1'de sunulmuştur. Ancak doğaya yeniden kazandırma süreci, yüksek maliyetli ve uzun vadeli bir yükümlülük olduğundan, projelerin erken aşamalarından itibaren kapsamlı bir finansal planlama yapılması kritik öneme sahiptir.

Çizelge 1. Doğaya yeniden kazandırma terminolojileri

Kavram	Açıklama
Restoration (Restorasyon)	Terk edilmiş olan maden sahalarının fiziksel, kimyasal ve biyolojik olarak eski haline dönüştürülmesi işlemidir.
Reclamation (Islah)	Terk edilmiş olan maden sahalarının hava, su ve toprak rejimi bakımından kalitesinin iyileştirilmesi işlemidir.
Remediation (İyileştirme)	Terk edilmiş olan maden sahalarında meydana gelen sorunların, insan ve çevre sağlığı sorunu olmayacak şekilde düzeltilmesi işlemidir.
Rehabilitation (Rehabilitasyon)	Terk edilmiş olan maden sahalarının üç ana sac ayağı (fiziksel, biyolojik ve sosyoekonomik çevre) bakımından uygun ve üretken bir duruma dönüştürülmesi işlemidir.

Dünyada Finansal Modeller Ve Uygulamaları

Dünya genelinde yaklaşık 30 milyon hektar arazi, madencilik faaliyetleri nedeniyle kullanılmaktadır. Madencilik faaliyetleri sonrasında kullanılan kaynakların geri kazanımı ve doğaya verilen tahribatın onarımı konusunda gelişmiş ülkelerde uygulamalar ileri bir seviyededir. Özellikle Avustralya ve Kanada gibi ülkelerde, maden sahalarının rehabilitasyonu hususunda kapsamlı yasal çerçeveler oluşturulmuş ve uygulamalar etkin bir şekilde yürütülmektedir. Bu ülkelerde, madencilik faaliyetlerinden kaynaklanan çevresel etkilerin rehabilitasyon süreçleri yasal olarak denetlenmekte ve bu konuya yüksek düzeyde önem verilmektedir. Dünya genelindeki bu örnekler, terk edilmiş maden sahalarının yeniden doğaya kazandırılabileceğini ve yerel topluluklara fayda sağlayan sürdürülebilir çözümler üretmenin mümkün olduğunu göstermektedir.

Avustralya

Madencilik ve diğer arazi kullanımları sonucu bozulan alanların iyileştirilmesi için literatürde "rehabilitasyon", "ıslah", "onarım", "restorasyon" ve "yeniden bitkilendirme" gibi çeşitli terimler kullanılmaktadır. Avustralya'da ise, Ekolojik Restorasyon Uygulamaları için Ulusal Standartlar (SERA) doğrultusunda genellikle "rehabilitasyon" ve "restorasyon" terimleri tercih edilmektedir. Ülkedeki yedi eyaletin tamamı (Yeni Güney Galler, Batı Avustralya, Queensland, Güney Avustralya, Victoria, Kuzey Toprakları ve Tazmanya), kendine özgü maden kapatma mevzuatına sahiptir. Her eyalette maden rehabilitasyonu ve kapatmaya ilişkin detaylı yönergeler geliştirilmiş olup, tüm eyaletlerde finansal güvence sistemleri uzun vadeli çevresel riskleri azaltmayı ve güvenli, istikrarlı bir kapanış hedeflemektedir. Ayrıca, Mine Closure 2024 konferansında sunulan bildiriler, rehabilitasyon hedeflerinin belirlenmesi, paydaş katılımı, finansal güvence mekanizmaları ve ekosistem yeniden yapılandırmasına dair uygulamalı örnekleri kapsamlı şekilde ele almaktadır (Tibbett & Boggs, 2024).

Finansal teminatlara ilişkin maliyet tahmin yöntemleri eyaletler arasında farklılık gösterse de, teminatın lisanslama sürecinde düzenleyici kurumlara sunulması zorunludur. Tahminlerde aşağıdaki unsurlar dikkate alınmaktadır (Australian Government, 2016)Rehabilitasyon maliyetlerinin, madencilik şirketlerinin kendi hesaplamaları yerine üçüncü taraf yükleniciler tarafından yürütülen çalışmalara dayanması,

1. Rehabilitasyon maliyetlerinin, üçüncü taraf yüklenicilere dayandırılması,

2. Her bozulma türü için cari yıl döviz kuru ile hesaplanan tahmini maliyetlerin belirtilmesi,

3. Kapatma sonrası bakım ve izleme maliyetlerinin hesaplamalara dâhil edilmesi.

Avustralya'daki finansal teminat sistemlerinin ortak yönleri (Minerals Council of Australia, 2017) şu şekilde özetlenebilir:

1. Teminat, faaliyet öncesinde hükümete sunulur.

2. Genellikle nakit veya banka teminat mektubu şeklindedir ve şirket erişemez.

3. Gelecekteki yükümlülükleri karşılamaya yöneliktir; maden planıyla uyumludur.

4. Belirli aralıklarla gözden geçirilerek güncellenir.

5. Yüksek çevresel performans gibi durumlarda indirim uygulanabilir.

6. İade, yalnızca düzenleyici kurumun onayıyla mümkündür.

Genel olarak tüm eyaletlerde amaç, çevresel risklerin etkin yönetimi ve kamu maliyetlerinin önlenmesidir. Ancak uygulamalar; yöntem, finansal araç çeşitliliği ve esneklik düzeyi bakımından farklılık göstermektedir.

Batı Avustralya (Western Australia)

2012 öncesinde çevresel yükümlülükler bireysel teminat sistemiyle yönetilmekteydi; ancak bu sistemin potansiyel çevresel riskleri karşılamada yetersiz kaldığı görülmüştür. Ayrıca, yalnızca aktif ruhsatlara odaklanılması terk edilmiş maden alanlarını kapsam dışı bırakmıştır (Morrison-Saunders ve ark., 2016). Bu eksiklikleri gidermek amacıyla 2012'de Madencilik Rehabilitasyon Fonu Yasası (MRF Act) yürürlüğe girmiştir. Ruhsat sahipleri, arazi bozunma düzeyine göre iade edilmeyen katkı paylarını Madencilik Rehabilitasyon Fonu'na (MRF) ödemekle yükümlüdür. Fon, işletmelerin yükümlülüklerini yerine getirmemesi durumunda

kullanılmakta, faiz gelirleri ise terk edilmiş sahaların rehabilitasyonu için ayrılmaktadır. MRF, WA Mali Yönetim Yasası (2006) kapsamında denetlenmektedir. Ayrıca performans bonoları hâlen kullanılmaktadır.

Queensland

1 Nisan 2019'a kadar kullanılan proje bazlı teminat sistemi, çevresel riskleri güvence altına almakta yetersiz kalmıştır. Bu nedenle, 2019'da yürürlüğe giren Mineral ve Enerji Kaynakları (Finansal Teminat) Yasası kapsamında Finansal Teminat Düzenleme Programı oluşturulmuştur. Yeni sistem, merkezi bir teminat havuzu ile işletmelerin yükümlülüklerini karşılamayı ve terk edilmiş sahaların rehabilitasyonunu desteklemeyi amaçlamaktadır. Teminat miktarı, faaliyet risk düzeyi ve Tahmini Rehabilitasyon Maliyeti (ERC) üzerinden hesaplanmakta; belirli eşiklerin aşılması hâlinde ek teminatlar zorunlu kılınmaktadır. Çevresel performansa bağlı indirim uygulanmamaktadır.

Yeni Güney Galler (New South Wales)

Madencilik faaliyetleri 2012 Madencilik Yasası ve Çevresel Planlama ve Değerlendirme Yasası kapsamında düzenlenmektedir. Rehabilitasyon için Rehabilitasyon Maliyet Tahmini (RCE) esas alınarak teminat sistemi uygulanmakta, teminat miktarı proje döngüsüne göre belirlenip büyük projelerde yıllık olarak güncellenmektedir. DPIE, saha terk kriterlerini denetleyerek kapanış sertifikası vermekte ve teminatın iadesini gerçekleştirmektedir. Kademeli rehabilitasyonu teşvik için kısmi iade mümkündür. Ayrıca, terk edilmiş sahalar için devlet destekli Sahipsiz Maden Alanları Fonu bulunmaktadır. Teminatlar; banka mektubu, sigorta bonosu veya nakit şeklinde sunulabilmektedir.

Victoria

2013 Mineral Kaynaklar (Sürdürülebilir Gelişim) Yönetmeliği uyarınca, ruhsat sahipleri rehabilitasyon teminatı sunmakla yükümlüdür. Teminat miktarı, Yer Kaynakları Düzenleme Birimi tarafından belirlenmekte ve güncellenmektedir. Büyük ölçekli projelerde teminat, rehabilitasyon teminat hesaplayıcısı aracılığıyla hesaplanmakta ve tüm yükümlülükleri karşılamalıdır. Başarılı rehabilitasyon durumunda kısmi iade mümkündür. Ancak, kabul edilen tek güvence aracı kayıtsız ve şartsız banka teminat mektubu olup, bu durum hükümete sürekli finansman erişimi sağlamaktadır.

Kanada

Kanada'da madencilik faaliyetlerinin rehabilitasyonu ve kapanışı, federal hükümet ile eyalet ve bölgesel yönetimler arasında paylaştırılmış sorumluluklar çerçevesinde yürütülmektedir. Federal düzeyde Natural Resources Canada (NRCan) sektöre yönelik politika ve programlar geliştirerek ekonomik katkının artırılmasını hedeflerken, 60. paralelin kuzeyinde yer alan bölgelerde (Nunavut, Yukon, Kuzeybatı Toprakları) madencilik faaliyetleri ve bunların yönetimi, Federal Crown Indigenous Relations and Northern Affairs Canada (CIRNAC) tarafından doğrudan denetlenmektedir. Bununla birlikte, Kanada'nın federal yapısında madencilik sorumluluğu esas itibarıyla eyaletlere bırakılmıştır. Ülke genelinde tüm eyaletlerde, madencilik rehabilitasyonu ve kapanış maliyetlerinin hesaplanmasını destekleyen kapsamlı yasal düzenlemeler bulunmaktadır. Bu düzenlemeler hem eyaletler arasında uyumu sağlamayı hem de saha bazında esneklik yaratmayı amaçlamaktadır. (European Commission, 2021)

British Columbia

British Columbia, madencilik rehabilitasyonu için yasal düzenlemeleri en erken uygulamaya koyan eyaletlerden biridir. Enerji, Madenler ve Düşük Karbon Yenilikleri Bakanlığı (MEM) tarafından yürütülen Madencilik Yasası, şirketlerin madencilik faaliyetlerine başlamadan önce finansal güvence sunmasını zorunlu kılmaktadır. Finansal güvenceler; teminat mektupları, çevresel fonlar, nakit veya banka garantileri şeklinde

olabilir ve arazi, su kaynakları ile kültürel mirasın güvenli hale getirilmesini sağlamayı hedefler. Bu güvenceler, her beş yılda bir veya madencilik planında önemli değişiklikler olduğunda MEM müfettişleri tarafından yeniden gözden geçirilmekte ve yalnızca rehabilitasyon hedeflerine uygunluk sağlandığında iade edilmektedir. Ancak 2016 yılında yapılan bir denetim, mevcut teminat tutarlarının rehabilitasyon maliyetlerini karşılamada yetersiz kaldığını ortaya koymuş ve eyalet hükümeti, sistemin gözden geçirilmesi için paydaşlarla istişare süreci başlatmıştır.

Kuzeybatı

Kuzeybatı Toprakları'nda maden kapanışları, federal düzeyde CIRNAC tarafından denetlenmekte, federal olmayan alanlarda ise eyalet ve yerel kurumlarla ortaklaşa yürütülmektedir. 2002 yılından itibaren geliştirilen rehabilitasyon politikaları ve 2017'de yayımlanan maliyet tahmin rehberleri, modern ve kapsamlı bir düzenleyici çerçeve oluşturmuştur. NWT'de finansal güvence miktarı, su lisansı ve arazi izinleriyle bağlantılıdır ve RECLAIM isimli Excel tabanlı maliyet tahmin aracı kullanılarak hesaplanmaktadır. Başarılı ve kademeli rehabilitasyon sağlandığında teminatın kısmi iadesi mümkündür.

Türkiye'de Finansal Modeller Ve Uygulamaları

Türkiye, ömrünü tamamlamış maden sahalarının doğaya yeniden kazandırılması konusunda birçok başarılı projeye ev sahipliği yapmaktadır. Bu projeler, çevresel iyileşmenin yanı sıra bölge halkına ekonomik katkı sağlayarak sosyal sürdürülebilirliği desteklemektedir. Ülke genelinde, terk edilmiş sahaların rehabilitasyonuna yönelik çeşitli yasal ve kurumsal yaklaşımlar geliştirilmiştir. Çevre, Şehircilik ve İklim Değişikliği Bakanlığı bu kapsamda yasal çerçeveler oluşturmuş ve yeniden değerlendirme süreçlerini teşvik etmiştir. Böylece madencilik sonrası sahaların çevresel, ekonomik ve sosyal açıdan yeniden işlev kazanması hedeflenmektedir.

Bu süreçlerde, faaliyetlerin çevresel zararlarını karşılamak ve rehabilitasyonu güvence altına almak amacıyla teminat uygulaması yürütülmektedir. Teminat, ruhsat veya izin aşamasında ilgili kurumlarca talep edilmekte olup; faaliyet ölçeği, yöntemi, çevresel etkileri ve arazi özelliklerine göre belirlenmektedir (Bkz. Çizelge 2). Bu sistem, hem faaliyet süresince çevresel risklerin yönetilmesini hem de sonrasında alanın doğaya kazandırılmasını güvence altına alan önemli bir mekanizmadır. (Maden Kanunu,1985)

Çizelge 2. Arazi vasıflarına göre doğaya yeniden kazandırma süreçleri

Arazi Vasıfı	Süreç ve Yasal Çerçeve
Tarım Vasıflı Araziler	Proje kapsamında 5403 sayılı Toprak Koruma ve Arazi Kullanım Kanunu çerçevesinde ÇED süreçleri tamamlandıktan sonra Toprak Koruma Projesi hazırlanmalıdır.
Mera Vasıflı Araziler	4342 sayılı Mera Kanunu gereği MAPEG aracılığıyla tahsis amacı değişikliği başvurusunda bulunularak Mera Geri Dönüşüm Projesi hazırlanmalıdır.
Hazine Vasıflı Araziler	Projeler için Doğaya Yeniden Kazandırma Projesi hazırlanmalıdır.
Orman Vasıflı Araziler	Orman Rehabilitasyon Projesi hazırlanarak OGM'ye sunulmalıdır. İşletme aşamasında kesilecek ağaçlar için OGM kararı alınır ve kesilen ağaçların bedeli ile intifa hakkı talep edilir. Ayrıca kesilen ağaç sayısının 5 katı kadar ağaç dikim taahhüdü ruhsat sahibinden alınır.

Maden ruhsatı bulunan işletmeler, faaliyet gösterdikleri alanın vasfına göre farklı kurumlara çeşitli bedeller ödemekle yükümlüdür. Bu yükümlülükler, çevresel uyumu sağlamak ve ilgili sektörlerde oluşabilecek

kayıpları telafi etmek amacıyla yasal düzenlemelerle belirlenmiştir. Örneğin, 3213 sayılı Maden Kanunu'nun 14. maddesi uyarınca, çıkarılan madenin türü ve alanın büyüklüğüne bağlı olarak, her yıl işletme ruhsat bedelinin %30'u oranında Çevreye Uyum Bedeli MAPEG tarafından tahsil edilmektedir. Ruhsat sahası orman alanı içindeyse, Orman Genel Müdürlüğü tarafından alanın niteliklerine göre ağaçlandırma, toprak bedeli ve teminat alınmakta; ancak 5 hektarın altındaki alanlarda yalnızca ağaçlandırma bedeli tahsil edilmektedir. Mera vasfındaki alanlarda ise, çevreye uyum bedeline ek olarak, ot rejiminin zarar görmesi nedeniyle İl Tarım ve Orman Müdürlüğü tarafından ot bedeli alınmaktadır. Bu bedel; arazinin verimliliği, kuru ot değeri, etkilenen alan ve süreye göre belirlenmektedir. Tarım arazilerinde, çevreye uyum bedeline ek olarak tarım dışı kullanım izni bedeli talep edilmekte, Hazine taşınmazlarında ise izin ve irtifak hakkı bedeli ödenmektedir. Bu bedel, taşınmazın rayiç değerinin %1 ila %3'ü oranında yıllık olarak Çevre, Şehircilik ve İklim Değişikliği İl Müdürlüğü tarafından belirlenmektedir. Ankara'daki 50 hektarlık bir kalker ocağında, 5 hektarlık alanın farklı arazi vasıflarına göre oluşturduğu ortalama maliyetler Çizelge 3'te sunulmuştur.

Çizelge 3. Arazi vasıflarına göre kurumlara ödenmesi gereken ortalama bedeller

Arazi Türü	Yetkili Kurum	Ortalama Bedel (5 ha)
Orman Vasıflı Arazi	MAPEG+Orman Genel Müdürlüğü	1.250.000 TL
Mera Vasıflı Arazi	MAPEG+İl Tarım Müdürlüğü / Mera Komisyonu	375.000 TL
Tarım Vasıflı Arazi	MAPEG+Tarım İl Müdürlüğü + Çevre Şehircilik İl Müdürlüğü	500.000 TL
Hazine Vasıflı Arazi	MAPEG+Çevre, Şehircilik ve İklim Değişikliği İl Müdürlüğü	300.000 TL

Çizelgede de görüldüğü üzere, orman vasıflı araziler, diğer arazi türlerine kıyasla daha yüksek maliyetler gerektirmektedir. Ağaçlandırma süreçleri, çevresel düzenlemeler ve koruma yükümlülükleri gibi unsurlar, bu tür arazilerde ek harcamalara yol açmaktadır. Bu nedenle orman arazileri, madencilik faaliyetleri açısından en maliyetli ve rehabilitasyon süreci en uzun süren seçenek olarak değerlendirilmektedir. Bu doğrultuda, ruhsat alanı dışında bir arazinin ağaçlandırılması, Orman Genel Müdürlüğü (OGM) tarafından ruhsat sahiplerinden talep edilebilmektedir. Mera vasıflı araziler ise görece daha düşük maliyet yükü taşımaktadır. Bu alanlarda temel gider kalemleri, ot bedeli ve tahsis değişikliği ile sınırlı kalmaktadır. Hazine vasıflı araziler ise başlangıç maliyeti açısından en ekonomik seçenek olarak değerlendirilmektedir. Ancak uzun vadeli kullanımda, irtifak hakkı tesis bedeli ve düzenli kira ödemeleri gibi sürekli giderler ortaya çıkmaktadır. Bu nedenle hazine arazilerinin maliyet avantajı, uzun vadeli planlamalarda dikkatle değerlendirilmelidir. Mevcut uygulamada alınan çevreye uyum bedelleri ve diğer mali yükümlülükler, çoğu zaman maden sahalarının rehabilitasyonunda etkin şekilde kullanılmamaktadır. Nitekim 2020 yılı itibarıyla işletme aşamasında terk edilen ruhsat sayısı 1.736 olmasına rağmen, 1 Mayıs 2025 tarihi itibarıyla rehabilite edilen ruhsat alanı sayısı yalnızca 153 ile sınırlı kalmıştır. (TÜRMES, 2025) Bu veriler, faaliyet sahiplerinden alınan bedellerin rehabilitasyon amacıyla yeterince etkili kullanılmadığını açıkça ortaya koymaktadır. Dünya genelinde terk edilmiş maden sahalarına ilişkin uygulamalarda, işletme veya arama aşamasında terk edilmiş alanlar dahi düzenli denetimlere tabi tutulmakta ve bu sahaların rehabilitasyonu sağlanmaktadır. Ancak Türkiye genelinde bu konuda ciddi eksiklikler yaşanmakta ve bu durum sayısal verilerle net biçimde gözlemlenmektedir. Öte yandan, madencilik sektörü açısından büyük önem taşıyan kanun değişikliklerine ilişkin taslak, yakın zamanda Türkiye Büyük Millet Meclisi tarafından kabul edilmiş ve 24 temmuz 2025 tarihli 2025/1 sayılı mükerrer resmi gazetede yayımlanmıştır. Bu yeni düzenleme, madencilik faaliyetlerinin izin ve ruhsat süreçlerinde önemli değişiklikler içermektedir. Yeni Maden Kanunu, çevre ve insan sağlığına duyarlı sürdürülebilir madenciliği hedefleyen önemli yenilikler getirmiştir. En kritik değişikliklerden biri, "çevre ile uyum teminatı" kavramının kaldırılarak yerine rehabilitasyon bedeli sisteminin getirilmesidir.

Rehabilitasyon; madencilik faaliyetleriyle bozulan alanların güvenli hale getirilmesi, düzenlenmesi, üst toprağın serilmesi, bitkilendirme, ağaçlandırma ve rekreasyon alanı oluşturma gibi çevresel iyileştirme çalışmalarını kapsamaktadır. Yeni düzenlemeyle birlikte rehabilitasyon bedeli, ruhsat bedelinden ayrı ve onunla eşit tutarda tahsil edilmeye başlanmıştır. Tahsil edilen bedeller yalnızca rehabilitasyon amacıyla kullanılabilecek, nemalandırılarak reel değerleri korunacak, haczedilemeyecek ve devredilemeyecektir. Rehabilitasyon yükümlülüğü sona eren ruhsat sahiplerine kullanılmayan kısım iade edilecektir. Ayrıca rehabilitasyon yükümlülükleri yerine getirilene kadar üretim faaliyetleri durdurulabilecek ve ruhsat iptal edilebilecektir.

Bu düzenlemelerle birlikte:

1. Çevresel etkilerin azaltılması,
2. Madencilik sonrası alanların doğaya kazandırılması,
3. Kamu kaynakları kullanılmadan rehabilitasyon masraflarının karşılanması,
4. Yatırımcı yükümlülüklerinin netleştirilmesi amaçlanmaktadır.

Çizelge 4. Eski ve yeni düzenleme karşılaştırması

Konu	Eski Düzenleme (Çevre ile Uyum Bedeli)	Yeni Düzenleme (Rehabilitasyon Bedeli)
Kapsam	Çevre ile uyum çalışmaları sınırlı düzenlenmişti.	Rehabilitasyon; güvenlik, düzenleme, toprak serme, bitkilendirme, ağaçlandırma, rekreasyon vb. tüm iyileştirme faaliyetlerini kapsıyor.
Bedel	Ruhsat bedelinin %30'u çevre uyum teminatı olarak alınırdı.	Ruhsat bedelinden ayrı, ruhsat bedeli kadar rehabilitasyon bedeli ayrıca tahsil ediliyor.
Kullanım	Genel bütçeye ve teminat hesabına aktarılır.	Sadece rehabilitasyon için kullanılacak, nemalandırılacak, haczedilemeyecek.
İade	Çevre uyum yükümlülüğü tamamlandığında iade mümkündü.	Rehabilitasyon yükümlülüğü biten ruhsat sahiplerine kullanılmayan kısım iade edilecek.
Yaptırım	Yükümlülük yerine getirilmezse bazı durumlarda iade yapılmazdı.	Bedel yatırılmazsa ruhsat iptali, yükümlülükler tamamlanmazsa üretim faaliyetinin durdurulması öngörülüyor.
Kamu kurumları	Net düzenleme yoktu.	Kamu kurumlarına ait sahalarda rehabilitasyon yükümlülüğü izin sahibine verilmiş, gerektiğinde Tarım ve Orman Bakanlığı yürütecek.

SONUÇLAR VE TARTIŞMA

Madencilik faaliyetlerinin doğa üzerindeki etkileri yalnızca çevresel değil, ekonomik ve sosyal boyutlarıyla da uzun vadeli sonuçlar doğurmaktadır. Bu nedenle, terk edilen veya ömrünü tamamlayan maden sahalarının doğaya yeniden kazandırılması, sürdürülebilir kalkınmanın ayrılmaz bir parçasıdır. Küresel finansal modeller incelendiğinde, rehabilitasyon süreçlerinin başarısı büyük ölçüde finansal güvence mekanizmalarının etkinliği, denetimlerin şeffaflığı ve katılımcı yaklaşımlara bağlıdır. Türkiye'de oluşturulan yasal altyapıya rağmen, rehabilitasyon süreçlerinde istenilen düzeye ulaşılamamıştır. Çevreye uyum bedeli sistemi, sahaların

etkin şekilde doğaya kazandırılmasını sağlayamamış, bedeller çoğunlukla amacı dışında kullanılmıştır. Bu durum, rehabilitasyonu tamamlanmamış çok sayıda terk edilmiş maden sahasının varlığını açıklamaktadır.

Yeni Maden Kanunu ile getirilen rehabilitasyon bedeli sistemi bu açıdan önemli bir dönüm noktasıdır. Rehabilitasyon bedelinin ruhsat bedelinden ayrı olarak ve yalnızca bu amaçla kullanılması, değerinin korunması için nemalandırılması ve yükümlülüklerin yerine getirilmemesi durumunda ruhsat iptali gibi yaptırımların öngörülmesi, çevresel sorumlulukların daha sıkı güvence altına alındığını göstermektedir. Ancak, yalnızca yasal düzenlemeler yeterli değildir. Bağımsız denetim, yapay zekâ ve uzaktan izleme sistemleriyle desteklenen takip mekanizmaları, yerel halk ve sivil toplumun katılımı ile şeffaf raporlama süreçleri sistemin etkinliğini artıracaktır. Ayrıca, rehabilite edilen sahaların gelecekteki kullanımı için ekoturizm, tarım gibi sürdürülebilir planların önceden yapılması, sürecin uzun vadeli başarısını güvence altına alacaktır.

Çizelge 5.Türkiye'nin doğaya yeniden kazandırma sürecindeki mevcut durumu ve iyileştirme alanları

Başlık	Mevcut Eksiklikler	Yapılması Gerekenler
Mevzuat	Parçalı, uluslararası standartlarla tam uyumlu değil.	Uluslararası standartlara uygun, bağlayıcı mevzuat hazırlanmalı.
Yükümlülüklerin Devri	İşletmelerin sorumluluklarını devretme riski mevcut.	Yükümlülükler devredilmemeli, doğrudan işletmeler sorumlu olmalı.
Finansal Güvence	Uzun vadeli ve şeffaf mekanizmalar eksik.	Fonlar, sigorta sistemleri kurulmalı; uzun vadeli planlarla desteklenmeli.
Denetim	Bağımsızlık ve teknolojik altyapı yetersiz.	Bağımsız kurumlarca denetim yapılmalı; yapay zekâ ve izleme teknolojileri kullanılmalı.
Yaptırımlar	Caydırıcı niteliği düşük, uygulanabilirlik zayıf.	Açık tanımlanmalı ve etkin biçimde uygulanmalı.
Toplumsal Katılım	Yerel halk ve STK katılımı sınırlı.	Katılımcı iletişim kanalları kurulmalı, şeffaf raporlama yapılmalı.
Arazi Kullanımı	Planlamalar çoğunlukla faaliyet sonrası yapılıyor.	Faaliyet öncesinde planlama yapılmalı; ekoturizm, tarım vb. alternatifler teşvik edilmeli.

Madencilik sonrası doğaya yeniden kazandırma, çevresel olduğu kadar toplumsal ve ekonomik boyutları da içeren bütüncül bir süreçtir. Türkiye'deki mevcut uygulamalar belirli bir altyapı oluşturmuş olsa da, uluslararası standartlara uygun, şeffaf ve sürdürülebilir bir sistemin kurulması gerekmektedir. Bu kapsamda, güçlü mevzuat, etkin finansal güvence mekanizmaları, bağımsız ve teknolojik denetim araçları ile katılımcı bir sosyal modelin oluşturulması sürecin başarısı açısından kritiktir. Çizelge 5'te ortaya konan eksiklikler ve ihtiyaçlar dikkate alındığında, Türkiye'nin uluslararası iyi uygulamalarla uyumlu, sürdürülebilir bir madencilik rehabilitasyon sistemine ulaşması mümkündür.

TEŞEKKÜR

Bu çalışmanın hazırlanma sürecinde değerli bilgi ve tecrübeleriyle katkı sağlayan kıymetli hocam Prof. Dr. Abdulkerim YÖRÜKOĞLU'na, görüş ve önerileriyle çalışmamın gelişimine destek olan meslektaşlarıma ve her daim manevi destekleriyle yanımda olan aileme teşekkür ederim.

KAYNAKLAR

Australian Government. (2016, September). Mine rehabilitation. Leading Practice Sustainable Development Program for the Mining Industry.

European Commission: Directorate-General for Environment & C&E. (2021). Guidelines for mine closure activities and calculation and periodic adjustment of financial guarantees. Publications Office. https://data.europa.eu/doi/10.2779/350770

Hattingh, R., Stevens, R., & Bliss, M. (2021). Global review: Financial assurance governance for the post-mining transition. IISD.

Kaya, E. (2022). Türkiye'de maden sahalarının kapatılması ve rehabilitasyonu için stratejilerin geliştirilmesi.

Maden Kanunu (3213 sayılı, 1985). Resmî Gazete, 15.06.1985 tarih ve 18785 sayılı.

Madencilik Türkiye Dergisi. TÜRMES (MAPEG).

Morrison-Saunders, A., McHenry, M. P., Sequeira, A. R., Gorey, P., Mtegha, H., & Doepel, D. (2016). Integrating mine closure planning with environmental impact assessment: Challenges and opportunities drawn from African and Australian practice. *Impact Assessment and Project Appraisal, 34*(2), 117–128. https://doi.org/10.1080/14615517.2016.1176407

Tibbett, M., & Boggs, G. (Eds.). (2024). Mine Closure 2024: Proceedings of the 17th International Conference on Mine Closure. Australian Centre for Geomechanics, Perth, 1163–1174. https://doi.org/10.36487/ACG_repo/2415_83

Türkiye Cumhuriyeti Cumhurbaşkanlığı. (2025, Temmuz 24). Resmî Gazete, Sayı: 2025/1 Mükerrer.

DISTINGUISHING ANTHROPOGENIC AND GEOGENIC SOURCES OF SOIL ENRICHMENT IN EXPLORATION GEOLOGY USING VARIOUS METHODS

E. Pučko[1,*], G. Žibret[1]

[1] *Geological Survey of Slovenia, Dimičeva 14, 1000 Ljubljana, Slovenia*
*(*Corresponding Author: emil.pucko@geo-zs.si)*

ABSTRACT

To supply sufficient amounts of metals needed by our civilisation, exploration geologists are frequently exploring abandoned mine areas in search of new ore bodies near previous mine workings. During geochemical studies of soils on historical mine sites, researchers often face challenges in identifying the sources of elemental enrichments – whether geochemical anomalies are a result of manmade activities, such as mining or metallurgy, or they are associated with natural, ore-forming processes. The presented study examines different methods that can be used to determine if elemental enrichments in soils on target areas are due to anthropogenic activities, such as mining and ore-processing, or if they result from geogenic processes. This knowledge, on one hand, helps exploration geologists identify new targets, but it also highlights areas where anthropogenic activities have severe environmental and health impacts. The elemental composition of topsoil and subsoil samples collected from 249 sampling locations across the territory of Slovenia was compared to determine the sources of geochemical anomalies on a national-wide scale that could help identify potential exploration target areas. Soil samples were afterwards investigated at identified locations using the following methods: inductively coupled plasma mass spectrometry, X-ray powder diffraction analyses, and Scanning Electron Microscopy methods. Based on results of this study, it was concluded that to identify true sources of elemental enrichments, various methods have to be applied.

Keywords: mineral exploration, ore, mining, geochemistry, Scanning Electron Microscope, Energy-dispersive X-ray spectrometry

INTRODUCTION

The global population is experiencing continuous growth. As the population increases, so does the demand for raw materials. The mining of various commodities has been a continuous endeavor since the dawn of civilization. However, as shallow and easily accessible mineral deposits have largely been mined out, discovering new ore deposits is becoming increasingly challenging. One of the fundamental tools in mineral exploration programs is exploration geochemistry (Cohen et al. 2007). By studying enrichments or depletions of certain chemical elements in the vicinity of mineral deposits, soils and sediments are often used to detect and identify geochemical anomalies associated with near-surface or deep-seated mineral deposits. During geochemical analyses of soils and sediments conducted as part of exploration programs, the researchers often face the challenge of distinguishing between anthropogenic anomalies caused by historical mining and ore processing, and anomalies that arise from natural sources. Among geogenic sources, the most fundamental factor determining the soil's geochemical characteristics is the bedrock material on which soils develop (Zupančič et al., 2018). Apart from weathering of the surrounding bedrock, soils can also become enriched with trace ele-

ments from nearby mineral deposits. Anthropogenic activities also change the chemical composition of soils. Some industrial operations, such as smelters, mining operations, power plants, and other facilities (Teran et al., 2020) can be the source of various elements transported by air or water and can be traced in soils proximal and distal from their origin. The aim of our research was to evaluate different techniques for differentiating natural and anthropogenic sources of enrichment in soils. These methods involved comparing enrichment factors from the results of multielemental analyses (ICP-MS) between topsoils and subsoils, performing X-ray powder diffraction (XRD) analyses on representative soil samples, and Scanning Electron Microscope/Energy-dispersive X-ray spectrometry (SEM/EDS) observations of different particles in the studied soils.

METHODS

Sampling and sample preparation

Soil samples were collected from the surface (0 – 5 cm) and from a depth of 20-30 cm (subsoils) at 249 separate locations across Slovenia (Figure 1), following a grid pattern with a spacing of 15 x 15 km. However, sampling density was greater in urban areas and locations with a history of contamination. Each sample consisted of 5 subsamples of automorphic soil collected in a circular pattern with a radius of 50 m. After each sample, the shovel was carefully cleaned to prevent cross-contamination. Approximately 1 kg of the composite sample was placed in labeled, airtight plastic bags and taken for further preparation.

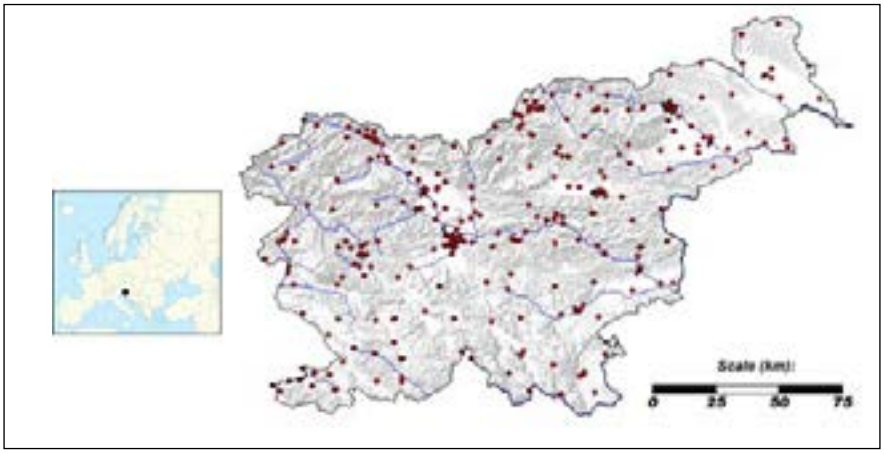


Figure 1. Sampling locations across Slovenia

Multielemental analyses

Firstly, 0.5 g of sample was digested in 90 ml of a mixture of HCl, HNO_3, and demineralised H_2O in a 1:1:1 ratio for 60 minutes at 95°C. Afterwards, analysis of the major, minor, and trace elements was performed by inductively coupled plasma mass spectrometry (ICP-MS). ICP-MS is a mass spectrometry technique that uses argon plasma to generate positive ions. A small portion of ions that enter the instrument is focused using a lens system, and then passes into a quadrupole mass spectrometer, where ions are divided based on their mass-to-charge ratio (Turner et al., 2007). As the ions pass out of the mass spectrometer, an electron multiplier is used to detect them, and by comparing intensities from known standard solutions to the unknown sample, the concentration of the analyte can be determined (Turner et al., 2007).

Enrichment factors

Enrichment factors (EF) were calculated based on multielemental analyses to determine whether the geochemical anomaly is due to anthropogenic activities, geogenic origins, or possibly both. The enrichment factor (EF) was calculated for each sampling point using Equation 1, where c_{top} represents the elemental level in the topsoil sample and c_{sub} represents the elemental level in the subsoil sample.

$$EF = \frac{c_{top}}{c_{sub}} \quad (1)$$

To identify areas with elevated EF values across a Slovenian-wide area, grid maps were created using the Surfer program version 22.3.185 with a natural neighbour interpolation algorithm.

X-ray powder diffraction (XRD)

In this research, XRD was utilised to determine the mineralogical composition of characteristic soil samples collected from soil profiles from the Mežica, Idrija, and Litija mine sites. From each mine site, 2 soil samples (<63µm) were collected from the top-soils, and 2 (<63µm) from the bottom soils. The analyses were conducted at Slovenian National Building and Civil Engineering Institute - ZAG. The equipment used for XRD analyses was a PANalytical Empyrean X-ray diffractometer with CuKα radiation (wavelength CuKα1 1.54 Å). The samples were manually back–loaded into a cylindrical sample holder (diameter of 27 mm). Each sample was measured from 2θ = 4° to 70° with a step size of 0.0130°, while being spun. The X–ray tube operated at 45 kV and 40 mA. Diffractometers were analysed using X'Pert HighScore Plus 4.6 software, and mineral identification was performed using the ICSD database. Semi-quantitative analysis was conducted by adjusting the measured deflection intensities to the referenced intensities of each mineral.

SEM/EDS analyses

A Scanning Electron Microscope (SEM)/Energy-dispersive X-ray spectrometry(EDS) was used to obtain high-resolution images of surface features of samples and to provide information on their elemental composition. In this study, SEM/EDS analyses were done on soil samples from the upper and lower parts of soil profiles excavated at the testing mining areas. Soils from different profiles were examined to compare particles from the upper and lower parts of profiles regarding their morphologies, sizes, structures, and elemental compositions. The first step involved examining the sample with backscatter electron (BSE) imagine at low magnification, which enabled the localisation of metal-bearing particles in the sample due to their brighter appearance in a low Z matrix (Aragon et al., 2000). After identification, the analysed particles were characterised by their size and morphology, and qualitative elemental composition was measured using the EDS X-ray point analyses with an acquisition time of 60 s. An estimation of the particles' mineral composition was made using stoichiometric ratios. Based on morphological features, sizes, shapes, and elemental compositions, the particles were classified into two distinct source categories, the geogenic and technogenic phases.

RESULTS AND DISCUSSION

To assess areas where the elemental composition of soils may have been enriched due to natural geological processes or anthropogenic activities, we compared the elemental analysis results from topsoil samples with those from subsoil samples by calculating the enrichment factors (EF) and mapping their locations accordingly. EFs are generally higher for elements Cu, Zn, and Pb in all major mining and industrial towns (Figures 2a, 2b, and 2c). For example, elevated levels of these metals have been recorded in the topsoils around the mining town of Mežica, where a Pb-Zn mine operated from 1424 to 1995. During its mine life, appr. 19 million tons of ore were extracted, with an average grade of 3.5 wt. % Pb and 2.7 wt. % Zn (Herlec et al., 2010). Mining and ore processing severly contaminated the environments. For example, Žibret et al. (2018) reported that the highest annual average concentration of Pb in airborne particulate matter in the upper Meža Valley was recorded in 1972, with Pb concentrations reaching up to 37 µg/m^3, while studies by Šajn and Gosar (2004) found that in this area mean levels in garden soils of Pb were over 2,300 mg/kg and Zn over 1,500 mg/kg. Similarly, elevated levels of Pb, Zn and Cu have also been found around the mining town of Litija, where a Pb-baryte-Zn mine was operational for nearly 400 years (Šajn and Gosar, 2007).

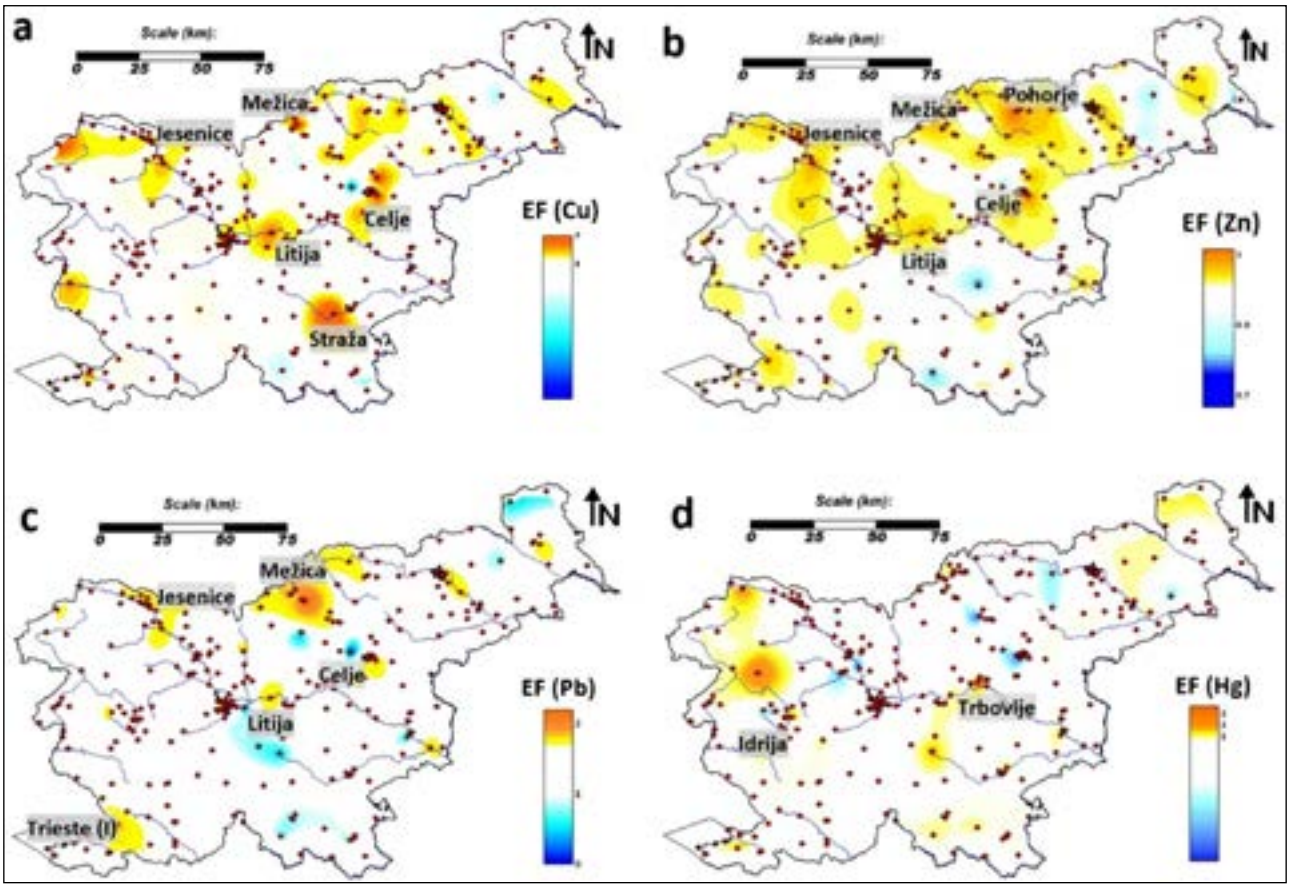


Figure 2. Enrichment factors EF for Cu (a), Zn (b), Pb (c), and Hg (d). Yellow and orange colours represent areas with higher concentrations of certain elements in topsoils and blue areas show higher concentrations in subsoils

Higher levels of Cu and Zn in topsoils were also observed around the town of Celje. This is likely due to atmospheric dust deposition from a historical Zn smelter that operated from 1873 until 1970. Although the smelter ceased production in 1970, its impact on the surrounding soils can still be detected up to 14 kilometers away (Žibret and Šajn, 2008). EF for Hg is elevated in areas around Idrija (Figure 2d), where the second largest Hg mine in the world was in operation for around 500 years (Leskovec, 2009). Due to inadequate environmental legislation in the past, contaminated soils, stream sediments, and water continue to affect the environment around these mining areas even years after mining operations have ceased. (Šajn and Gosar, 2007; Gosar and Miler, 2009; Žibret, 2019; Teran et al., 2020). It is estimated that out of the nearly 145,000 tons of Hg excavated from the mine during its' mine life, approximately 40,000 tons were released into the environment through mine and ore processing waste, which severly burdent the environment (Žibret et al., 2018). Altough the results of the enrichment factor (EF) calculation in the Idrija area show that topsoils generally have higher levels of Hg compared to subsoils, there is a specific location, approximately 1.7 km NE of the town of Idrija, where the EF was determined to be 0.7. This means that the levels of Hg in the subsoils at this location are higher than those in topsoils. To investigate whether the elevated levels of Hg in subsoils are the result of migration of Hg-bearing particles from a nearby orebody, this location was selected as one of the locations for excavating a profile for more in-depth investigation.

XRD

XRD analyses were carried out on soil samples collected from both test and control profiles from upper and lower layers in all testing sites (i.e., Mežica, Idrija, Litija). Mineralogical composition was determined by Rietveld refinement using the X'Pert High Score Plus software, and the results are presented in Table 1.

Table 1: The results of XRD analyses of soils from the testing sites

Site	Formula	Minerals
Mežica	$CaMg(CO_3)_2$	Dolomite
	$CaCO_3$	Calcite
	SiO_2	Quartz
	$KAl_2(AlSi_3O_{10})(OH)_2$	Muscovite
	$Na(AlSi_3O_8)$	Albite
Idrija	SiO_2	Quartz
	$KAl_2(AlSi_3O_{10})(OH)_2$	Muscovite
	$Na(AlSi_3O_8)$	Albite
Litija	SiO_2	Quartz
	$KAl_2(AlSi_3O_{10})(OH)_2$	Muscovite

Since the quantities of ore minerals that are present at our testing sites were too small to be identified using XRD analyses, our study found that Energy Dispersive Spectroscopy (EDS) analysis of metal-bearing particles is a more effective method for identifying the elemental composition of these specific particles. Although XRD was not shown to be an effective method in our study, it can still be valuable in mineral exploration, since it can identify alteration and gangue minerals, whose assemblages serve as reliable indicators of mineralization. These mineralogical signatures can provide indirect yet strong evidence of ore-forming processes (Ufer et al, 2015).

SEM/EDS

SEM/EDS analyses were conducted on representative soil samples from the topsoils and subsoils on all mining areas. Particles were categorized into metallic and non-metallic particles based on observations of samples in backscattered electron (BSE) mode. Metals are elements with high atomic numbers (Z) and are effective electron backscatters, making them appear brighter in low Z-matrix. Among non-metallic particles, the most abundant minerals were carbonates and quartz, with minor amounts of mica. They ranged in size quite considerably, from 1 µm to 140 µm, with most between 60 µm and 110 µm, and mostly exhibited well-expressed crystal structures. Among the metallic particles studied, FeO was the most abundant in all samples. This was followed by smaller amounts of zircon, spinel, and various ore minerals. The samples from Mežica and Litija contained Pb and Zn-bearing minerals, while the Idrija samples included Hg-bearing minerals. Additionally, Ba-bearing minerals were found in the Litija samples. To determine whether the ore-bearing particles originated from natural geological processes or resulted from human activities, we examined individual metallic grains based on their morphology and elemental composition. Metal-bearing particles, which are considered to be of natural origin, exhibit well-defined, unaltered crystal structures and simpler elemental compositions, while those affected by anthropogenic activities often show morphological changes and possess more complex elemental compositions (Miler and Gosar, 2012). Several studies worldwide have shown that SEM/EDS analyses are effective for distinguishing geogenic mineral particles derived from local geology from anthropogenic particles linked to mining and processing activities (Miler and Gosar, 2013; Adhikari et al., 2022; Fornasaro et al., 2025; Pereira et al., 2025). In our study it was observed that samples that were collected from the upper layers of soils on minesites contain numerous metal-bearing particles with complex elemental composition and altered morphologies. For instance, Figure 3a features a backscatter SEM image that displays a Fe-bearing particle from a soil sample taken from the upper layer of the Mežica mining area. This particle has a clearly

defined spherical shape, indicating that the particles in these soils were subjected to high-temperature melting processes. Another example of particles altered by anthropogenic activity is shown in Figure 3b. This figure presents a backscatter SEM image of soil samples collected from the upper layers of the Idrija mining area.

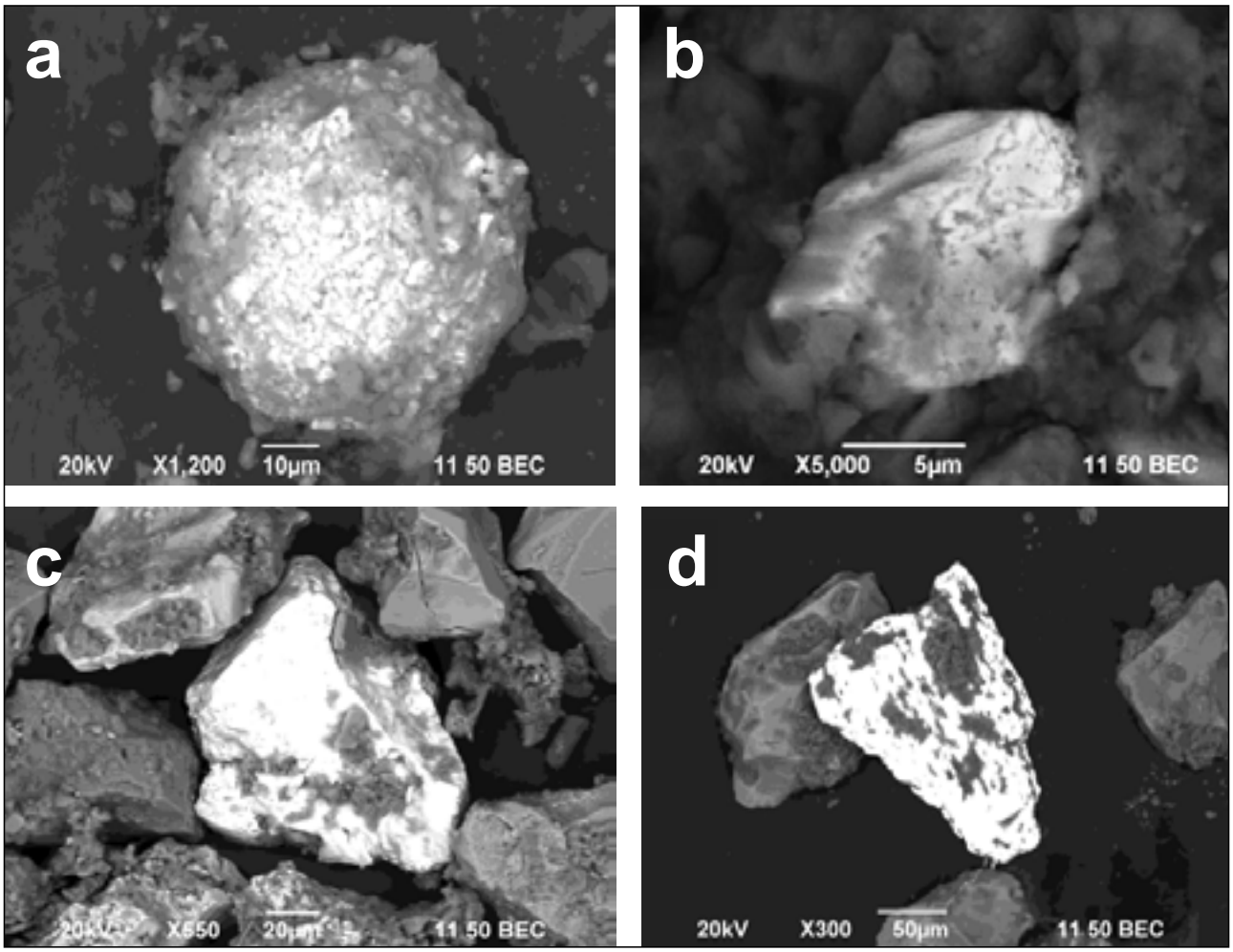


Figure 3. SEM (BSE) images of metallic particles (a) Fe-bearing particles with spherical shapes; (b) Fe-O particles with flow-like textures (c) Zn-S particle with well-defined crystal structure; and (d) Hg-bearing particles with well-defined crystal structures

The image reveals the presence of Fe-bearing particles that are characterized by wavy or flow-like surface textures, which also indicate high-temperature melting in smelters and subsequent solidification (Teran et al., 2020). In contrast, samples from subsoils exhibit only metal-bearing particles that possess simpler elemental compositions and well-defined crystal structures. An example of this can be seen in Figure 3c, which features a backscatter SEM image of a subsoil sample from the Mežica mining area. This image shows a Zn-S particle with a well-defined crystal structure, indicating that anthropogenic processes have not altered metal-bearing particles in the lower soil layers.Another example shown in Figure 3d is a Hg-bearing particle that also exhibits a well-defined crystal structure. This particle was observed in a soil sample taken from the lower layers at a site approximately 1.7 km northeast of the town of Idrija, where a geochemical anomaly was detected in the soils from lower layers. As in the case of particles from the lower soil layers in the Mežica mining area, well-defined crystal structures in soils from the lower layers in the Idrija minesite area indicate that these grains are also of geogenic origin and have not been altered by anthropogenic processes.

CONCLUSIONS

The findings of this study show that it is possible to distinguish between natural and anthropogenic sources of geochemical soil enrichments at historical mine sites by using a combination of investigative methods. A comparison of results from ICP/MS analysis between topsoils and subsoils can reveal areas where topsoil samples have been affected by human activities. Additionaly, detailed observations of particles from affetced areas using SEM can determine whether these particles were altered due to anthropogenic activities, such as high-temperature smelting processes, or if they are of geogenic origin. While XRD analyses offer insights into mineralogical composition of soils, they are not directly applicable for studying soil composition at mining sites, as mineral exploration often targets trace elements present in small quantities. Since handheld XRF analyzers are recognized as efficient and practical tools for conducting elemental analyses in the field during mineral exploration programs, it is advisable for future research to investigate their potential applications, as this method is generally faster and more cost-effective than ICP/MS. Future research could also include isotopic analyses of soils from the affected areas. Each ore body has a distinct isotopic fingerprint, therefore by comparing the isotopic composition of soils with that of ore samples, researchers can determine whether the soils were affected by ore-forming processes.

ACKNOWLEDGMENTS

The research was funded by the Slovenian Research Agency (ARRS) in the frame of the "Young Researcher" program No. 38183, and in the frame of Programme group "Mineral Resources" (research core funding No. P1-0025).

REFERENCES

Adhikari, S., Jordaan, A., Beukes, J. P., & Siebert, S. J. (2022). Anthropogenic Sources Dominate Foliar Chromium Dust Deposition in a Mining-Based Urban Region of South Africa. International journal of environmental research and public health, 19(4), 2072

Aragon, A.P., Torres, G.V., Monroy, M.F., Luszczewski, A.K., Leyva, R.R. (2000) Scanning electron microscope and statistical analyses of suspended heravy metal particles in San Luis Potosi, Mexico. Atmospheric Environment vol. 34, 4103–4112.

Cohen, D. R., Kelley, D. L., Anand, R., Coker, W. B. (2007) Major Advances in Exploration Geochemistry, 1998-2007 2007 "Proceedings of Exploration 07: Fifth Decennial International Conference on Mineral Exploration" edited by B. Milkereit, 2007, 3-18.

Fornasaro, S., Fulignati, P., Gioncada, A., Garces, D., Mulas, M. (2025). Geogenic and Anthropogenic Origins of Mercury and Other Potentially Toxic Elements in the Ponce Enriquez Artisanal and Small-Scale Gold Mining District, Southern Ecuador. Minerals, 15(7).

Gosar, M., Miler, M. (2009) Heavy metal loads in sediments influenced by Mežica Pb–Zn abandoned mine, Slovenia. In: Lentz, D.R., Thorne, K.G., Beal, K. (Eds.), Proceedings of the 24th International Applied Geochemistry Symposium, Fredericton, New Brunswick, Canada, June 1st–4th, 2009, Fredericton, 739–742.

Herlec, U., Spangenberg, J. E., Lavrič, J. V. (2010) Sulfur isotope variations form orebody to hand-specimen scale at the Mežica lead-zinc deposit, Slovenia: a predominantly biogenic pattern. Mineralium Deposita, 45, 531–547.

Leskovec, I., Peljhan, M., Potočnik, A. J., Bizjak, R., Eržen, U., Pfeifer, J., Bončina, I., et al. (2009) Idrija: Zgodba o petstoletnem srebrnem studencu. Občina.

Miler, M., Gosar, M. (2012) Characterization of heavy metal-bearing phases in stream sediments of the Meža River Valley, Slovenia, by means of SEM/EDS analysis. IOP Conference Series: Materials Science and Engineering, 7, p. 012018.

Miler, M., Gosar, M. (2013). Assessment of Metal Pollution Sources by SEM/EDS Analysis of Solid Particles in Snow: A Case Study of Zerjav, Slovenia. Microscopy and microanalysis : the official journal of Microscopy Society of America, Microbeam Analysis Society, Microscopical Society of Canada. 19. 1-14.

Šajn, R., Gosar, M. (2007) Soil pollution in surroundings of Litija as a reflection of mining, metallurgy and natural conditions. Geologija 50, 131–145.

Teran, K., Žibret, G., Fanetti, M. (2020) Impact of urbanization and steel mill emissions on elemental composition of street dust and corresponding particle characterization, Journal of Hazardous Materials, Volume 384, 120963.

Turner, N., Mills, D., Fedikow, M., Prince, P. (2007) The Evaluation of Geological Exploration Samples using Multi-element Mobile Metal Ion (MMI-M) Selective Weak Extraction and Inductively Coupled Plasma Mass Spectrometry (ICP-MS) Paper 79, 973–97.

Ufer, K., Reinhard K., Thomas M (2015). "Quantification of stacking disordered Si–Al layer silicates by the Rietveld method: application to exploration for high-sulphidation epithermal gold deposits." Powder Diffraction 30.S1: S111-S118.

Zupančič, N., Turniški, R., Miler, M., Grčman, H. (2018) Geochemical fingerprint of insoluble material in soil on different limestone formations. Catena 170, 10-24.

Žibret, G., Šajn, R., 2008. Impacts of the mining and smelting activities to the environment - Slovenian case studies. In: Sánchez, M.L. (eds.) Causes and effects of heavy metal pollution. Nova Science Publishers, New York, 1-80.

Žibret G, Gosar M, Miler M, Alijagić J. (2018) Impacts of mining and smelting activities on environment and landscape degradation—Slovenian case studies. Land Degrad Dev. 29, 4457–4470.

Žibret, G. (2019) Influences of coal mines, metallurgical plants, urbanization and lithology on the elemental composition of street dust. Environ Geochem Health 41, 1489–1505.

TÜRKİYE'DE SÜRDÜRÜLEBİLİR MADENCİLİK-ATIK YÖNETİMİ İÇİN NELER YAPILMALI?

WHAT SHOULD BE DONE FOR SUSTAINABLE MINING-WASTE MANAGEMENT IN TÜRKİYE?

Y. S. İnci [1,*], Ü. Erdem [2], M. Doktan [3]

[1]Bağımsız Madencilik Danışmanı, Maden Mühendisi
*(*Sorumlu yazar: ysinci@hotmail.com)*
[2]İnşaat Mühendisi, Hidrogrup Su Yapıları Denetim Firması
[3]DR, Maden Mühendisi

ÖZ

Maden ve özellikle metalik madenlere olan gereksinim küresel düzeyde artmaktadır. Bu nedenle maden sayıları ve üretim miktarları da artmaktadır. Artan üretim miktarları nedeni ile maden atık miktarları ve devamında da bu atıklardan kaynaklanan, ağır sonuçları olan iş kazaları da artmaktadır. Peki, bu kazaların önüne geçmek için neler yapılmalıdır? Bu bildiride atık yönetimi konusunda Dünya'daki önemli kuruluşların uygulamaları incelenmiş ve Türkiye Madenciliğinde sürdürülebilir madencilik-atık yönetimi konusunda yapılması gerekenler için çözüm önerileri sunulmuştur.

Anahtar Kelimeler: Sürdürülebilir madencilik, Atık yönetimi

ABSTRACT

The need for minerals and natural resources, especially for metalliferous minerals is globally increasing. More mines with higher production capacities are coming into production to meet the demand. Increased production brings about unprecedented ore stockpile, heap leach pads, waste, and tailings storage problems which in turn in some cases may result in large scale environmental and social disasters. In this paper, some potential solutions are presented & exemplified to reduce such incidents in Turkish Mining Industry.

Keywords: Sustainable Mining, Waste Management

GİRİŞ

"Sürdürülebilir Madencilik" kavramı öncelikle üst yönetimlerce özümsenmeli ve bu konuda yapılması gerekenlerin tarifi yapılarak bir belge oluşturulmalı, bu belge bir taahhüde dönüştürülmeli ve kamuoyu ile paylaşılmalıdır. Üst Yönetimler; kanun koyucular ve uygulayıcılar, şirket yöneticileri, sivil toplum kuruluşları, meslek odaları, akademik kurumlar olabilir. Sürdürülebilirlik adına küresel düzeyde yapılanların özümsenmesi ve yapılacaklar konusu bu yönetimlerin koyacağı katkılarla incelenmeli, belirlenen tarih içinde oluşturulan öneri paketi ilgili yönetimlere sunulmalıdır. Ancak, işletmelerin bürokratik süreci beklemesine gerek yoktur, uygulamaya hemen başlamaları doğru süreç olacaktır.

Sürdürülebilir Madencilik gereklilikleri bazı görüşlerce 'bizim koşullarımıza uymaz, uygulanamaz' olarak görülecektir. En başta, bu konuda küresel düzeyde uygulanan, geliştirilen sistemlerden taviz vermeden çalışılacağına olan inanç ana ilke olmalıdır.

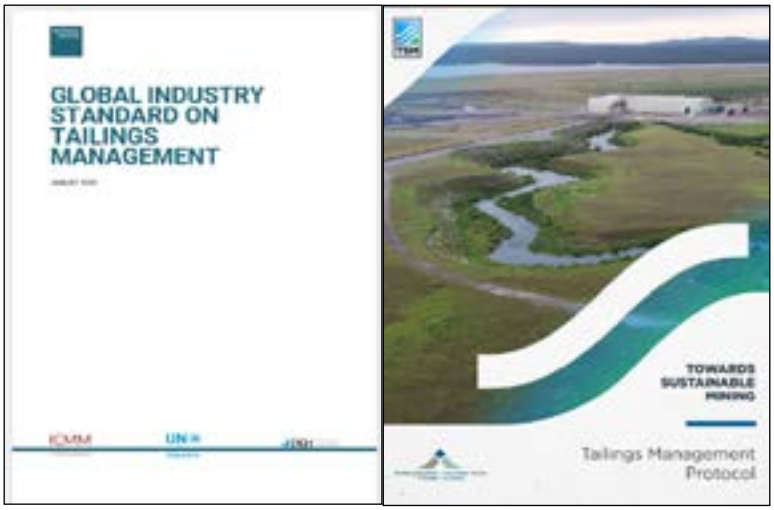
Küresel gelişmeler sonucunda yönetim sistemleri de gelişmekte ve yetkinleşmektedir. Sürdürülebilir Madencilik Yönetim Sistemleri' de bunun bir örneğidir. Şunu da kabul etmek gerekir ki; etkin yönetim sistemleri salt teknik konulardan oluşmamaktadır. Toyota Üretim Sistemi (Toyota Production System), Yalın Üretim Sistemleri (Lean Production Systems) ve benzeri sistemlerin, diğer yönetim sistemleri ile birleştirilerek Sürdürülebilirlik Entegre Yönetim Sistemleri (Integrated Management Systems)' ni oluşturmak, uygulamak ve sürdürmek gerekmektedir.

"Maden atıkları" dendiğinde öncelikle Ekonomik Olmayan Kayaç (Mine Rock) ve cevher hazırlama/zenginleştirme tesisi atıkları (Tailings) akla gelmektedir. Ancak yığın liç alanları (Heap Leach Pads)' da atık yönetim sistemlerinin konusu ve uygulama alanıdır.

KÜRESEL DÜZEYDE UYGULANAN SÜRDÜRÜLEBİLİR MADENCİLİK-ATIK YÖNETİMİ PROGRAM ÖRNEKLERİ

Sürdürülebilir atık yönetimi sistemleri konusu sürdürülebilir madencilik sistemlerinin bir alt konusunu oluşturmaktadır. Uygulamadaki bütünlüğün gerekliliği bunu zorunlu kılmaktadır. Bu nedenle, yazıda incelemeye konu edilen küresel uygulamalar anlatılırken bu bütünlük takip olunmuştur.

Sürdürülebilir Madencilik, özellikle de Maden Atıkları Yönetim Sistemleri küresel düzeyde iyi çalışılmış bir konudur. Birleşmiş Milletler Çevre Programı' nın 2020 yılında yayınlamış olduğu, Küresel Atık Yönetimi Sistemi İlkeleri (Global Industrial Standards on Tailings Management) bu konuda günümüzde varılan en üst düzeydeki çalışmadır.



Ayrıca küresel madencilik şirketlerinin oluşturduğu Uluslararası Madencilik ve Metal Konseyi (ICMM, International Council on Mining and Metals) sürdürülebilirlik için ciddi yol haritaları oluşturmuş bir kuruluştur.

Sürdürülebilirlik konusunda ciddi düzeyde programlar oluşturan Kanada Madencilik Derneği (MAC,The Mining Association of Canada)' nin oluşturduğu program da günümüzde sürdürülebilirlik konusunda örnek alınabilecek bir programdır.

Sürdürülebilir Madencilik alanında yürütülmekte olan son gelişme ise Konsolide Madencilik Standardı'dır. Bu programın ana hatları aşağıda açıklanmıştır.

ATIK YÖNETİMİ İÇİN KÜRESEL ENDÜSTRİ STANDARDI (GISTM)' NIN İLKELERİ

Etkilenen Topluluklar

• Projeden etkilenen kişilerin haklarına saygı gösterin ve kapanış dahil olmak üzere, atık tesisinin yaşam döngüsünün tüm aşamalarında, anlamlı bir şekilde onlarla iletişim kurun.

Bütünleşik Bilgi Tabanı

• Güvenli atık yönetimini desteklemek için disiplinler arası bir bilgi tabanı oluşturun ve sürdürün. Bu bilgi tabanının tüm unsurlarını-sosyal, çevresel, yerel ekonomik ve teknik- atık tesisinin yaşam döngüsü boyunca, kapanış dahil olmak üzere karar verme süreçlerinde kullanın.

• Atık tesisinin yaşam döngüsü boyunca, kapanış dahil olmak üzere, kararları bilgi tabanının tüm unsurlarını- sosyal, çevresel, yerel ekonomik ve teknik- kullanarak bilgilendirin.

Atık Tesisinin Tasarımı, İnşaatı, İşletilmesi ve İzlenmesi

• Atık tesisinin riskini minimize etmek için tasarım planları ve kriterleri geliştirin. Bu, kapanış ve son kapanış dahil olmak üzere yaşam döngüsünün tüm aşamaları için geçerlidir.

• Bilgi tabanını entegre eden ve insanlara ve çevreye yönelik başarısızlık riskini en aza indiren sağlam bir tasarım geliştirin. Bu, kapanış ve son kapanış dahil olmak üzere yaşam döngüsünün tüm aşamaları için geçerlidir.

• Atık tesisini yönetmek için, riski yönetmek üzere, plan yapın, inşa edin ve işletin. Bu, kapanış ve son kapanış dahil olmak üzere yaşam döngüsünün tüm aşamaları için geçerlidir.

• Kapanış dahil olmak üzere tesis yaşam döngüsünün tüm aşamalarında riski yönetmek için izleme sistemleri tasarlayın, uygulayın ve işletin.

Yönetim ve Yönetişim

• Atık tesisinin güvenliği ve bütünlüğünü desteklemek için politikalar, sistemler ve hesap verme mekanizmaları oluşturun.

• Bir Kayıt Mühendisi (Engineer of Record) atayın ve yetkilendirin.

• Kapanış dahil olmak üzere atık tesisinin yaşam döngüsünün tüm aşamaları için güçlü bir kalite ve risk yönetim sisteminin bir parçası olarak gözden geçirme seviyeleri oluşturun ve uygulayın.

• Öğrenmeyi, iletişimi ve erken sorun tanımlamayı teşvik eden bir kurumsal kültür geliştirin.

• Endişeleri rapor etmek ve ele almak için bir süreç oluşturun ve ihbarcı korumaları uygulayın.

Acil Durum Yanıtı ve Uzun Dönem Kurtarma

• Atık tesisinin başarısızlığı durumunda acil durum yanıtı için hazırlık yapın.

• Felaket durumunda uzun vadeli kurtarma için hazırlık yapın.

Kamu Açıklaması ve Bilgiye Erişim

• Kamu hesap verebilirliğini desteklemek için atık tesisine ilişkin bilgileri kamuya açıklayın ve erişime sunun.

KANADA MADENCİLİK DERNEĞİ (THE MINING ASSOCIATION OF CANADA-MAC) SÜRDÜRÜLEBİLİR MADENCİLİK-ATIK YÖNETİM SİSTEMİ BELGELERİ

Kanada Madencilik Derneği'nin Sürdürülebilir Madencilik programı, madencilik şirketlerinin çevresel ve sosyal riskleri yönetmelerine destek olan ve küresel olarak tanınan bir programdır. Bu program, şirketlerin yüksek seviyedeki çevresel ve sosyal taahhütlerini yerine getirmelerine ve aynı zamanda topluluklara, toplu-luk katılımı, atık yönetimi ve biyoçeşitlilik gibi önemli alanlarda operasyonların nasıl performans gösterdiği hakkında değerli bilgiler sağlamalarına olanak tanır.

Programa ait protokoller, tesis düzeyindeki yönetim sistemlerinin kalitesini ve kapsamlılığını ölçmek için tasarlanmış bir dizi göstergeden oluşur ve endüstrinin kilit çevresel ve sosyal alanlardaki performansına genel bir bakış sağlamayı amaçlar. Çeşitli protokollere, üye şirketlerin bu alanlar için neleri taahhüt ettiğini ayrıntılı olarak açıklayan çerçeve belgeler de eşlik etmektedir. MAC- protokolleri şu şekildedir;

Topluluk ve İnsanlar

Yerli halklar ve Toplum İlişkileri, Kriz Yönetimi ve İletişim Planlaması, Güvenli, Sağlıklı ve Saygılı İş Yerleri, Adil ve kapsayıcı iş yerleri, Çocuk İşçiliğinin ve Zorla İşçiliğin Önlenmesi Protokolü

Çevre ve İklim Değişikliği

Atık Yönetimi, Biyoçeşitliliğin Korunması Yönetimi, Su Yönetimi, İklim Değişikliği Protokolü

MAC-TSM Atık Yönetimi Belgesi

TSM Atık Yönetimi Belgesi, atık yönetimi performansını ölçmek için kullanılır ve aşağıdakilere odaklanan beş performans göstergesine sahiptir:

1. Kurumsal atık yönetimi politikası ve taahhüdü geliştirmek,
2. Atık yönetimi için hesap verebilirlik ve sorumluluk atamak,
3. Sahaya özgü atık yönetim sistemlerinin ve acil durum hazırlık önlemlerinin geliştirilmesi ve uygulanması,
4. Sahaya özel İŞBİ (İşletme Bakım İzleme) kılavuzu geliştirme ve uygulama,
5. Yıllık atık yönetimi incelemelerinin yapılması,

TSM Atık Yönetimi Protokolü, diğer üç belge tarafından desteklenir ve doğrudan bunlara atıfta bulunur. Bu belgelerden ilki olan **Atık Tesislerinin Yönetimi Kılavuzu** (Atık Kılavuzu), sorumlu atık yönetimi konusunda rehberlik sağlar, şirketlerin sahaya özgü atık yönetim sistemleri geliştirmelerine ve uygulamalarına yardımcı olur ve mühendislik ve yönetim ilkelerinin atık yönetimine uygulanmasının tutarlılığını artırır.

İkinci belge Atıklar ve Su Yönetimi Tesisleri için **İşletme, Bakım ve İzleme Kılavuzu Geliştirme** (İŞBİK) belgesi olup, İŞBİ kılavuzlarının geliştirilmesi ve uygulanması konusunda rehberlik sağlar. Sahaya özgü İŞBİ kılavuzunda açıklanan işletme, bakım ve İzleme faaliyetlerinin geliştirilmesi ve uygulanması, bir atık yönetim planının uygulanması, performans hedeflerinin karşılanması ve riskin yönetilmesi için gereklidir.

Atık Yönetimi Protokolü'ndeki göstergelerin her biri için performans kriterlerini karşılamak üzere uygulanması gereken Atık Kılavuzu ve İŞBİ Kılavuzu›nun unsurlarını tanımlayan bir Uygunluk Tablosu mevcuttur. Üçüncü belge olan bu **Uygunluk Tablosu**, sahipler tarafından mevcut sistemlerindeki ve belgelerindeki boşlukları veya eksiklikleri belirlemek için bir kontrol listesi olarak da kullanılabilir. Ek olarak, Uygunluk Tablosu, uygunluk yönetimini, eğitim gereksinimlerinin belirlenmesini ve iç ve dış onayların alınması sürecini bilgilendirmek için kullanılabilir

ULUSLARARASI MADENCİLİK ve METALLER KONSEYİ (INTERNATIONAL COUNCIL ON MINING AND METALS (ICMM) SÜRDÜRÜRÜLEBİLİR MADENCİLİK PROGRAMI

Uluslararası Madencilik ve Metaller Konseyi (ICMM), kendisini küresel düzeyde adil ve sürdürülebilir madencilik ve metal endüstrisini desteklemeye adanmış uluslararası bir kuruluş olarak tanımlar. ICMM, madencilik ve metal şirketleri ve emtia derneklerini bir araya getirmiştir. ICMM vizyonunu, sorumlu bir şekilde üretilen mineraller ve metallerle sağlanan güvenli, adil ve sürdürülebilir bir dünya olarak ortaya koyar. Çevresel, sosyal ve yönetişim gerekliliklerini tanımlayan prensipleriyle tanınır. Bu prensipler, şirket üyelerinin performans beklentilerini kapsamlı bir şekilde belirlemekte ve madencilik ve metal endüstrisi için iyi uygulama gerekliliklerini tanımlamaktadır.

ICMM ayrıca, sürdürülebilir kalkınma hedeflerine ve iklim değişikliği ile ilgili Paris Anlaşması'nın küresel hedeflerine ilerleme kaydetmeyi desteklediğini öne sürer. Site düzeyinde performans beklentilerinin sağlam doğrulamasını ve kurumsal sürdürülebilirlik raporlarının güvenilir güvencesini içerdiğini belirtir. ICMM, madencilik endüstrisi için çevresel, sosyal ve yönetişim gereksinimlerini tanımlayan 10 temel prensip belirlemiştir. Bu prensipler, şirketlerin performansını yönlendirmek ve sürdürülebilir madencilik uygulamalarını teşvik etmek için tasarlanmıştır. ICMM' in madencilik endüstrisi için tanımladığı prensipler şunlardır;

1. **İş Ahlakı;** ICMM şirket üyeleri, sürdürülebilir kalkınmayı desteklemek için etik iş uygulamalarını ve sağlam kurumsal yönetim ve şeffaflık sistemlerini uygulamayı taahhüt eder. Bu prensibin performans beklentileri de şunlardır;

Yasal uyumluluk için sistemler kurun, rüşvet ve yolsuzluğu önleyin, politikaları ve standartları ICMM ile uyumlu hale getirin, sürdürülebilir kalkınma için yönetim kurulu/icra komitesi seviyesinde sorumluluk atayın, mali katkıları açıklayın

2. **Karar Alma;** ICMM şirket üyeleri, sürdürülebilir kalkınmayı kurumsal strateji ve karar alma süreçlerine entegre etmeyi taahhüt eder.

Bu prensibin performans beklentileri şu şekildedir; karar alma süreçlerine sürdürülebilirliği entegre edin, sorumlu iş ortaklarını destekleyin.

3. **İnsan Hakları;** ICMM şirket üyeleri, faaliyetlerimizden etkilenen işçilerin ve toplulukların haklarına, ilgi alanlarına, kültürlerine, geleneklerine ve değerlerine saygı göstermeyi taahhüt eder. Bu belgeye ait performans beklentileri şunlardır;

İnsan haklarına saygı gösterin, zorunlu yerinden edilmeyi önleyin, insan haklarını korurken güvenliği yönetin, çalışanların haklarına saygı gösterin, adil ücret ve çalışma saatleri sağlayın, yerli halkların haklarına saygı gösterin, önceden bilgilendirilmiş ve onaylı rıza elde etmek için çalışın, iş yerinde çeşitliliği teşvik edin, kapsayıcı bir iş yerini teşvik edin

4. **Risk Yönetimi;** ICMM şirket üyeleri, sağlam, bilime dayalı ve paydaşların risk algılarını dikkate alan etkili risk yönetimi stratejileri ve sistemleri uygulamayı taahhüt eder. Bu belgeye ait performans beklentileri şu şekildedir;

Çevresel ve sosyal riskleri değerlendirin, çatışmalardan etkilenen veya yüksek riskli bölgelerde gerekli özeni gösterin, sağlık, güvenlik ve çevresel riskleri sistematik olarak yönetin, acil duruma yanıt planlaması yapın.

5. **Sağlık ve Güvenlik;** ICMM şirket üyeleri, son hedef olarak sıfır zararla fiziksel ve psikolojik sağlık ve güvenlik performansında sürekli iyileşmeyi taahhüt eder. Beklentiler şunlardır;

Sağlık ve güvenliği sürekli iyileştirin, sağlık ve güvenlik eğitimi sağlayın.

6. **Çevresel Performans;** ICMM şirket üyeleri, su yönetimi, enerji kullanımı ve iklim değişikliği gibi çevresel performans konularında sürekli iyileşmeyi taahhüt eder. Beklentiler şöyledir;

Kapama için plan yapın, su yönetimi uygulamalarını gerçekleştirin, atıkları etkili bir şekilde yönetin, kirliliği önleyin ve salınım ve atıkları yönetin, enerji verimliliğini artırın ve sera gazı emisyonlarını azaltın.

7. **Biyoçeşitliliğin Korunması;** ICMM şirket üyeleri, biyoçeşitliliğin korunmasına ve arazi kullanımı planlamasına entegre yaklaşımlarla katkıda bulunmayı taahhüt eder. Beklentiler şöyledir;

Dünya mirası sitelerinden kaçının ve yasal olarak belirlenmiş koruma alanlarına saygı gösterin, Net kayıp olmaması hedefiyle azaltma hiyerarşisini uygulayın.

8. **Sorumlu Üretim;** ICMM şirket üyeleri, metaller ve mineraller içeren ürünlerin sorumlu tasarımı, kullanımı, yeniden kullanımı, geri dönüşümü ve bertarafı için bilgi tabanını ve sistemleri kolaylaştırmayı ve desteklemeyi taahhüt eder. Beklentiler şöyledir; Geri kazanın, yeniden kullanın ve geri dönüştürün, Ürün tehlikelerini değerlendirin.

9. **Sosyal Performans;** ICMM şirket üyeleri, sosyal performansta sürekli iyileşmeyi sürdürmeyi ve ev sahibi ülkelerin ve toplulukların sosyal, ekonomik ve kurumsal gelişimine katkıda bulunmayı taahhüt eder. Beklentiler şöyledir;

Toplum gelişimine katkıda bulunun, Yerel ekonomik fırsatları destekleyin, Yerel paydaşlarla iletişim Kurun, Zanaatkâr madencilik sorunları üzerinde iş birliği yapın.

10. **Paydaş Katılımı;** ICMM şirket üyeleri, sürdürülebilir kalkınma zorlukları ve fırsatları konusunda anahtar paydaşlarla açık ve şeffaf bir şekilde proaktif olarak iletişim kurmayı, etkili bir şekilde raporlamayı ve ilerlemeyi ve performansı bağımsız olarak doğrulamayı taahhüt eder. Beklentiler şöyledir;

Kurumsal paydaşlarla şeffaf bir şekilde iletişim kurun, Çıkarım Endüstrileri Şeffaflık Girişimi (EITI, Extractive Industries Transparency Initiative)'ni destekleyin, Küresel Raporlama Girişimi (GRI, Global Reporting Initiative)'e Yıllık Rapor verin, güvence ve doğrulama işlemleri yürütün.

KONSOLİDE MADENCİLİK STANDARDI

Bu standart' a ait girişim The Copper Mark, ICMM, Canadian Mining Association-TSM, World Gold Council tarafından, Ekim-2024' de bir kamu istişare taslağı yayınlayarak başlatılmıştır. Taslağa göre Standard, 24 performans alanından oluşmaktadır ve her alana ait üç düzey tanımlanmıştır. Bunlar Temel Uygulama, İyi Uygulama, Öncü Uygulama düzeyleridir. Konsolide Madencilik Standardına ait Performans Alanları şu başlıklar altında işlem görmektedir; Kurumsal Gereksinimler, İş Bütünlüğü, Sorumlu Tedarik Zincirleri, Yeni Projeler, Genişletmeler ve Yeniden Yerleşim, İnsan Hakları, Çocuk İşçiliği ve Modern Kölelik, Çalışanların Hakları, Çeşitlilik, Eşitlik ve Kapsayıcılık, Güvenli, Sağlıklı ve Saygılı İş Yerleri, Acil Durumlara Hazırlık ve Müdahale, Güvenlik Yönetimi, Paydaş Katılımı, Toplumsal Etkiler ve Faydalar, Yerli Halklar, Kültürel Miras, Zanaat ve Küçük Ölçekli Madencilik, Şikâyet Yönetimi, Su Yönetimi, Biyoçeşitlilik, Ekosistem Hizmetleri ve Doğa, İklim Eylemi, **Atık Yönetimi**, Kirliliğin Önlenmesi, Döngüsel Ekonomi, Kapanış.

Bu alanlardan **Atık Yönetimi'**nin amacı şöyle tarif edilmiştir; Uluslararası kabul görmüş standartlar doğrultusunda kapsamlı, risk temelli yönetim ve yönetişim uygulamalarını yansıtan bir atık yönetim sistemi uygulayarak atık tesislerini tasarlamak, inşa etmek, işletmek ve güvenli bir şekilde kapatmak.

Temel uygulama seviyesi gerekliliği şöyledir:

1. Atık Yönetimi Küresel Endüstri Standardı (GISTM) veya Kanada Madencilik Birliği (MAC) Atık Yönetimi Protokolü'nü uygulayarak atıkların sorumlu bir şekilde yönetileceğini kamuoyuna taahhüt edin. Nehir akarı kullanma yönteminin (riverin) 1 Ocak 2024'ten sonra üretime başlayan madenlerde kullanılması yasaktır.

İyi uygulama seviyesi gereklilikleri şu şekildedir:

1. GISTM veya MAC Atık Yönetimi Protokolü'nü uygulayın ve bunlara uyumu takip edin.

2. GISTM veya MAC Atık Yönetimi Protokolü'nün ilgili tüm gerekliliklerini dahili olarak gözden geçirin ve geleneksel olmayan atık yönetimi çözümlerine uygulayın.

3. GISTM için ICMM Uygunluk Protokollerinde veya MAC Atık Yönetimi Protokolünde belirtilen aralıklarla atık tesislerinin uygunluk durumuna ilişkin dahili incelemeler gerçekleştirin ve bağımsız denetimleri tamamlayın.

4. Atık tesislerinin genel uygunluk durumunu, GISTM için ICMM Uygunluk Protokolleri veya MAC Atık Yönetimi Protokolü'nde belirtilen aralıklara uygun olarak kamuya açıklayın, eksikleri açıkça tanımlayın ve bunları ele almak için zamana bağlı bir eylem özeti sunun.

Öncü uygulama seviyesi gerekliliği şu şekildedir:

1. GISTM veya MAC'in Atık Yönetimi Protokolü ile tam uyumluluk gösterin.

SONUÇ

Küresel ve ulusal düzeyde metal gereksinimi artmakta, madencilik faaliyetleri ve üretim miktarları yükselmekte devamında da kazalar artmaktadır.

Source: World Mine Tailings Failure. https://worldminetailingsfailures.org/

Çok ciddi kazalar Ciddi kazalar Doğrusal (çok ciddi kazalar) Doğrusal (ciddi kazalar)

Şekil 1 Atık Depolama Tesislerinde Çok Ciddi ve Ciddi Kazalar

Bu nedenle, yukarıda sunulan istatistiğin bir parçası olmamak için, küresel düzeyde uygulanan sürdürülebilir madencilik ve dolayısı ile atık yönetimine ait "en iyi teknolojiler" ile "en iyi" uygulamaları ivedilikle öğrenmek, anlamak ve uygulamak gerekmektedir. Ülkemiz madenciliğinin uygar ülkelerin madencilik seviyesine ulaşabilmesi için, madencilikte sürdürülebilirliğe ilişkin uygulamaların yasal mevzuatta karşılığı da oluşturulmalı, Üniversitelerimiz eğitim, işletmelerimiz uygulama alanlarında, dünya madenciliğinin geliştirdiği 'sürdürülebilir madencilik' ilkelerini ödünsüz olarak, uygulamaya başlamalıdır.

KAYNAKLAR

Mining Association of Canada (2021). A Guide to the Management of Tailings Facilities Version 3.2. *https://mining.ca/our-focus/tailings-management/tailings-guide/*

Mining Association of Canada (2021). Developing an Operation, Maintenance, and Surveillance Manual for Tailings and Water Management Facilities Version 2.1. *https://mining.ca/our-focus/tailings-management/oms-guide/*

Mining Association of Canada (2022). Table of Conformance. *https://mining.ca/documents/table-of-conformance-2022/*

Mining Association of Canada (2023). Towards Sustainable Mining Tailings Management Protocol. *https://mining.ca/towards-sustainable-mining/protocols-frameworks/tailings-management-protocol/*

Mining Association of Canada (2025). TSM 101: A Primer. *https://mining.ca/documents/tsm-101-a-primer/*

Global Tailings Review (2020). Global Industry Standard on Tailings Management. *https://globaltailingsreview.org/global-industry-standard/*

Mining Association of Canada (2021b). MAC Updates Tailings Management Guidance to Align with Global Standard. Press release issued in Ottawa, Canada, on 7 April 2021. *https://mining.ca/press-releases/mac-updates-tailings-management-guidance-to-align-with-global-standard/*

Franco Oboni, Prof. Cesar Oboni (2020). Tailings Dam Management for the Twenty-First Century. *What Mining Companies Need to Know and Do to Thrive in Our Complex World.*

K. M. Chovan, M. R. Julien, É.-P. Ingabire, E. Masengo, T. Lépine, M. James, P. Lavoie - CIM Journal "Environmental and Social Responsibility - Risk Assessment for Tailings Management" (23 Mar 2021 - Pages 9-24). *DOI: https://doi.org/10.1080/19236026.2020.1866336*

Members And Associate Members of The Mining Association of Canada. *Firms İmplementing The MAC Risk-Based Management System - Our Members - The Mining Association of Canada*

Y.S. İnci, P. Kimball, G. Uzuncelebi, H. Ürkmez "Kuru Atık Depolama Yöntemi - Dry Tailings Storage Method" (IMCET - 16 April 2019 – Pages 1540-1530). *ddcb03c09924b75_ek.pdf (maden.org.tr)*

Görkem UZUNÇELEBİ, Sean ENNIS, Ernesto Ruiz CASTRO, Yavuz Selim İNCİ, Halil ÜRKMEZ *"Stability Performance of Efemçukuru Gold Mine Waste Storage Facility ın October 2020 Aegean Sea Earthquake" (IMCET – March 2022).*

Halil ÜRKMEZ, Charles DUMARESQ, Ben CHALMERS, Yavuz Selim İNCİ, Görkem UZUNCELEBİ, Sean ENNIS, Ernesto Ruiz CASTRO *"Mining Association of Canada - Towards Sustainable Mining Tailings Management Protocol and Aplication ın Turkey" (IMCET – March 2022).*

Halil ÜRKMEZ, Yavuz Selim İNCİ, Sean ENNIS, Ernesto Ruiz CASTRO, Görkem UZUNÇELEBİ *"Risk Based Tailings Management" (IMCET – March 2022).*

Yavuz Selim İNCİ, Peter KIMBALL, Görkem UZUNCELEBİ, Halil ÜRKMEZ *"Application of Filtered Tailings Storage Method at Efemçukuru Gold Mine" (IMCET – March 2022).*

GUIDELINES FOR Mine Waste Dump and Stockpile Design EDITORS: MARK HAWLEY AND JOHN CUNNING, 2017

İLGİLİ WEB KAYNAKLARI

https://mining.ca/wp-content/uploads/dlm_uploads/2022/08/TSM-Tailings-Management-Protocol-June-2022.pdf

https://mining.ca/towards-sustainable-mining/

https://mining.ca/towards-sustainable-mining/protocols-guides/

https://www.icmm.com/en-gb/our-story/who-we-are

https://www.icmm.com/en-gb/our-story/our-approach

https://www.icmm.com/en-gb/our-principles

https://www.icmm.com/en-gb/guidance/innovation/2022/tailings-reduction-roadmap

https://www.icmm.com/en-gb/guidance/innovation/2022/tailings-management-training

https://www.icmm.com/en-gb/guidance/innovation/2021/tailings-management-good-practice

https://globaltailingsreview.org/global-industry-standard/

https://globaltailingsreview.org/wp-content/uploads/2020/08/global-industry-standard_EN.pdf

https://globaltailingsreview.org/wp-content/uploads/2020/08/global-industry-standard_EN.pdf

https://www.unep.org/news-and-stories/press-release/new-independent-global-tailings-management-institute-announced-drive

https://gridarendal-website-live.s3.amazonaws.com/production/documents/:s_document/371/original/RRA_MineTailings_lores.pdf?1510660693

https://www.icmm.com/website/publications/pdfs/environmental-stewardship/2019/guidance_integrated-mine-closure.pdf?cb=60008



MADENLERDE İŞ SAĞLIĞI VE GÜVENLİĞİ YÖNETİMİ

OCCUPATIONAL HEALTH AND SAFETY MANAGEMENT IN MINES

MADENCİLİKTE MİKROSİSMİK İZLEME İLE GÜVENLİK VE ERKEN UYARI SİSTEMİNİN GELİŞTİRİLMESİ

DEVELOPMENT OF SAFETY AND EARLY WARNING SYSTEM THROUGH MICROSEISMIC MONITORING IN MINING

G. G. U Aksoy [1,*], C. O. Aksoy [2], O. Savaş [3], B. Kaypak [4], B. Turhan [5], A. B. Aktaş [6], Y. Aydemir [6], T. Bilgiç[7]

[1] Hacettepe Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü
*(*Sorumlu yazar: gulsevaksoy@hacettepe.edu.tr)*
[2] Dokuz Eylül Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü
[3] GOA Ar-Ge Madencilik ve Çevre Tek. Ltd. Şti.
[4] Ankara Üniversitesi, Jeofizik Mühendisliği Bölümü
[5] TPAO
[6] TÜMAD Madencilik ve San. Tic. A.Ş.
[7] Mikrosismik Ltd. Şti.

ÖZ

Madencilik faaliyetleri, yer altındaki gerilme değişimlerine bağlı olarak çeşitli sismik olayları tetikleyebilir ve bu durum, iş sağlığı ve güvenliği açısından kritik riskler oluşturabilir. Bu çalışmada, TÜMAD Lapseki Altın Madeni açık işletme sahasında gerçekleştirilen mikrosismik izleme çalışmaları ele alınmaktadır. Proje kapsamında 7 adet kuyu içi ve 17 adet yüzey sensöründen oluşan bir mikrosismik izleme ağı kurulmuş, bu sensörler aracılığıyla madencilik faaliyetleriyle ilişkili mikrosismik olaylar tespit edilerek analiz edilmeye başlanmıştır. Elde edilen veriler, patlatmalar, kazılar ve makine operasyonları gibi madencilik süreçlerinin tetiklediği sismik hareketlerin belirlenmesi ve potansiyel risklerin önceden tespiti amacıyla değerlendirilmektedir. Mikrosismik olayların konumlandığı bölgeler, radar temelli yüzey deformasyon ölçümleri ve şev stabilite analizleriyle karşılaştırmalı olarak incelenmiş; bazı kümelenmelerin düşük güvenlik katsayısına sahip alanlarla örtüştüğü gözlemlenmiştir. Özellikle gerilme birikimi olan bölgeler tespit edilerek madencilik faaliyetlerinin yönlendirilmesi hedeflenmektedir. Ayrıca, geliştirilen yerli yazılım tabanlı erken uyarı sistemi ile mikrosismik olayların trafik ışığı sistemi benzeri bir yapı ile sınıflandırılması ve olası tehlike seviyelerine göre madencilik operasyonlarının optimize edilmesi sağlanacaktır. Bu kapsamda mikrosismik, radar ve sayısal analizlerin birlikte değerlendirilmesiyle daha güvenli, veriye dayalı ve öngörülebilir üretim süreçlerinin desteklenmesi amaçlanmaktadır. Bu çalışma, Türkiye'de madencilik sektöründe mikrosismik izleme yöntemlerinin standart hale getirilmesine yönelik önemli bir adım olup, kazaların önlenmesi ve madencilik faaliyetlerinin daha güvenli hale getirilmesine katkı sunmayı hedeflemektedir.

Anahtar Sözcükler: Mikrosismik izleme, madencilik güvenliği, erken uyarı sistemi, gerilme birikimi, sismik risk analizi

ABSTRACT

Mining activities can trigger various seismic events due to underground stress changes, posing critical risks to occupational health and safety. This study focuses on microseismic monitoring conducted at the TÜMAD

Lapseki Gold Mine open pit mining site. As part of the project, a microseismic monitoring network consisting of 7 downhole and 17 surface sensors has been established, and seismic events related to mining activities have started to be detected and analyzed through these sensors. The collected data are evaluated to identify seismic movements triggered by mining processes such as blasting, excavation, and machine operations, and to detect potential risks in advance. The spatial distribution of microseismic events has also been compared with radar-based surface deformation measurements and slope stability analyses, revealing a partial overlap between event clusters and zones with low factors of safety. In particular, areas with stress accumulation are being identified to guide mining operations. Additionally, a locally developed early warning system has been introduced, classifying microseismic events through a traffic light model and optimizing mining operations based on potential hazard levels. In this context, the integrated assessment of microseismic, radar, and numerical analysis data aims to support safer, data-driven, and more predictive production planning. This study represents a significant step towards standardizing microseismic monitoring methods in Turkey's mining industry, aiming to prevent accidents and enhance the safety of mining activities.

Keywords: Microseismic monitoring, mining safety, early warning system, stress accumulation, seismic risk analysis

GİRİŞ

Günümüzde hızla artan hammadde ihtiyacı, mevcut kaynakların giderek azalıyor olması ve madencilik teknolojilerindeki gelişmeler, sektörü daha derin cevherleşmeleri değerlendirmeye yönlendirmiştir. Bu durum, daha önce ekonomik bulunmayan derin cevherlerin çıkarılmasını kaçınılmaz hale getirmiştir. Bunun sonucunda açık ocak ve yeraltı madenciliğinde üretim ölçekleri büyük oranda artmıştır. Derinleşen kazılarla birlikte, nihai basamakların ve yeraltı galerilerinin duraylı kalması giderek daha karmaşık hale gelmektedir. Bu karmaşıklık, jeoteknik risklerin artmasına neden olmakta ve yaşanabilecek kontrolsüz yenilmeler, heyelanlar veya göçükler ciddi can ve mal kayıplarına yol açabilmektedir. Özellikle açık ocaklarda meydana gelen büyük ölçekli basamak yenilmeleri, sadece üretim süreçlerini aksatmakla kalmamakta, aynı zamanda yeniden ocak tasarımı ihtiyacını doğurarak işletmeye uzun vadeli ekonomik zararlar vermektedir.

Sürdürülebilir madencilik anlayışının temelinde, çevresel sorumluluk ve çalışan sağlığının korunması yer almakta olup, bu hedeflere ulaşabilmek için işletmelerde jeoteknik izleme sistemlerinin bütüncül bir yaklaşımla uygulanması kaçınılmaz hale gelmiştir. Bu kapsamda, mikrosismik izleme yöntemleri hem yeraltı hem de açık ocak madenciliğinde yer kabuğundaki gerilme birikimlerinin ve ani enerji boşalmalarının tespiti açısından son derece kritik bir rol oynamaktadır.

Bu çalışmada, TÜMAD Lapseki Altın Madeni'nde kurulan mikrosismik izleme ağı üzerinden madencilik faaliyetleriyle ilişkili mikrosismik olayların değerlendirilmesi amaçlanmıştır. Mikrosismik veriler; patlatma, delme, kazı gibi üretim faaliyetlerinden kaynaklanan sismik tepkilerin zamansal ve mekansal analizine olanak tanımaktadır. Ayrıca, geliştirilen yazılım temelli sistemle birlikte mikrosismik olayların büyüklükleri, zaman içindeki kümelenmeleri ve konumlarına bağlı olarak bir erken uyarı sistemi oluşturulması hedeflenmektedir. Bu sistem, "trafik ışığı" benzeri bir modelle çalışmakta; düşük riskli durumlar için yeşil, dikkat gerektiren koşullar için sarı ve yüksek riskli, acil müdahale gerektiren durumlar için kırmızı uyarılar üretmektedir. Böylece sahadaki risk durumları gerçek zamanlı veriler üzerinden takip edilebilmekte, karar alma süreçleri bireysel inisiyatiften çıkarılarak sayısal ve nesnel verilere dayandırılmaktadır. Bu yaklaşım, madencilikte güvenli üretim ve önleyici müdahale stratejilerinin oluşturulması açısından yeni bir perspektif sunmaktadır. Ayrıca, mikrosismik ve radar verileriyle desteklenen şev stabilite analizleriyle, saha içi risk bölgeleri hem yüzey hem yer altı ölçeğinde karşılaştırmalı olarak değerlendirilmiştir.

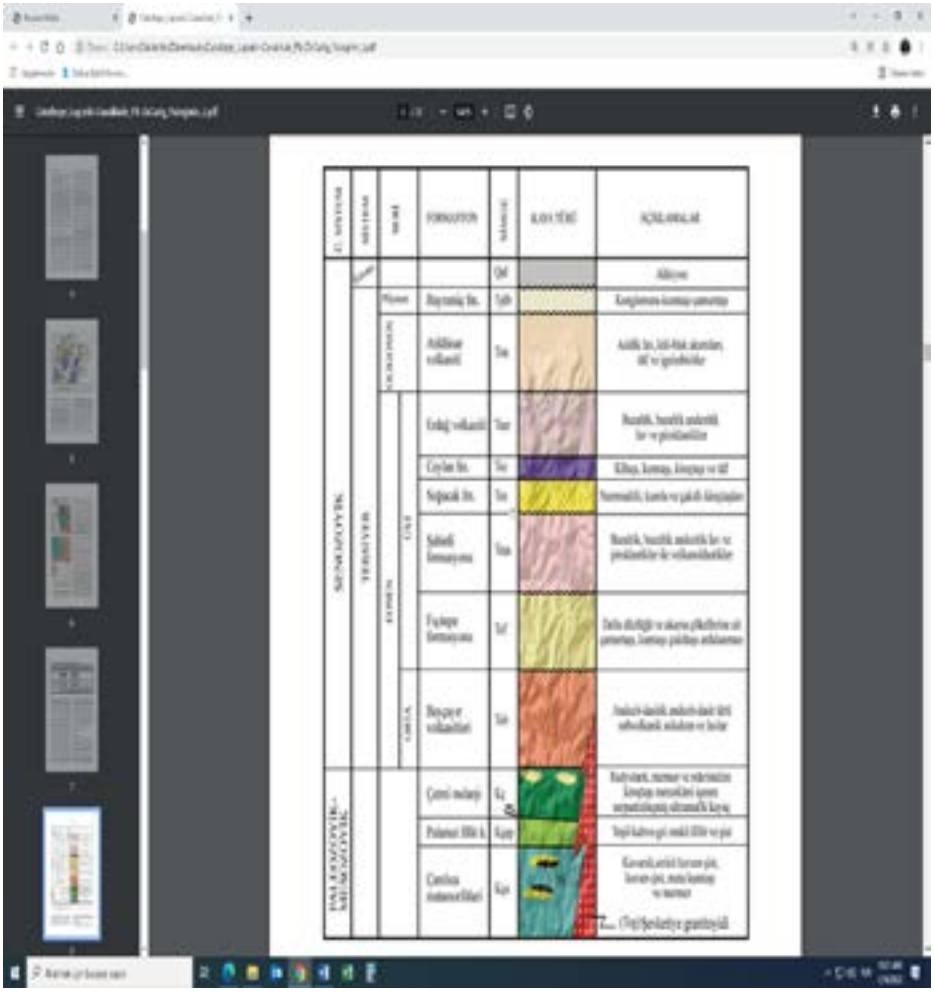
Son yıllarda mikrosismik izleme sistemlerinin yer altı çatlak gelişimi, kırık zonlarının yeniden etkinleşmesi ve gerilme boşalmasının takibinde etkin bir yöntem olduğu gösterilmiştir (Liu vd., 2024). Mikrosismik ve gerilme izleme verilerinin birlikte değerlendirilmesiyle, maden kaynaklı sismik risklerin modellenmesi

ve kontrol stratejilerinin belirlenmesine yönelik başarılı uygulamalar da literatürde rapor edilmiştir (Sun vd., 2024). Radar temelli sistemler ise açık ocak işletmelerinde şev hareketlerini milimetre hassasiyetinde izleme kapasitesi sayesinde ani deformasyonların erken tespiti ve güvenli üretim planlamasına katkı sağlamaktadır (Masood vd., 2023; Oosthuizen vd., 2018). Bu teknolojilerin entegre ve karşılaştırmalı olarak değerlendirilmesi, madencilik faaliyetlerinde hem önleyici müdahalelerin etkinliğini artırmakta hem de sahaya özgü jeoteknik karar süreçlerini desteklemektedir.

ÇALIŞMA SAHASI VE GENEL JEOLOJİ

Çalışma alanı Marmara Bölgesi içerisinde yer almaktadır ve Alpin Orojenik Sistemi ile ilişkilendirilmektedir. Yapılan çalışmalar, Biga Yarımadasının jeotektonik konum olarak Pontidler içinde yer aldığını göstermektedir. Biga Yarımadası Kaz Dağları ve çevresinde yüzeylenen yüksek dereceli metamorfizmaya uğramış kayaçlardan oluşmaktadır. Birim alttan üste doğru mermer ara bantlı amfibollü gnays, metaofiyolitler ve kuvarso-feldispatik gnayslar ile temsil edilmektedir. Bölge, Tersiyer sırasında Paleosen Eosen'den başlayarak Miyosen sonuna kadar süregelen bir magmatizmanın etkisi altında kalmıştır. Bu sırada çoğunlukla granodiyorit bileşimli birçok granitoyid kütlesi temel kayaçlarına sokulum yaparken, andezit-dasit-riyodasit-riyolit bileşimli volkanik kayaçlar ise benzer zaman aralıklarında temel kayaçlarını kesmiş veya bunları uyumsuz olarak örtmüştür. Yine bu dönemde Biga Yarımadası'nda volkanik aktiviteyle çoğu kez eş yaşlı olarak yoğun bir sedimantasyon meydana gelmiştir (Siyako vd., 1989).

Çalışmaya konu olan bölge ve çevresinde Miyosen yaşlı volkanik ve sedimanter birimler yaygın olarak gözlenmektedir. Çalışma bölgesi ve çevresinin genelleştirilmiş ölçeksiz kolon kesiti Şekil 1'de sunulmuştur.



Şekil 1. Çalışma alanı ve çevresinin genelleştirilmiş kolon kesiti (Demirela vd, 2014'ten alınmıştır)

İnceleme alanı ve çevresinde gözlenen birimler Şahinli formasyonunun Bilaller üyesi olarak adlandırılmıştır. Bu formasyon tüf, volkanik kırıntılı, volkanik ve tortul breş, mikaşist ve bazalt dayklarından oluşmuştur. Tesis alanında yapılan sondajlar sırasında inceleme sahasının üst seviyelerinin tüf ile kaplandığı, alt derinliklerde volkanik kırıntılı birimlerin görüldüğü gözlenmiştir. Volkan kırıntılı birimler, yer yer türbiditik çökeller, andezitik bazaltik bileşimli lavlardan oluşmuş ve tektonikten etkilenmiştir. Formasyon çok sayıda bazaltik bileşimli dayk tarafından kesilmektedir. Bilaller üyesi: Şahinli formasyonu içindeki volkanik kırıntılıları, yer yer türbiditik çökeller ve bu çökellerden ayırt edilemeyen bazaltik ve yer yer bazaltik andezit bileşimli lavlar Bilaller üyesi olarak adlandırılmaktadır.

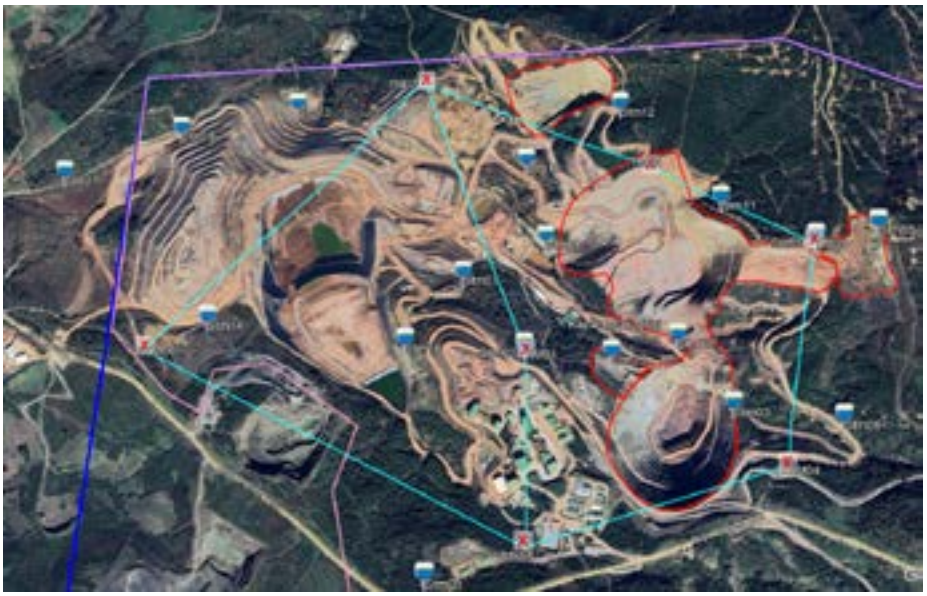
VERİ TOPLAMA VE YÖNTEM

Çalışma sahasında, güvenli madencilik faaliyetlerinin yürütülebilmesi için uzun süredir radar temelli yüzey deformasyon izleme sistemleri kullanılmaktadır. Bu sistemler, özellikle şev ve basamak yüzeylerindeki yatay ve düşey yer değiştirmeleri yüksek doğrulukla tespit etmekte; ani gelişen yüzeysel deformasyonların belirlenmesinde önemli rol oynamaktadır. Ancak radar sistemleri, sadece yüzeyde meydana gelen hareketleri ölçebilmekte; yer altındaki gerilme birikimi, kırık gelişimi, çatlakların oluşumu gibi öncül jeodinamik süreçlere duyarlı değildir. Bu nedenle, derinlerde başlayan deformasyonları önceden izleyebilmek amacıyla sahada mikrosismik izleme ağı kurulmuştur.

Mikrosismik İzleme Ağı Kurulumu

Mikrosismik izleme sistemi kapsamında, kuyu tipi 7 adet kalıcı istasyon (TM01–TM07) ve 17 adet geçici yüzey sensöründen (Stm01–Stm17) oluşan toplam 24 sensörlü bir ağ yapılandırılmıştır. Kuyu tipi sensörler, yaklaşık 60–75 metre derinlikteki sondajlara yerleştirilmiş olup, yüzeydeki çevresel gürültü etkisini azaltmak ve yüksek frekanslı, düşük enerjili mikrosismik olayları tespit etmek amacıyla seçilmiştir. Sensör yerleşimleri, jeoteknik risk bölgeleri, aktif kazı alanları ve faylanma potansiyeli taşıyan zonlar dikkate alınarak planlanmıştır. Sistem, gerçek zamanlı veri aktarımına uygun şekilde yapılandırılmıştır.

Geçici yüzey sensörleri, kuyu tipi sensörler tarafından kaydedilen mikrosismik olayları teyit etmek ve veri kalitesini artırmak amacıyla sahaya yerleştirilmiştir. Bu sensörler, kayıtlı olayların faz tanımlarında zamanlama doğruluğunu artırmak ve olay konumlandırmalarının üç boyutlu çözünürlüğünü güçlendirmek üzere yaklaşık 50 cm derinliğe gömülerek konumlandırılmıştır. Sensörlerin genel yerleşimi, saha sınırları ile birlikte Google Earth uydu görüntüsü üzerinden görsel olarak sunulmuştur (Şekil 2).



Şekil 2. Sensörlerin genel yerleşimi, Google Earth uydu görüntüsü

Radar Sistemlerinin Rolü

Radar temelli deformasyon izleme sistemleri, elektromanyetik dalgaların yüzeyden yansıma süresini ve frekans kaymasını ölçerek yüzeydeki yer değiştirmeleri milimetre hassasiyetle tespit edebilen uzaktan algılama teknolojileridir. Madencilikte bu sistemler, özellikle açık ocak işletmelerinde şev duraylılığını izlemek, ani deformasyonları önceden belirlemek ve güvenlik risklerini minimize etmek amacıyla yaygın olarak kullanılmaktadır. Bu çalışmanın yürütüldüğü sahada da radar sistemi aktif biçimde devrede olup, üretimin sürdüğü basamak yüzeylerinin sürekli (7/24) takibini sağlamaktadır.

Bu bağlamda, Şubat 2025'te meydana gelen yoğun yağışlı bir dönemde, sistem tarafından lokal ölçekte gelişen bir basamak akması başarıyla tespit edilmiş; yüzey deformasyonunun yeri ve şiddeti radar verileriyle doğrulanmıştır.

Radar ve mikrosismik sistemlerin farklı ölçek ve derinlik düzeylerine duyarlılığı sayesinde, sahada meydana gelen deformasyon süreçleri hem yüzeyden hem de yer altından izlenebilir hale gelmiştir. Her iki yöntemin birlikte kullanılması, şev duraylılığının değerlendirilmesinde daha kapsamlı bir veri tabanı sunmakta ve olası risklerin daha sağlıklı analiz edilmesine katkı sağlamaktadır.

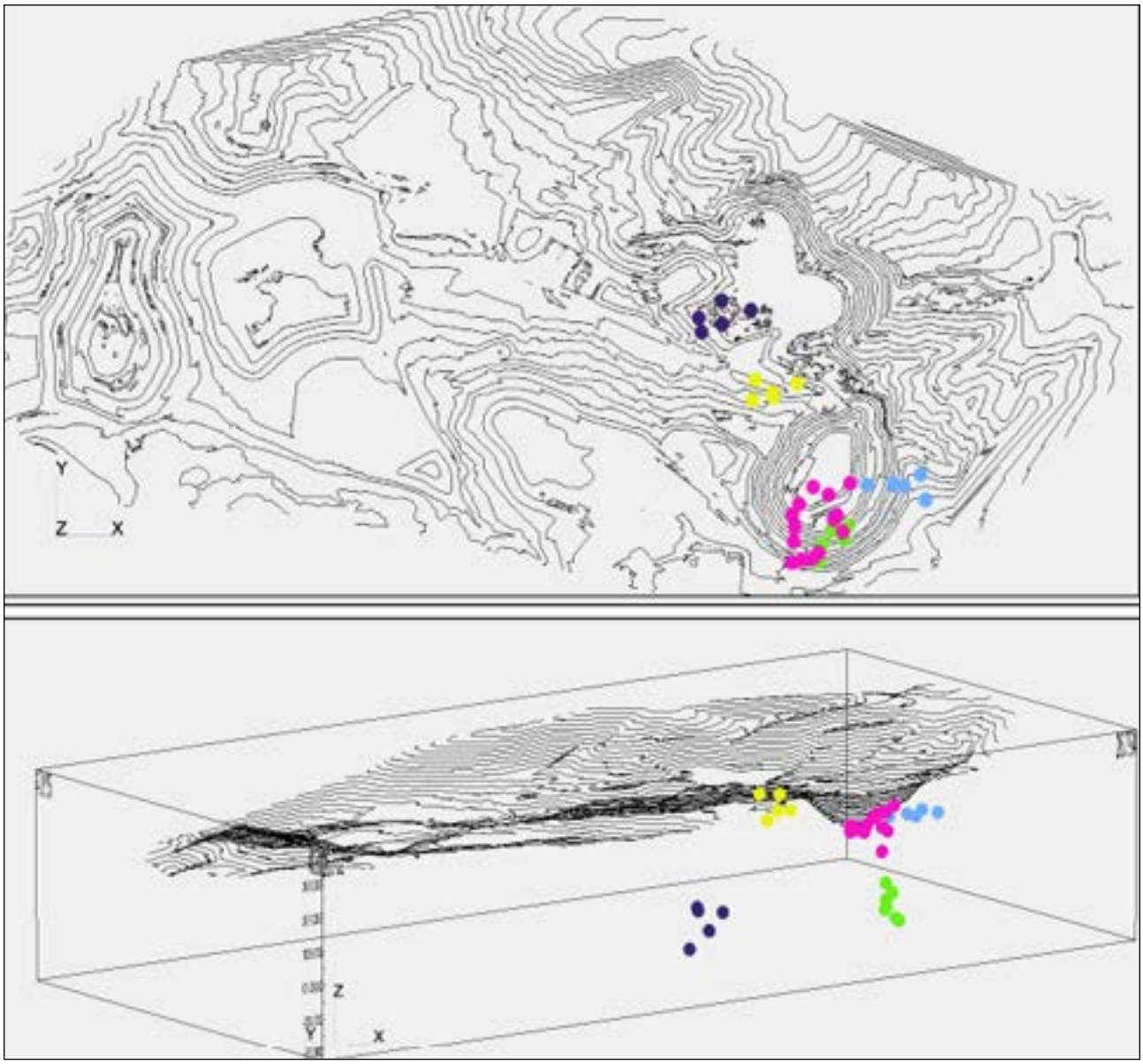
GÖZLEM VE ANALİZ BULGULARI

Kurulan mikrosismik izleme ağı üzerinden Ocak–Mayıs 2025 döneminde toplam 126 mikrosismik olay tespit edilmiştir. Bu olayların büyüklükleri Md = 0.0–1.4 arasında değişmekte olup, olayların büyük kısmı düşük enerjili ve kısa süreli yer altı hareketlerini temsil etmektedir. Olaylar, Grid Search algoritması ve manuel faz tanımlamalarıyla konumlandırılmış; ortalama RMS değeri 0.033 s olarak hesaplanmış, bu da konum doğruluğunun yüksek olduğunu göstermektedir.

Mikrosismik olayların mekânsal dağılımına bakıldığında, ocaklar çevresi başta olmak üzere madenin doğu ve güneydoğu bölümlerinde yoğunlaşmalar gözlenmiştir. Bu kümelenmeler, üretim bölgelerine yakın olup; delme, patlatma, yükleme ve taşıma gibi madencilik faaliyetlerinin doğrudan etkisini yansıtan, her istasyonda kendine özgü bir sinyal "iz" oluşturmuştur. Bu sinyallerin karakteristik tekrarı, artık kullanılan yöntemle ilişkilendirilerek tanımlanabilir hâle gelmiştir.

Ancak, radar sistemi ile 16–17 Şubat 2025 tarihlerinde tespit edilen lokal basamak akmasına karşılık, aynı bölgede bu tarihlerde herhangi bir mikrosismik olay kaydedilmemiştir. Bu dönemde günlük yağış miktarları sırasıyla 12.4 mm (16.02.2025) ve 25 mm (17.02.2025) olarak ölçülmüş olup, olayın yüzeysel ve su kaynaklı olduğu, yer altı kırık-çatlak sistemlerinde belirgin bir devinim yaratmadığı anlaşılmaktadır. Mikrosismik sistemin bu olayı kaydetmemesi, sistemin özellikle derin kaynaklı ve gerilme birikimiyle ilişkili olaylara duyarlı olduğunu bir kez daha ortaya koymaktadır.

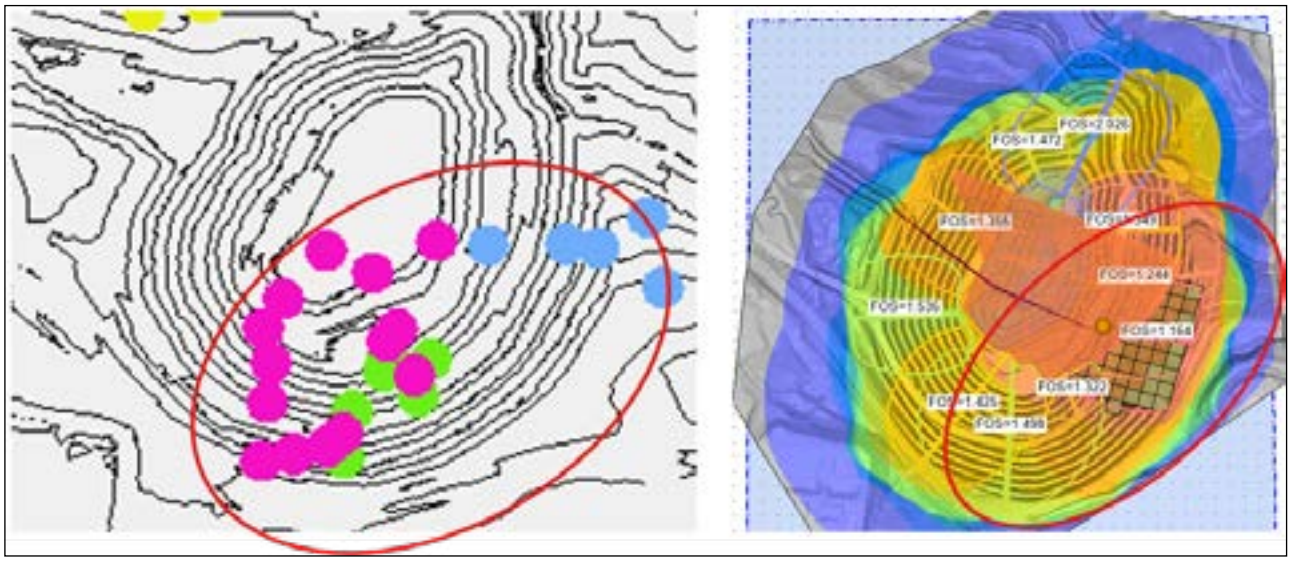
Aşağıda sunulan görsellerde, Ocak–Mayıs 2025 dönemine ait mikrosismik olayların mekânsal dağılımı 2B ve 3B olarak sunulmuştur. Görselde pembe, mavi, sarı ve yeşil renklerle gösterilen kümeler, sahadaki farklı dönem ve konumlarda gelişen mikrosismik aktiviteyi temsil etmektedir. Özellikle ocaklar çevresindeki kümelenmelerin zamansal olarak da tekrar ettiği gözlenmiş ve bu alanlar, aktif jeomekanik zonlar olarak değerlendirilmiştir.



Şekil 3. Ocak–Mayıs 2025 dönemine ait mikrosismik olayların 2B (üstte) ve 3B (altta) mekânsal dağılım haritası

Bu bulgular, yüzey radar sistemiyle yapılan gözlemlerin yer altı mikrosismik verilerle birlikte yorumlanmasının önemini ortaya koymuş; sistemin sadece yüzey hareketlerine değil, yer altı gerilme boşalmalarına da duyarlı olması gerektiğini göstermiştir. Ayrıca mikrosismik sistemin üretimle ilişkili olayları net biçimde algılaması, bu teknolojinin günlük operasyonlarla bütünleşik bir erken uyarı sistemine dönüştürülmesini mümkün kılmaktadır.

Ayrıca, sahada gerçekleştirilen statik şev stabilite analizlerinin sonuçları ile mikrosismik izleme verileri karşılaştırmalı olarak değerlendirildiğinde, dikkat çekici bir mekânsal örtüşme gözlemlenmiştir. Mikrosismik olayların özellikle ocağın güneydoğu bölgesinde kümelendiği; aynı alanlarda statik analiz sonuçlarına göre güvenlik katsayısı (FOS) düşük olan potansiyel kayma yüzeylerinin yer aldığı görülmüştür. Bu iki farklı veri kaynağının benzer bölgeleri işaret etmesi, söz konusu alanların yapısal olarak zayıf olabileceğine işaret etmektedir. Burada dinamik bir analiz yapılmamış olsa da, mikrosismik izleme bulgularının statik şev stabilite modeliyle kısmen örtüşmesi, bu alanların daha yakından izlenmesi gerektiğini düşündürmektedir. Şekil 4'te, mikrosismik olay kümelenmeleri ile analiz sonucunda elde edilen düşük FOS bölgeleri birlikte sunulmuştur.



Şekil 4. Mikrosismik olay kümelenmeleri (solda) ile 3B şev stabilite analizinde elde edilen düşük güvenlik katsayılı (FOS) alanlar ve potansiyel kayma yüzeyleri (sağda)

Bu noktada, mikrosismik izleme, jeoradar ölçümleri ve 3 boyutlu şev stabilitesi analizleri gibi farklı yöntemlerin birlikte değerlendirilmesi; yöntemler arasındaki mekânsal ve zamansal tutarlılığın saptanması açısından önemlidir. Bu tür çoklu veri kaynaklarının karşılaştırmalı analizi, gelecekte alınacak jeoteknik önlemler ve sahaya özgü müdahale stratejileri için güçlü bir karar destek mekanizması oluşturmaktadır.

SONUÇLAR VE DEĞERLENDİRME

Bu çalışma kapsamında elde edilen bulgular doğrultusunda aşağıdaki sonuçlara ulaşılmıştır:

- Mikrosismik izleme sistemi, sahada yürütülen üretim faaliyetlerinden (delme, patlatma, yükleme vb.) kaynaklanan düşük enerjili yer altı sismik olayları başarıyla tespit etmiş ve her faaliyet türü için tanımlanabilir sinyal karakteristikleri (sismik aktiviteler/iz) gözlemlenmiştir.

- Radar sistemi, Şubat 2025 dönemindeki yoğun yağış sonrası oluşan yüzeysel basamak akmasını başarıyla tespit etmiştir. Aynı zaman aralığında mikrosismik sistem tarafından bu bölgede herhangi bir olay kaydedilmemesi, yüzeysel hareketin doğrudan yer altında bir kırık veya çatlak gelişimine karşılık gelmediğini göstermektedir. Bu durum, olayın yalnızca yüzey kaynaklı olduğuna ve yer altına doğrudan yansımadığına işaret etmektedir. Böylece mikrosismik sistemin bu tür olayları kaydetmemesi, olayın derin değil, yüzeysel karakterde olduğunu dolaylı biçimde ortaya koymakta ve sistemin ayırt edici yorum gücünü artırmaktadır.

- Ocak–Mayıs 2025 döneminde mikrosismik olaylar, özellikle ocağın güneydoğu kesiminde kümelenmiştir. Bu alanlarda daha önce yapılan statik 3B şev stabilite analizlerinde, güvenlik katsayısının (FOS=1.164) düşük olduğu potansiyel kayma yüzeyleri elde edilmiştir. Her ne kadar bu analiz dinamik yüklemeleri içermese de, iki farklı yöntemle elde edilen bulguların aynı sahalara işaret etmesi, bu bölgelerde dikkatli mühendislik takibi gerektiğini göstermektedir.

- Mikrosismik izleme, radar gözlemleri ve sayısal şev analizlerinden elde edilen verilerin birlikte değerlendirilmesi; riskli alanların daha doğru tanımlanmasını ve olası jeoteknik sorunlara karşı önleyici mühendislik tedbirlerinin zamanında planlanmasını mümkün kılmaktadır.

- Ayrıca, sahaya sabit olarak yerleştirilen 7 adet kuyu tipi sensörün çevrim içi (online) biçimde sürekli veri akışı sağlaması, üretim bölgelerinde yapılan faaliyetlerin — özellikle delme, patlatma ve kazı gibi işlem-

lerin — gerçek zamanlı olarak dinlenmesini ve kaydedilmesini mümkün kılmaktadır. Bu sayede yapılan her bir operasyonun ne düzeyde titreşim oluşturduğu izlenebilmekte; bu veriler daha sonra hem güvenlik analizlerinde hem de titreşim limitlerinin değerlendirilmesinde referans olarak kullanılabilmektedir.

Bu çok etki kaynaklı yaklaşımı, sadece olay sonrası müdahale değil, aynı zamanda proaktif güvenlik stratejilerinin oluşturulmasını mümkün kılmakta; karar alma süreçleri bireysel inisiyatiften çıkarılarak sayısal ve nesnel verilere dayandırılmaktadır. Alınan bu teknik önlemler, maden işletmesinde olası kazaların azalmasına, iş sağlığı ve güvenliğinin artmasına katkı sunacaktır.

TEŞEKKÜR

Bu çalışma, TÜBİTAK TEYDEB 1501 programı kapsamında desteklenen "Maden İşletmelerinde Saha Güvenliği ve Kaza Risklerinin Mikrosismik Yöntemlerle İzlenmesi, Analizi ve Erken Uyarımı İçin Yerli Yazılım Geliştirilmesi" başlıklı, 3230484 numaralı proje kapsamında gerçekleştirilmiştir. Sağladıkları mali destekten ötürü TÜBİTAK'a teşekkür ederiz. Ayrıca proje süresince göstermiş oldukları iş birliği ve ek finansal katkılardan dolayı TÜMAD Madencilik Ticaret AŞ'ne ve tüm şirket çalışanlarına içten teşekkür ederiz.

KAYNAKLAR

Demirela, G., Akıska, S., Sayılı, İ. S. & Kuşçu, İ. (2014). Çataltepe (Lapseki-Çanakkale) PbZn±Cu±Ag yatağı'nın jeolojisi ve alterasyon özellikleri. Yerbilimleri, 35(2), 141-168.

Liu, F., Wang, Y., Kou, M., & Liang, C. (2024). Applications of microseismic monitoring technique in coal mines: A state-of-the-art review. *Applied Sciences, 14*(4), 1509. https://doi.org/10.3390/app14041509

Masood, M. M., Verma, T., & Murmu, S. (2023). The use of radar in the assessment of the stability of mine slopes in open cast mines. In *Proceedings of the 6th International Conference on Architecture, Materials and Construction (ICAMC 2023)* (pp. 1007–1013). Atlantis Press. https://doi.org/10.2991/978-94-6463-252-1_124

Oosthuizen, J., Koekemoer, J., & van As, A. (2018). Review of radar technologies for slope stability in open-pit mines. In *CopperCobalt Africa Conference* (pp. 61–68). Southern African Institute of Mining and Metallurgy.

Siyako, M., Burkan, K.A. ve Okay, A.I., (1989). Biga ve Gelibolu Yarımadalarının Tersiyer Jeolojisi ve hidrokarbon olanakları: TPJD Bült, 1/3, 183- 199.

Sun, W., Wang, E., Li, J., Liu, Z., Zhang, Y., & Qiu, J. (2024). Mining-induced earthquake risk assessment and control strategy based on microseismic and stress monitoring: A case study of Chengyang coal mine. *Applied Sciences, 14*(24), 11951. https://doi.org/10.3390/app142411951

.

SILICA DUST CONTROL IN SOUTH AFRICAN GOLD MINES: EVALUATING SYSTEM INEFFICIENCIES AND THE NEED FOR AUTOMATION

P. D. Seroba [1,*], M. Mochubele [2]

[1] *University of the Witwatersrand, School of mining engineering, 1 Jan smuts avenue Johannesburg, South Africa (*Corresponding author: dylanphatd@gmail.com)*

[2] *University of the Witwatersrand, School of mining engineering, 1 Jan smuts avenue Johannesburg, South Africa*

ABSTRACT

The South African gold mining sector is grappling with high rates of silicosis, a debilitating occupational lung disease linked to prolonged silica dust exposure. Between 2008 and 2020, the industry recorded over 13,000 silicosis cases, with approximately 400 reported in 2020 alone. Despite regulatory interventions and improved dust control technologies, silicosis remains a prevalent challenge. This study evaluates the effectiveness of existing dust control systems at a conventional gold mine, identifying inherent system shortfalls that may be undermining the industry's goal of eliminating silicosis. A multifaceted dust management approach is widely implemented in South African mines, incorporating mist sprays, multi-stage filtration systems, In-stope atomizers, footwall treatment, and traditional watering down methods with reported system efficiencies of up to 90%. However, the continued emergence of silicosis cases raises concerns about their real-world effectiveness. A critical shortfall identified is the over-reliance on manual intervention. Key dust suppression systems, including mist sprays, stope atomizers, and multi-stage filtration systems, require direct operator activation, delaying response to dust level spikes. The findings highlight the need for a paradigm shift toward real-time, automated dust management solutions to bridge this gap and enhance dust control efficacy in underground mining operations.

Keywords: Silicosis, dust control systems, real-time monitoring, manual, automation

INTRODUCTION

The South African gold mining industry is a critical mining sector contributing significantly to economic development and directly providing employment to approximately 92 000 people (MINERALS COUNCIL, 2025). However, gold extraction does entail its own operational risks and challenges such as the generation of respirable crystalline silica (RCS) dust, a leading primary cause of silicosis and related diseases amongst mineworkers. The continued mineworker exposure to respirable silica dust has resulted in the mining industry suffering significant financial losses and worker health being in jeopardy. Between 2008 and 2020, there were approximately over 13 000 silicosis cases reported, highlighting the scourge caused by respirable silica dust (MINERALS COUNCILS , 2022).

As a result, mining houses have had to bear the financial outfall. The cost is agglomerated by various factors which include dust load levies, compensation for ill-health, medical care, worker replacement cost, lost output, and reduced productivity. For context, Tshiamiso TRUST which was established due to the Silicosis class Action settlement against six major mining companies, has successfully processed over 16 000 silicosis cases and paid out a cumulative value of R1.46 billion to current and former gold mineworkers (Tshiamiso TRUST, 2024), highlighting the enormous amounts of monies lost by the industry. The total compensation by

the mining houses is expected to reach R5 billion in this regard. The strategies applied by mining companies in controlling respirable silica dust are central to the emergence of silicosis cases and as such, their assessment is integral in providing answers to the continued emergence of silicosis.

With Mine A serving as a case study, this research paper evaluates the effectiveness of the dust management systems currently employed at one of its conventional gold operations located in Johannesburg, South Africa. Primitively, this research seeks to identify the limitations that exists in the current design and application of the dust management systems, namely the mist/fogger sprays, multi-stage filtration systems, In-stope atomizers, footwall treatment, and traditional watering down. The evaluation was necessary as these dust control systems have reported efficiencies upwards of 90% (MOSH, 2011,2016,2021). The primitive finding suggests a greater reliance on human intervention for optimal functioning of the dust control systems, which constraints the effective control of dust. The suboptimal performance was compounded by poor maintenance, monitoring and planning which were themes that were consistent across all the dust control systems. Against the backdrop of these findings, the paper recommends a greater reliance on automation across the dust control systems and keeping human involvement to a minimum.

EXPERIMENTAL DESIGN

The main objective of the research is to assess the levels of dust loads experienced in relation to the dust allowable limit and identify constraints (bottlenecks) hindering the comprehensive management of dust within the mine and recommend remedial measures. The research utilizes the quantitative research method in answering the research question. The quantitative data measured in the study is the respirable crystalline silica (RCS) dust load and was measured through various devices and mechanisms which form an integral core to the study setting. The mechanisms include dust load sampling, dust load site survey and real-time monitoring (RTM).

Study Setting

There are various working areas in an underground mining precinct, and they require varying dust control systems. This led to the extensive data collection across most of the working areas. The working areas which were assessed included the Shaft, Haulage, Stope, development, conveyor belt and transfer points areas. Dust suppression systems such as mist sprayer units were heavily evaluated due to their footprint within the dust control systems employed. The mist/fogger sprayers are installed in the shaft headgear, shaft station, footwall-drives (Haulage), and belt area.

The multi-stage dust filtration system which is employed at the tipping point was comprehensively evaluated, particularly since it handles material which generate dust. The tipping area is essentially an upper inlet into a rock pass. It was imperative to holistically evaluate the varying dust control system as a singular block, as the effects of one underperforming dust control unit may dampen the overall effectiveness regardless of the differences in application. The RCS dust load discussed was sampled by the gravimetric pump, SIDEPAK and Real-time monitoring (RTM) devices, see Figure 1. The A, B, and C assigned to the images denote the gravimetric pump, SIDEPAK and Real-time monitoring, respectively.

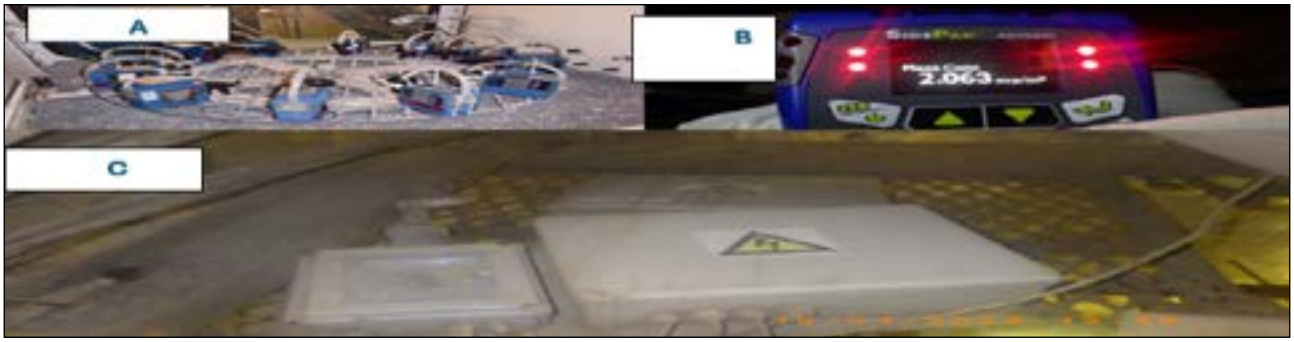


Figure 1. Dust sampling devices

RESULTS & DISCUSSION

The analysis was conducted in a twofold method. The first analysis was aimed at analysing the silica dust load data retrieved from the sampling, site survey and real-monitoring exercises. The preceding method was the identification of constraints existing in the employed dust control system. This analysis fundamentally aimed at assessing the performance of the dust management system by measuring the silica dust load in their area of application. The information retrieved then guided the identification of constraints either in their design or application onsite.

Respirable Crystalline Silica Dust Load

Gravimetric Pump Dust Load Data

The RCS dust loads were sampled for a period of 4 months across various activity areas such as the shaft, Stope, ore transfer points and the footwall drives/haulages. The purpose of this exercise was to baseline the dust loads experienced in the mine as daily shift activities such as drilling, inter-level ore transfer, & tramming commence. To ascertain the performance of the various dust control units, the dust load measured was benchmarked against various occupational exposure limits (OEL) namely, South African's RCS OEL of 0.100 mg/m^3, calculated time-weighted average and the NIOSH's recommended OEL of 0.05 mg/m^3. The NIOSH OEL of 0.05 mg/m^3 is used in this regard as a benchmarking threshold and to gauge how far off our systems are from complying with other international standards and must not be construed to be the legislated OEL in SA. As stated by Brouwer (2023), bodies such as the EU Scientific Committee and US Occupational Safety and Health Agency assert that at a 0.05 mg/m^3 OEL, the silicosis prevalence rate is less than 5%. As such this benchmark is deemed appropriate as South Africa's prevalence rates in gold sector is estimated to be 21.4 per 10 000 employees as reported by (MHSI, 2024). Figure 2 depicts a graph showing the silica dust load samples across the activity areas for the month of December 2023.

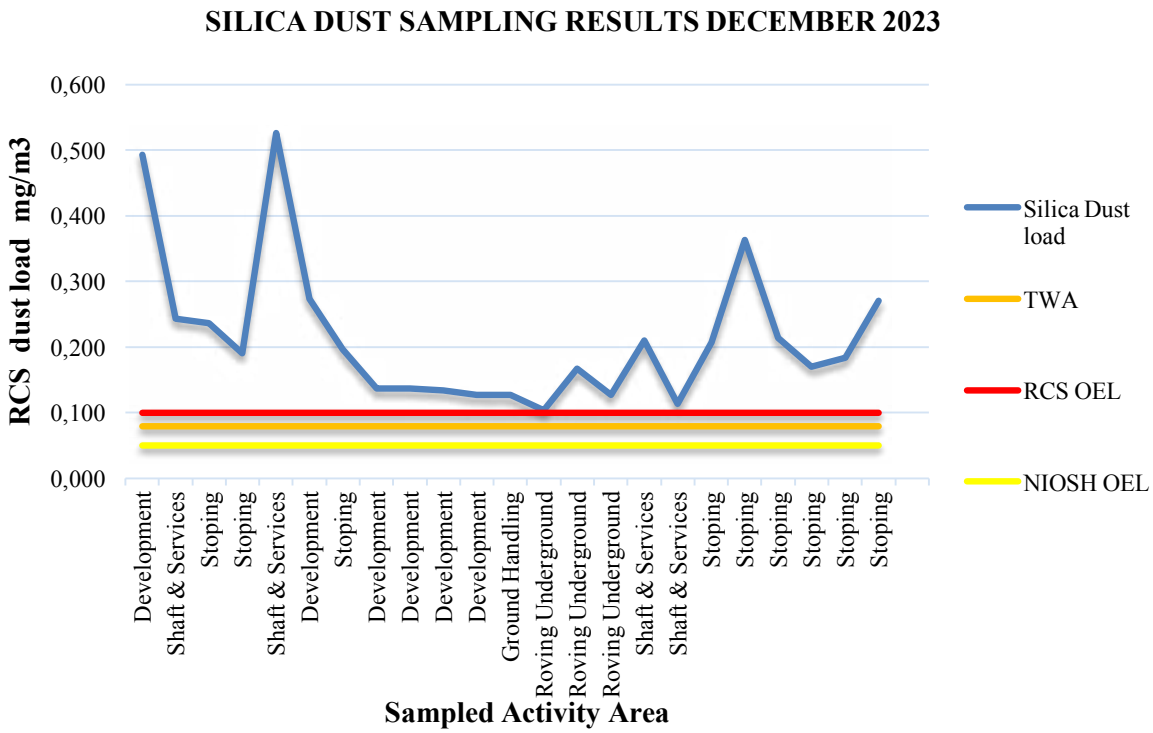


Figure 2. Respirable silica dust sampling results (MINE A)

In the month of December, there were 23 samples that exceeded all three allowable limits for respirable silica dust. As shown in Figure 2, peak dust loads reached up to 0.520 mg/m³, with the lowest measured at 0.100 mg/m³, both exceeding the various RCS OEL benchmarks. Figure 2 indicates that the stoping area accounted for 9 of these non-compliant samples, making it the activity area with the highest proportion of exceedances. The stoping area recorded a peak dust load of 0.37 mg/m³, four times the allowable limit of 0.10 mg/m³. The development area followed with 6 samples exceeding the limit and a peak load of 0.49 mg/m³. The shaft and services area recorded 4 non-compliant samples, with the highest dust load measured at 0.52 mg/m³. Roving and ground handling areas had 3 and 4 non-compliant samples, respectively, with peak dust loads of 0.16 mg/m³.

These high silica dust loads signal a breakdown in the effectiveness of the dust management systems employed in these areas. This is particularly concerning when considering both the frequency of exceedances and the high peak dust loads recorded. The dust control systems in question include mist sprayer units, footwall treatment, multi-stage filtration systems, and watering down.

The dust sampling carried on for 3 more months and the results retrieved were summarily tabulated in Table 1 below. During the 3 months sampling, there was a total of 24 samples which had exceeded all the OEL benchmarks. As depicted in the table below, peak dust loads of 0.637 mg/m³, approximately six times the allowable limit (0.100 mg/m³) were observed. These high dust loads were a consistent theme across all the 4 months of sampling, further rubber stamping the ailments in the dust control system.

Table 1. Dust sampling results for January-March 2024 (Mine A)

Day	**Sampled activity area**	**Time weighted average** (mg/m³)	**RCS OEL (South Africa)** (mg/m³)	**NIOSH OEL** (mg/m³)	**Sampled dust load** (mg/m³)
		Jan-2024			
10	Shaft & Services	0.066	0.100	0.05	**0.173**
12	Roving Underground	0.336	0.100	0.05	**0.637**
15	Development	0.056	0.100	0.05	**0.327**
15	Development	0.104	0.100	0.05	**0.247**
15	Development	0.084	0.100	0.05	**0.223**
19	Development	0.077	0.100	0.05	**0.270**
24	Stoping	0.052	0.100	0.05	**0.200**
29	Roving Underground	0.062	0.100	0.05	**0.180**
		Feb-2024			
22	Ground Handling	0.070	0.100	0.05	**0.443**
27	Ground Handling	0.064	0.100	0.05	**0.273**
29	Shaft services	0.102	0.100	0.05	**0.207**
29	Stoping	0.069	0.100	0.05	**0.263**
29	Shaft services	0.102	0.100	0.05	**0.207**
		Mar-2024			
8	Shaft and services	0.071	0.100	0.05	**0.207**
11	Roving Underground	0.063	0.100	0.05	**0.150**
11	Roving Underground	0.084	0.100	0.05	**0.190**
11	Stoping	0.066	0.100	0.05	**0.350**
13	Stoping	0.095	0.100	0.05	**0.207**
13	Roving Underground	0.057	0.100	0.05	**0.220**
14	Ground Handling	0.073	0.100	0.05	**0.293**
15	Stoping	0.057	0.100	0.05	**0.447**

To validate and increase the confidence into the gravimetric pump sampling results, further assessments in the form of site survey measurements by the researcher were conducted using a SIDEPAK. Further to that, RCS dust loads were also retrieved from the RTMs installed at the shaft stations and station tips. Figure 3 below depicts a silica dust load graph which was retrieved from the SIDEPAK. The y-axis of the graph shows the dust load measured in mg/m^3, and the x-axis shows the time which the dust load was measured. The red dashed line which runs horizontally from the y-axis represents the South Africa's RCS OEL limit which is 0.100 mg/m^3.

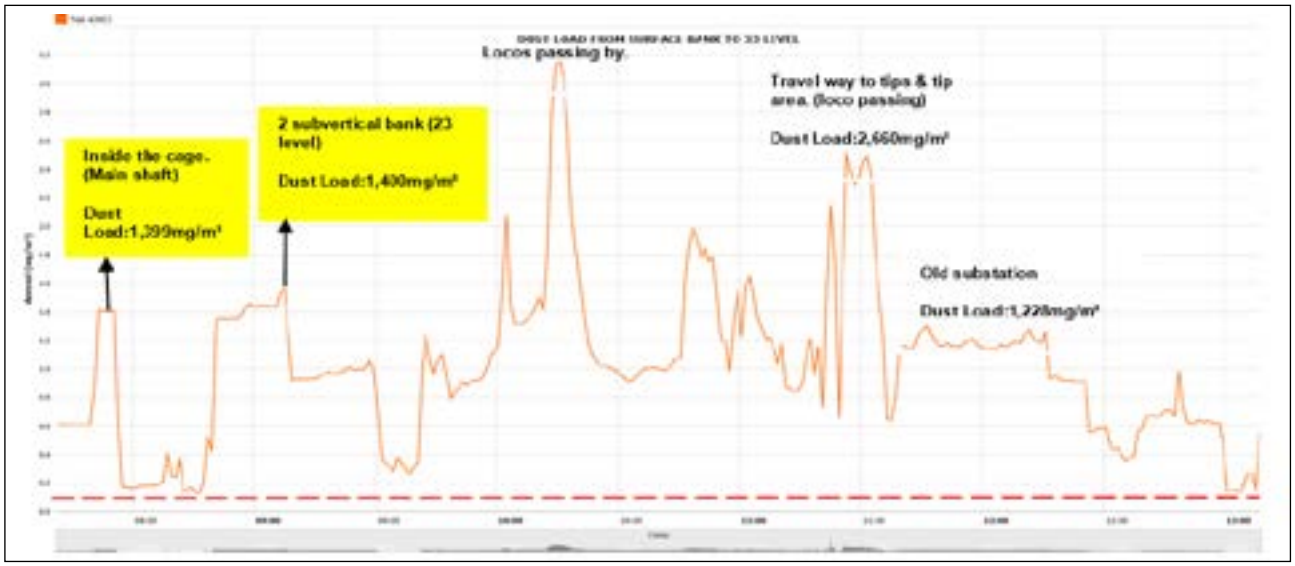


Figure 3. Shaft Sidepak dust loads results (Mine A)

The mine has 3 shafts of which two are subvertical shafts. As such, these areas were targeted for measurements. The dust readings for the main shaft and 2 subvertical shaft were 1,399 mg/m^3 and 1,400 mg/m^3 respectively. All 3 shafts have quite a substantial dust load, which is gravely concerning. The shafts are points of entries into the underground mining precinct, meaning all the mine personnel is exposed to a high dust area daily. This points to a deterrence in the mist spray units and the traditional watering down methods as dust levels are excessively over the regulatory limit. The site survey data observed highlighted a similar conclusion of inefficient dust control by the systems as indicated by the gravimetric pump data.

Figure 4 below depicts RCS dust loads taken at the transfer points which includes the reef and waste tipping areas. The dust control system responsible for managing dust in the said areas are multi-stage filtration system and mist spray units, to ensure that the intake air is not contaminated. The dust load reading at the reef and waste tip were 1.90 mg/m^3 and 2.90 mg/m^3, respectively. During the tipping activities, the dust load at the reef tip was recorded at 2.99 mg/m^3. The system seems to be failing to effectively manage dust as surges occur due to the commencement of tipping operations. The dust load depicted in Figure 4 is in line with all the pump sampling data and points to a shortfall in the performance of the dust control systems.



Figure 4. Tipping point Sidepak dust loads (Mine A)

Lastly, RTM dust loads were retrieved as depicted in Figure 5 below. The dust load at the commencement of tipping operations was recorded at a peak of 0.968 mg/m^3. After the suspension of tipping operations, the dust load subsided reaching lows of 0.07 mg/m^3. At around 12pm, the dust load begins to steadily increase, eventually peaking at 0.38 mg/m^3. As seen in Figure 5, the dust control units are unable to control the dust load when tipping operations are taking place. The RTM data was also consistent with all the measured dust loads and highlighted a huge performance failure especially during the commencement of certain activities.

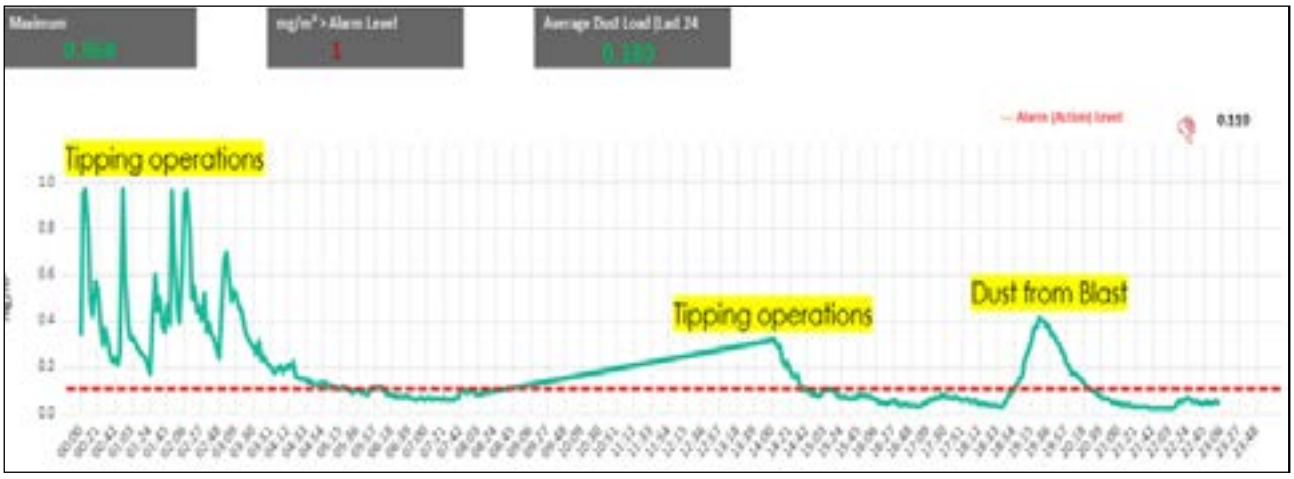


Figure 5. Real-time monitor dust loads (Mine A)

Conclusively, the currently employed dust control systems are failing to satisfactorily manage dust generated from the daily mining activities. Against this backdrop, the functioning configuration of the units was evaluated to assess the constraints or bottlenecks inherent in the system.

System Limitations and Strategic Outlook

Mist Spray Units

The failure to control dust to allowable limits was attributed to the units not being turned on when needed, if turned on poorly performing due to poor maintenance or servicing and units being out of service. From the observations, the activation or toggling on of the units requires human personnel to physically turn on the air and water valves on site, presenting a wide range of bottlenecks. Furthermore, the observation of the dust load data revealed that the RCS dust generated peaks above the allowable limits on various occasions during an 8-hour shift and as such promptly physically activating 46 units across multiple level is impractical. These units cover a wide range of footprint in the mine such as the shaft and haulage areas, and as such personnel is not readily available to toggle on the units when required.

Some form of automation in the form of timer units being installed on the current mist spray units was being trialled by the mine. The timer units allow the operator to be able to set duration which the spray will operate based on predetermined or expected surges from the daily activities. This system is still porous in that it can stop the spray from operating as set by the operator, but the dust load may still be high. Fundamentally, the toggling off and on of the spray should be based on the dust load measured at the time and not a predetermined window of time as the dust load is dynamic and may not conform to same pattern.

Maintenance woes compounded the performance of the units, particularly the frequent clogging of spray nozzles. There was a considerable number of downtimes of the units due to the poor servicing of the units. Generally, there is a deficit in the capacity to comprehensively maintain the units or keep track of the performance of individual units to allow for better maintenance planning which would reduce the downtimes. There is a need for a preventative maintenance system to be onboarded onto the spray unit. Such a system would monitor key parameters such as air and water pressure and based of the reading would be able to timeously alert the responsible persons of possible clogged nozzles or failures in the unit. This system would curb the downtimes and allow for quick responses to failing units as the exact unit would be known.

In addressing the bottlenecks, a transition to automation is inevitable. The concept of automating mist sprayer units is centred on minimising human intervention while ensuring responsive and effective dust suppression. For this to be achieved, the system must meet key objectives such as remote accessibility and control, autonomous operation, real-time responsiveness to fluctuating dust loads, and self-cleaning capabilities to reduce maintenance demands. The proposed system will consist of integrated components including sensors, a control unit, and a Supervisory Control and Data Acquisition (SCADA) system. The SCADA component enables remote access and control from the surface control room, providing centralized management of the mist sprayer units underground.

Sensors fitted to the sprayer units will measure real-time dust concentrations using laser light scattering technology, feeding this data to the SCADA-enabled control unit. Pre-configured logic within the control unit will interpret the incoming data to adjust key sprayer functions such as air and water flow, timing, and nozzle cleaning. Motion sensors will further enhance efficiency by activating sprays in response to movement in active mining zones. This integrated system bridges the gap between real-time dust monitoring and suppression, ensuring spray units operate optimally in response to changing conditions. Any system malfunctions will automatically trigger alerts to the control room, enabling swift corrective action, better maintenance scheduling, and improved dust management overall in the affected areas.

Multi-Stage Filtration Systems

This system mainly deals with purifying the dust laden air from the tipping points. The inherent issues is the high frequency downtime of the units and out of service units (14) which need a complete overhaul. The

mine currently has 40 units and as such the mine has battled to effectively maintain these units to ensure optimal performance. For the 26 units that are operating, the performance is suboptimal due to column leakages, fan malfunction and damaged filter bags. From a holistic view, there needs to be a better system to track the performance of the system components. This will allow the mine to stop the unforeseeable unit failures as a drop in performance will be detected in its early stage. An automated system may be plausible in this regard to ensure that there is real time tracking of the functioning of the units. At a microscopic view, such a monitoring system in the form of a preventative maintenance system will track the behaviour of induvial system components to be able to alert the operators of an imminent failure. Parameters such as abnormal fan pressure would give indication of possible failure in fan or air column leakages.

Footwall Treatment

The footwall treatment entails the spraying of a chemical on the ground to help bind the soil particles thus preventing the dispersion of the particles into the general airstream. However, upon site investigation various footwall drives, and the shaft areas were found to not have any footwall treatment applied. This problem persisted across various levels within the mine and is exacerbated by the passing of locomotives and personnel who displace the dust into the airstream. The reason behind the absence of footwall treatment at specific areas was found to be the lack of coherent inventory to manage the scheduling of the application of footwall treatment at the various locations.

As such a digitised system would aid the mine in better scheduling the application of footwall treatment. The system would need to achieve a set of objectives, alert the team of areas that are due for treatment timeously, and schedule the areas according to priority. This would close the gap of the team not being able to efficiently track areas without footwall treatment and allow the team to better efficiently plan as the mine area to be covered is huge and needs a guided approach as the available team is stretched in terms of personnel and track-bound carts to administer the treatment.

In-Stope Atomisers

Upon visits to the stoping areas, the method of managing dust was found to be watering down through the usage an open-end hose. A problem with relying on open end hose is that they have low efficiency in suppression of dust and require human personnel to oversee the whole process. The company reported that it has adopted In-Stope atomisers but upon all site investigation undertaken, various stope were not equipped with In-Stope atomisers. The In-stope atomisers can operate without human intervention and only requires to be connected to the air and water supply. Although the degree of automation is low, this system limits some element of human involvement and will ensure that dust is suppressed better than the open-end hose. The mine must ensure that all stoping areas are always equipped with the units as this is purported to be a company standard.

Concluding Remarks

The evidence suggests that the dust management system at the mine depicts signs of poor monitoring, planning and maintenance. There is a need for the dust management systems to lean towards automation and limit human intervention. Greatly relying on human intervention presents a wide range of constraints which negatively affect the efficacy of the dust Management System as previously ventilated.

ACKNOWLEDGEMENT

The authors gratefully acknowledge the contributions of industry practitioners who provided valuable insights and access to operational data relevant to this study. A special thanks is extended to LHBsolution for their technological insight into the paper. Their input has been instrumental in shaping the final work submitted for this conference.

REFERENCES

Brouwer, D. (2023). Will reducing the statutory OEL for silica to 0.05 mg/m3 prevent new silicosis cases? *Occupational Health Southern Africa* , 150-151.

MHSI. (2024). *Annual Report 2022/2023.* Pretoria: Mine Health and Safety Inspectorate.

Minerals Council. (2022). *OCCUPATIONAL HEALTH.* Johannesburg: Minerals Council.

Minerals Council. (2025). *FACTS AND FIGURES POCKETBOOK 2024.* Johannesburg: Minerals Council.

MOSH. (2011). *Leading Practice Adoption Guide for theFogger Dust Suppression System.* Johannesburg : Minerals Council.

MOSH . (2016). *Multi-stage Filtration Systems.* Johannesburg: Minerals Council.

MOSH. (2021). *IN-STOPE ATOMISATION FOR DUST SUPPRESSION.* Johannesburg: Minerals Council .

Tshiamiso TRUST. (2024). *Annual Report 2024.* Tshiamiso TRUST.

FIELD SAFETY IN MINING SITE: DEVELOPMENT OF MICROSEISMIC ANALYSIS SOFTWARE TO PREVENT MINING ACCIDENTS

B. T. Dalkılıç*[1], B. Kaypak[2], T. Bilgiç[3], G. G. U. Aksoy[4] , C. O. Aksoy[5], O. Savaş[6]

[1] Turkish Petroleum;Turkey, [2] Ankara University;Türkiye,
[3] Mikrosismik Company;Turkey,[4]Hacettepe University;Türkiye
[5] Dokuz Eylül University,Turkey, [6] GOA Company,Türkiye

ABSTRACT

Mining accidents are critical incidents that cause loss of life and economic damage both in Türkiye and worldwide. During underground mining operations, small-scale triggered microseismic events frequently occur. Real-time monitoring of these events through installed microseismic sensors enables the detection of stress accumulation zones and potential hazards, thus preventing major accidents and operational losses.

This study is supported by Turkish Research Public (TUBİTAK). It includes developing in-house software platform to process, analyze, and interpret microseismic data in real time. The core function of this software is to implement an early warning algorithm using a traffic-light-based risk classification.

Microseismic data is collected by permanent borehole sensors and temporary surface sensors around the mining site. Microseismic events occur due to stress changes, rock blast and mining activities. So, these activities can be controlled using real time microseismic analysis. Analysis workflow is composed event location, magnitude calculation, calculate some parameters such as seismic moment, seismic energy, seismic risk parameters (b value). Mining risk conditions are defined according to this analysis results. It bellows a defined threshold are marked green, indicating normal conditions. Risk is above a moderate level are flagged yellow, suggesting precautionary measures are needed. Risk is exceeding critical thresholds are shown in red, signaling that operations must be halted and emergency protocols initiated.

This project not only addresses the need for real-time monitoring and safety in mining operations but also contributes to national technological capability through the development of a standardized, domestic microseismic monitoring solution.

Keywords: Microseismic Monitoring, Stress Changes, Early Warning System, Seismic Risk Analysis, Traffic Light System

INTRODUCTION

The significant safety risks, rockbursts, collapses, and unexpected ground failures are happened during mining operations due to stress changes in the area. Despite advances in engineering design and monitoring practices, accidents in both underground and open-pit mines continue to result in severe human, environmental, and economic consequences. Microseismic monitoring technology, which detects elastic waves generated

by rock mass fracturing, has been shown as a valuable tool to monitor rock mass stability. By detecting and locating small-scale seismic events, microseismic methods provide valuable insights into unstable zones, stress redistribution, and potential precursors of larger-scale failures. However, the full potential of microseismic monitoring for accident prevention has not yet been realized, largely due to limitations in data integration, real-time analysis, and user-friendly software platforms tailored for mining environments.

The present study is focusing on developing a microseismic analysis software designed specifically to enhance field safety in mining sites. The software will integrate real-time data analysis such as event detection, hypocenter estimation, and spatiotemporal clustering with risk assessment capabilities. By combining these tools into a coherent system, the approach aims to support early warning mechanisms and provide decision-makers with actionable information to reduce accident risks. There are many studies about microseismic monitoring in mining site to prevent possible risk factors due to occur by mining activities. The relevant literature is summarized in the Table-1 below.

Reference & Year	Focus / Contribution
Mendecki, 1997	Early methodologies for microseismic monitoring in mining environments.
Maxwell, 2014	Applicability of microseismic analysis for understanding failure mechanisms in stressed rock masses.
Li et al., 2017b	Structural damage mechanisms in highly stressed rock masses.
Dong et al., 2019	Rock failure phenomena in deep underground mining causing intense seismic vibrations and potential structural damage.
Ebrahimi et al., 2019	Real-time microseismic monitoring for rockburst hazard warning.
Liu et al., 2019	Combination of microseismic method with AI for rockburst pre-warning.
Peng et al., 2020	AI-based approaches for seismic risk classification.
Li et al., 2020	Identification of stress accumulation using microseismic monitoring.
Zhang et al., 2021	Intelligent systems for early warning of rockbursts.
Gao et al., 2022	Machine learning integration into microseismic early warning systems.
Dong & Luo, 2022	Impact of seismic vibrations on excavation zones.
Huot et al., 2022	Deep learning-based automatic detection and characterization of microseismic events using DAS data with 98.6 % accuracy
Yang et al., 2023	Unified microseismic event detection and localization using a Detection Transformer (CNN + Transformer model)
Zhou et al., 2024	Microseismic monitoring and disaster warning in mining and filling processes of residual hazardous ore bodies
Cheng et al., 2024	Short-term rockburst evaluation using microseismic data, data augmentation, and Extremely Randomized Forest algorithm
Sheng Feng et al., 2024	Machine learning–enhanced microseismic analysis to evaluate rock crack trajectories; clustering for hazard delineation
Shi et al., 2025	Study on precursor information in high-intensity mining; energy release models, simulations, and implications for early warning protocols

Table 1. References of microseismic monitoring method application for mining areas

DEVELOPMENT OF AN EARLY WARNING SYSTEM SOFTWARE

Except the engineering studies in mining site, a custom designed Early Warning System software has been developed to process and analyze microseismic data in real-time. The software processing, interpreting, and visualizing seismic signals, with the ultimate goal of issuing timely alerts to field operators. The sequences of the developed software are shown in Figure 1. The software analysis steps are in below;

- Loading different format data such as (e.g., SEED, MiniSEED, SAC) or incoming waveform data from multiple geophones are streamed to the system using standardized protocols
- Signal processing (band pass filtering, STA/LTA triggering)
- Microseismic event determination
- Arrival time picking (automatic and manual)
- Event location (Grid search and Geiger algorithm)
- Defining study geometry for open-pit and underground mining area
- Visualization of microseismic events on mining site
- Magnitude Estimation (Duration magnitude, Moment Magnitude)
- Calculation of statistical parameters in microseismic activity such as seismic moment, seismic potency, apparent stress, apparent volume, b value …)
- Event classification according to time period, location and magnitude values.● Traffic light system design

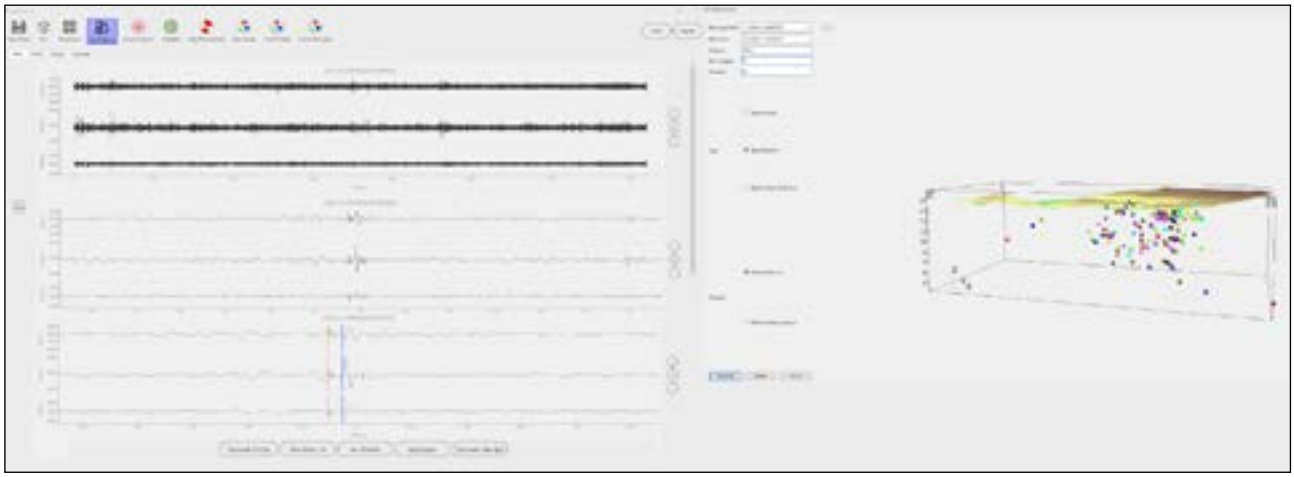


Figure 1. The developed software for early warning system

Each microseismic event is localized using the Grid Search algorithm, and its hypocenter is mapped in a 3D coordinate system. The location of events has been clustered using threshold parameters to define critical zones (known fault zones, fracture networks, actively mined regions such as open stopes, galleries, infrastructure-sensitive areas) in mining site. During the analysis process, the following parameters were utilized for clustering of microseismic events:

Distance Parameter; this parameter defines the maximum spatial proximity required for events to be considered part of the same cluster.

Minimum Samples: A minimum of three events occurring within the defined spatial and temporal constraints is required to form a valid cluster.

Date-time Threshold; to assess temporal relationships between events, a time window is applied. Events occurring within this timeframe are considered temporally related.

The DBSCAN algorithm was selected for the clustering of microseismic events. This algorithm is a density-based method that forms clusters when a sufficient number of points exist within a defined radius. Outlier data points (i.e., isolated events) that do not meet the clustering criteria are treated as noise and are excluded from the clusters.

The present study covers the analysis results of approximately five months of data. Data acquisition is ongoing through seven borehole-type sensors. So, the cluster of five mouths (January to June, 2025) microseismic data is given in Figure 2. The analysis results indicate that the events are concentrated in five distinct regions of the mine. A time relationship is also observed among these events shown in pink. These color scale show only event locations. Early warning system definition color scale is different from it. The repeated occurrence of microseismic events within the same region during the five-month monitoring period, and the emergence of distinct clusters over time, suggest persistent reactivation and sustained stress accumulation in that area.

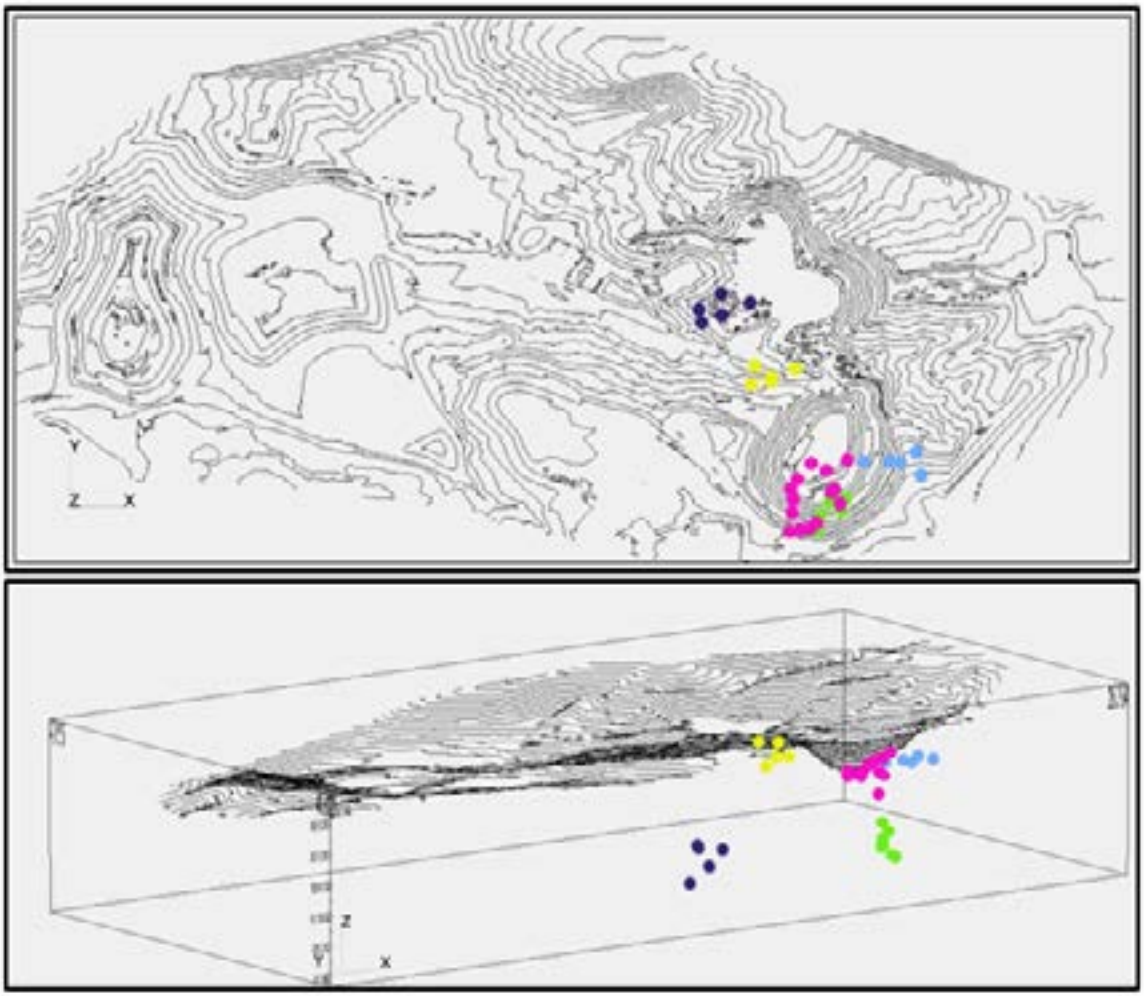


Figure 2. The five distinct clusters around the mining site which are defined by event location

MICROSEISMIC FIELD DATA ACQUASITION & ANALYSIS

The study area is characterized as a combined mining site, involving both open-pit and underground operations. Permanent 7 borehole seismic sensors and temporary 18 surface seismic sensors are occupied around the area to collect the microseismic data. Station points which blue sensor type show temporary stations, Red Cross points show permanent stations in Figure-3. Permanent stations, which are installed in around 70 meter depth, have been continuously collecting data since the end of November, 2024. Temporary stations collected data between January, 2025 and March, 2025 around 2 months. To ensure optimal coverage and triangulation of seismic sources, a network geometry was designed considering geological structures, existing excavations, and anticipated stress zones. Sensor calibration and time synchronization were performed prior to deployment. Real-time data transmission was established via Ethernet and GSM modules, allowing on-site and remote access to recorded signals. Data were stored both locally and on a central server for backup and processing.

Microseismic event locations are determined during collection data period. P-wave and S-wave arrival time values are defined from the continuous signals. A total of 126 microseismic events using Grid-search algorithm have been located in the observation period. The location of detected microseismic events are correlated with mining activities for each day. The microseismic events are presented in a histogram based on days in Figure 4.

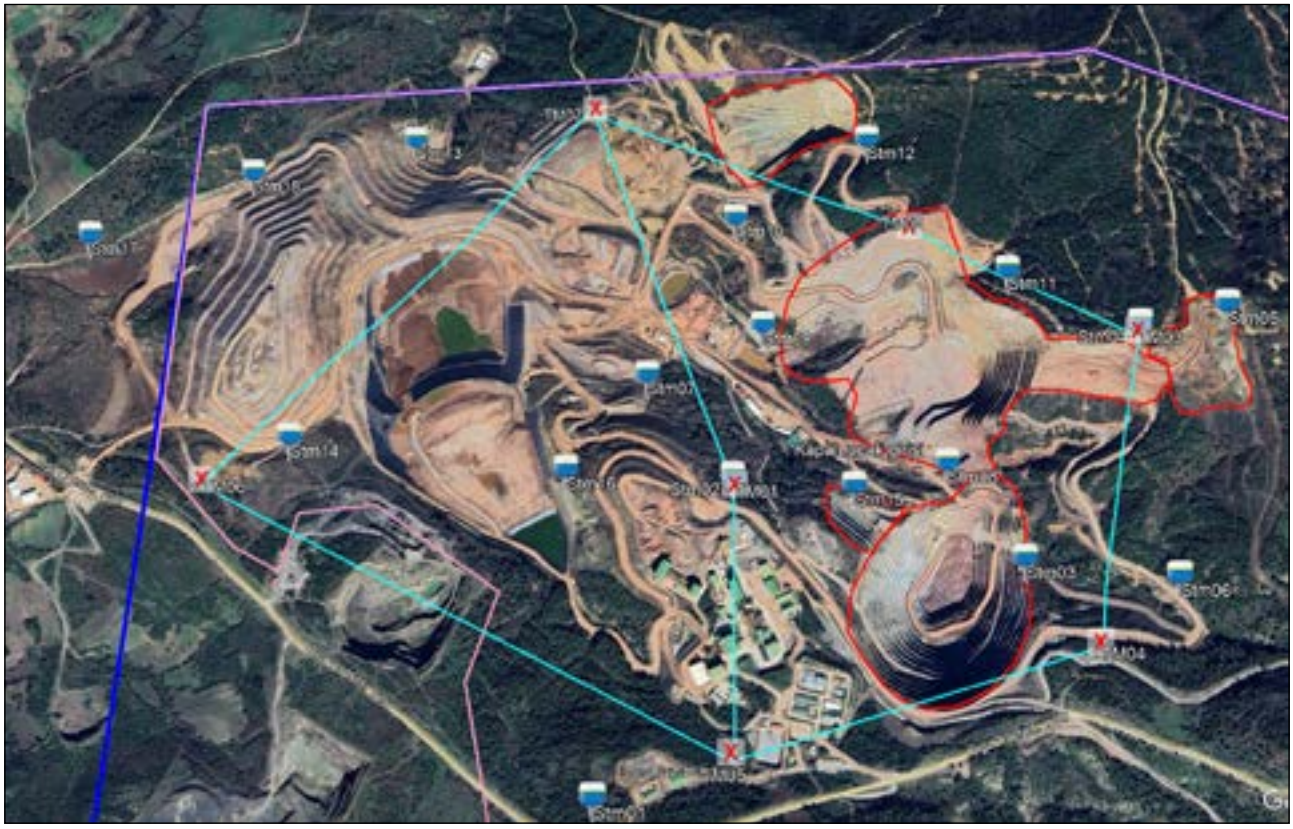


Figure 3. Located seismic sensors around the study mining area.

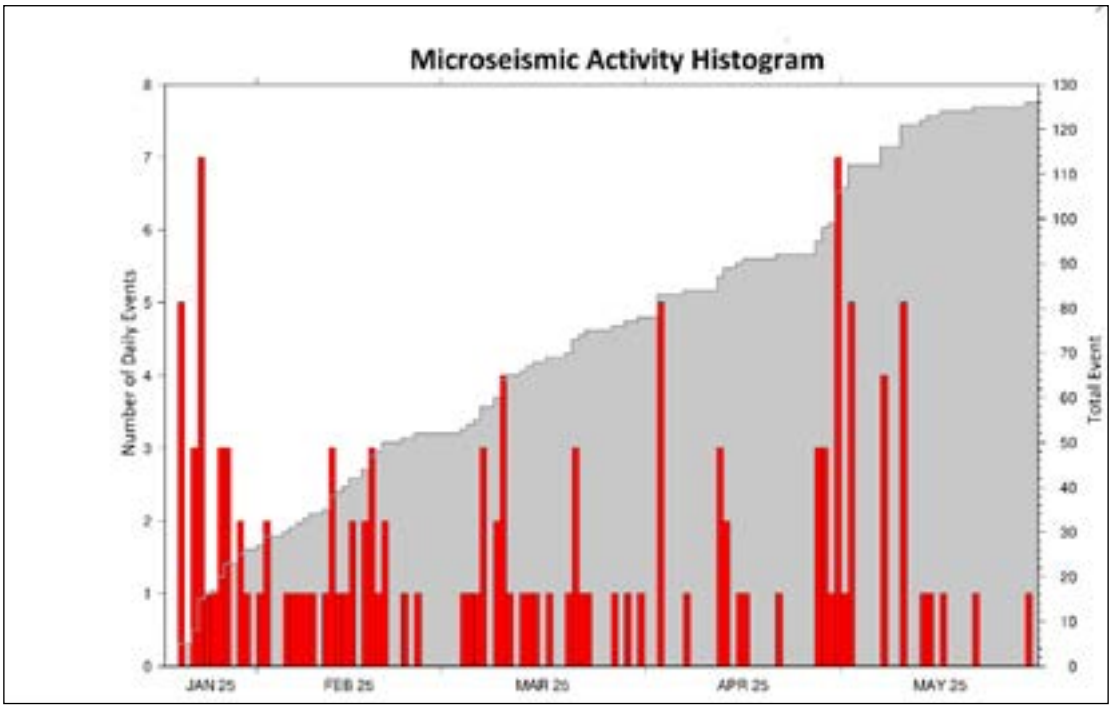


Figure 4. Daily microseismic events and cumulative defined events during data acquisition period.

The Grid Search method is a deterministic and exhaustive approach that systematically evaluates possible source locations within a pre-defined 3D spatial grid. For each potential hypocenter within this grid, theoretical arrival times are calculated using a velocity model representative of the geological structure of the mining site. These theoretical travel times are then compared to the observed P- and S-wave arrival times from multiple sensors placed across the site. Located microseismic events and their depth values are shown in Figure 5. Microseismic events with the mining site are given in Figure 6.

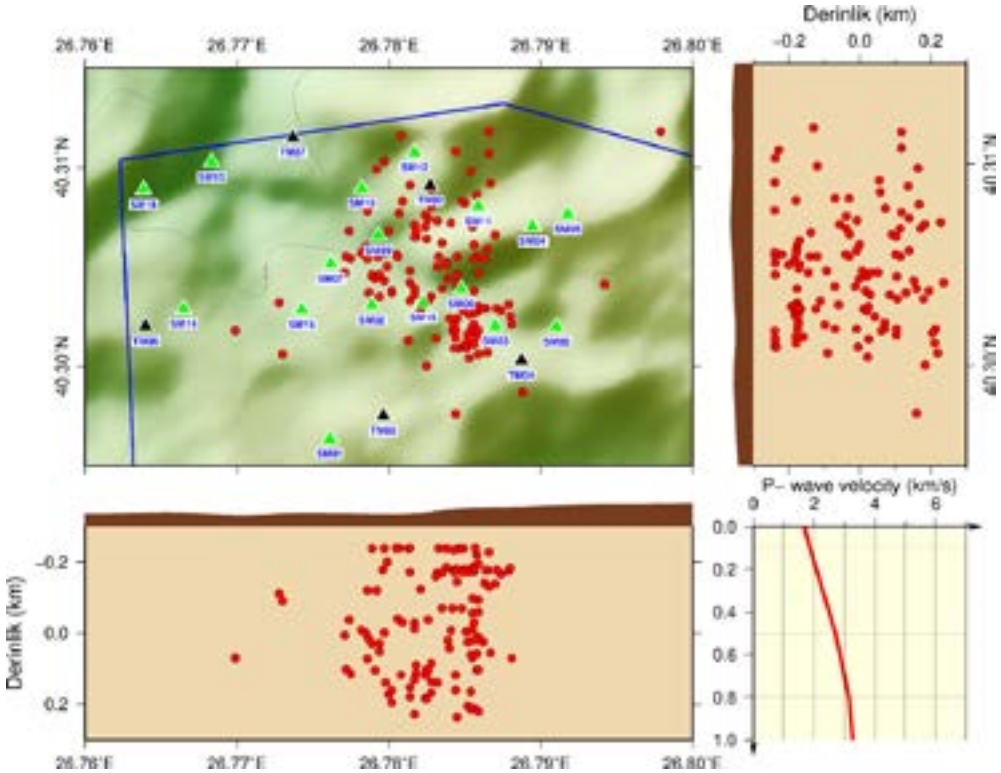


Figure 5. Located microseismic events by red points and station points by green rectangles

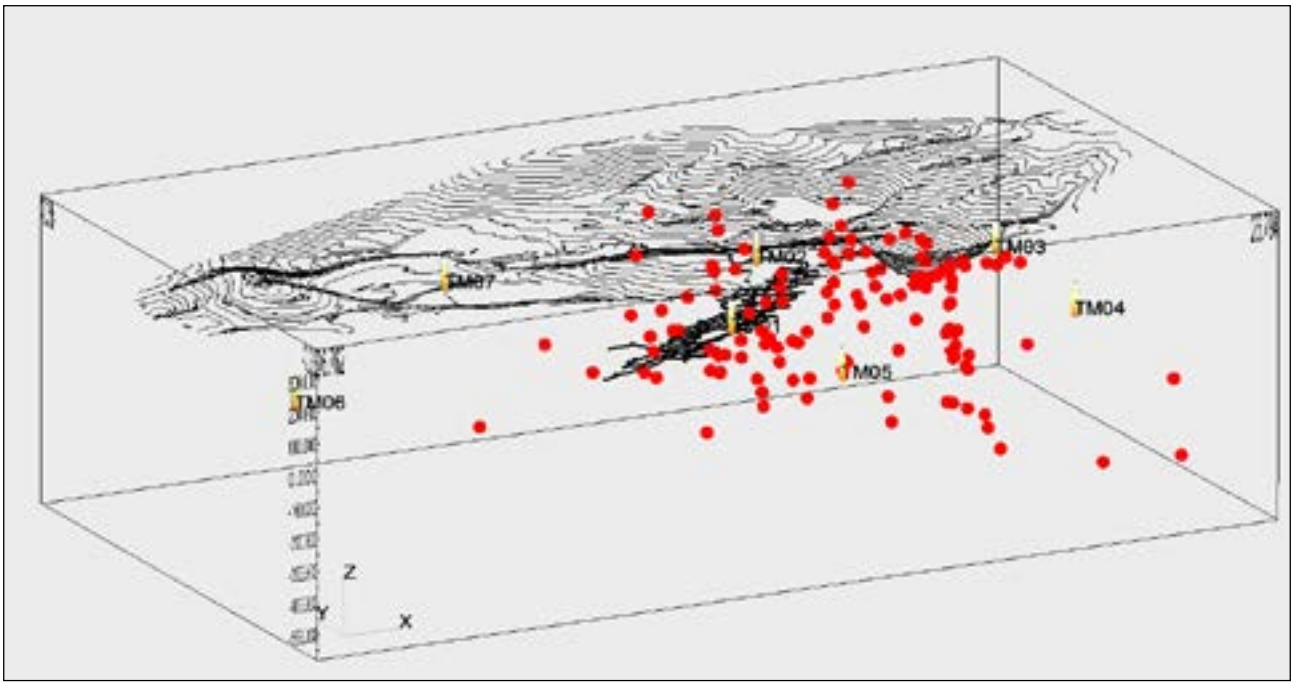


Figure 6. Located microseismic events by red points and mining site in 3D visualization

CONCLUSION

The purpose of this study is to enhance field safety in mining operations by developing a microseismic analysis software capable of detecting, clustering, and assessing seismic events in real time, with the ultimate goal of preventing accidents through early warning mechanisms.

The methodology involved the implementation of advanced seismological algorithms within a user-oriented software framework. A Grid Search algorithm was employed for event location and hypocenter estimation, while the DBSCAN clustering algorithm was integrated to analyze both spatial and temporal distributions of events. Threshold parameters for clustering included inter-event distance, minimum sample count, and date-time attributes. In addition, modules were designed to combine clustering outcomes with magnitude information for risk assessment, presented through a traffic-light visualization system.

The software was tested during a six-month monitoring campaign in an active mine site. A total of 126 microseismic events were detected and processed. The results demonstrated that seismic activity was concentrated in five primary zones. Among these, one cluster (represented by pink-coded events) showed both spatial and temporal correlations, indicating localized and evolving stress conditions. The test confirmed the software's capability to integrate detection, location, and clustering for risk assessment. It will be visualized through a traffic light system indicating low, medium, and high risk levels.

In the upcoming phases of the study, it is planned to integrate artificial intelligence algorithms into the analysis and monitoring processes to enhance automation and predictive capabilities.

ACKNOWLEDGMENTS

The authors would like to thank TÜBİTAK for supporting this study and providing financial funding which is titled "Development of Domestic Software for Monitoring, Analyzing, and Early Warning of Field Safety and Accident Risks in Mining Operations with Microseismic Methods" (Project No: 3230484). Special thanks are also extended to TÜMAD Mining Company and its employees for their collaboration and additional financial contribution to the project.

REFERENCES

Dong, L., Zou, W., Li, X., Shu, W., Wang, Z. (2019). Collaborative localization method using analytical and iterative solutions for microseismic/acoustic emission sources in the rockmass structure for underground mining. Engineering Fracture Mechanics, 210, 95–112. https://doi.org/10.1016/j.engfracmech.2018.01.032

Dong, L., Luo, Q. (2022). Investigations and new insights on earthquake mechanics from fault slip experiments. Earth-Science Reviews, 228, 104019. https://doi.org/10.1016/j.earscirev.2022.104019

Dong, L., Shu, H., Tang, Z., Yan, X. (2023). Microseismic event waveform classification using CNN-based transfer learning models. International Journal of Mining Science and Technology, 33(10), 1203–1216. https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2023.09.003

Dong, L., Yan, X., Wang, J., Tang, Z., Wang, H., Wu, W. (2025). Case study on pre-warning and protective measures against rockbursts utilizing the microseismic method in deep underground mining. Journal of Applied Geophysics, 237, 105687. https://doi.org/10.1016/j.jappgeo.2025.105687

Dong, L., Zhu, H., Yan, F., Bi, S. (2023). Risk field of rock instability using microseismic monitoring data in deep mining. Sensors (Basel), 23(3), 1300. https://doi.org/10.3390/s23031300

Gao, H., Mu, C., Sun, H. (2023). Microseism detection method in coal mine based on spatiotemporal characteristics and support vector regression algorithm. Applied Sciences, 13(17), 9917. https://doi.org/10.3390/app13179917

Li, X., Gong, F., Tao, M., Dong, L., Du, K., Ma, C., Zhou, Z., Yin, T. (2017). Failure mechanism and coupled static-dynamic loading theory in deep hard rock mining: A review. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, 9(4), 767–782. https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2017.04.004

Liu, Y., Huff, O., Luo, B., Jin, G., Simmons, J. (2022). Convolutional neural network-based classification of microseismic events originating in a stimulated reservoir from distributed acoustic sensing data. Geophysical Prospecting, 70(5), 904–920. https://doi.org/10.1111/1365-2478.13199

Maxwell, S. (2014). Microseismic imaging of hydraulic fracturing: Improved engineering of unconventional shale reservoirs. Society of Exploration Geophysicists.

Mendecki, A.J. (1997). Seismic velocity inversion from microseismic data. In A.J. Mendecki (Ed.), Seismic Monitoring in Mines (pp. 129–146). Dordrecht: Springer. https://doi.org/10.1007/978-94-009-1539-8_6

Peng, P., He, Z., Wang, L., Jiang, Y. (2020). Automatic classification of microseismic records in underground mining: A deep learning approach. IEEE Access, 8, 17863–17876.

Shi, H., Liu, J., Sun, Y., et al. (2025). Study on the temporal–spatial evolution characteristics of micro-cracks during fault slip based on acoustic emission monitoring. Rock Mechanics and Rock Engineering, 58, 3417–3435. https://doi.org/10.1007/s00603-024-04320-8

Trifu, C.-I., Shumila, V., Leslie, I. (2008). Application of joint seismic event location techniques at Chuquicamata open pit mine, Chile. In H. Schunnesson & E. Nordlund (Eds.), Massmin 2008: Proceedings of the 5th International Conference and Exhibition on Mass Mining, Luleå, Sweden, June 9–11 (pp. 943–952). Luleå University of Technology.

Wang, T., Ye, W., Liu, L., et al. (2024). Disturbance failure mechanism of highly stressed rock in deep excavation: Current status and prospects. International Journal of Minerals, Metallurgy and Materials, 31, 611–627. https://doi.org/10.1007/s12613-024-2864-1

Zhang, Y., Fang, K., He, M., Liu, D., Wang, J., Guo, Z. (2024). Rockburst prediction using artificial intelligence techniques: A review. Rock Mechanics Bulletin, 3(3), 100129. https://doi.org/10.1016/j.rockmb.2024.100129

INVESTIGATION OF THE SPECIFIC ABSORPTION RATE (SAR) IN THE HUMAN HEAD MODEL FOR UNDERGROUND MINING STOPE SCENARIO

M. A. Ashraf[1], M. A. Mahboob[1,*], B. Genc[2] and I. Atif[3]

[1]*Sibanye-Stillwater Digital Mining Laboratory (DigiMine), Wits Mining Institute (WMI), University of the Witwatersrand, Johannesburg 2050, South Africa*
[2]*School of Mining Engineering, University of the Witwatersrand, Johannesburg, Private Bag 3, Wits, Johannesburg 2050, South Africa*
[3]*School of Geography, Archaeology and Environmental Studies, University of the Witwatersrand, Johannesburg 2050, South Africa*
(*Corresponding Author: mahsan.mahboob@wits.ac.za)

ABSTRACT

The rise in wireless devices has led to an increase in the amount of radiation energy absorbed in the human body. SAR (Specific Absorption Rate) is a common property used to evaluate absorbed energy and measure the radiation absorbed by human tissue. This paper investigated the SAR value of the wearable device worn on a miner's head in an underground mining environment on a horizontal stope rock face, using 868 MHz and 2400 MHz frequencies. The results suggested that the SAR values were lower when the device was not mounted directly on the head but outside the safety helmet. At higher frequencies, the average SAR was higher than at lower frequencies; however, at low frequencies, the SAR in the head's deep tissues was greater than in surface tissues. The relationship between the number of pillars, the head's actual position, and the support structure's materials was evaluated along several framing scenarios. It was determined that in the stope scenario, the position of the human head has a bigger impact on absorption than the pillar's size and material.

Keywords: Specific absorption rate, Wearable device, Underground mine, Confined environment, Stope

INTRODUCTION

Wearable devices are used in underground mines and other industries for health and safety, real-time tracking of personnel and assets, and various other monitoring applications, as evidenced by recent research (Ranjan et al., 2019, Liu, 2021, Mardonova and Choi, 2018). For instance, a wearable node was proposed to trace the position of missing miners (Zaman et al., 2018), and a safety helmet with methane and carbon monoxide sensors was introduced in underground mines (Hazarika, 2016). Increased exposure to radiofrequency electromagnetic fields (RF-EMF) can be caused by boundary reflections when these wearable devices are used in an underground mine for extended periods of time and in such a confined space as the stope. A stope is usually a confined space available for the miners working in the underground mine, which comprises different materials of the support structure such as steel, iron, and wood (Hustrulid and Bullock, 2001). Therefore, it is significant to investigate RF-EMF exposure to the miner in such a confined environment of the under- ground mine in the presence of support structures of different materials. The specific absorption rate (SAR) is a dosimetry measure used to quantify the effect of RF-EMF exposure on the human body. The SAR depends on various factors such as the type of tissues exposed to the EMF source, surrounding environment, frequency,

and transmit power level. RF-EMF exposure is regulated by International Commission on Non- Ionizing Radiation Protection (ICNIRP) for both general pub- lic and occupational exposure (Ziegelberger et al., 2020).

SAR has been studied in various confined spaces during the past few years utilizing numerical methods (Ashraf et al., 2022, Wang and Liu, 2021) and micro-environment measurements (Paniagua et al., 2020, Huss et al., 2021). Ashraf et al. (2022) investigated the SAR for wearable dipole antenna mounted on the head and torso in different underground mine tunnel scenarios. It was suggested that the SAR was higher in the presence of the metal arch compared to the open space scenario and was below the prescribed thresholds of the ICNIRP. It was also suggested that mounting the wearable device outside the safety helmet mitigates the SAR values in the head. The authors in the last study do not evaluate the exposure in the most confined environment of the underground mine i.e., for the stope scenario. Similarly in the research conducted by Bejenaru et al. (2020), the SAR was investigated numerically using a custom phantom inside the room using a plane wave source at 1.5 GHz. The SAR values were lower than the ICNIRP guidelines, but the exposure variation mainly depends on the walls' material. Lieli and Pingli (2021) analyzed the exposure for two different positions of the human sitting inside the permanent magnetic guide levitation rail. The results suggested that the hotspot of the exposure was mainly foot and depended on the distance between the human body and the guided rail. Tang et al. (2008) investigated mobile phone exposure inside a partially and fully enclosed metallic elevator. It was concluded that the absorption was higher in a fully enclosed elevator compared to a partially and free space environment due to reflections from the metallic walls of the elevator. Leung et al. (2012) evaluated the SAR inside a vehicle using different scenarios, passenger counts, and locations. The results showed that the SAR inside the vehicle was 5% higher than those in the open space scenario. Wang and Liu (2021) evaluated low-frequency exposure of the subway train for different scenarios. The magnetic flux in the train depends on different materials used to build the subway and its shielding from the RF-EMF. Paniagua et al. (2020) measured the RF-EMF exposure in urban indoor and outdoor environments using exposimeter. The contribution of FM broadcasting antenna exposure was higher than other sources and varied in indoor and outdoor cases between 3 to 7 dB. Similarly, Huss et al. (2021) compared the results measured by a body-worn exposimeter with a commercial exposimeter. The body-worn exposimeter lowers the exposure level due to the shielding of the body and requires more time to calibrate body worn exposimeter.

In this study, the RF-EMF exposure from the wearable device was investigated on the head in a confined and reflective environment of the underground mine. The SAR was numerically investigated on the head with a safety helmet for stope scenarios at 868 MHz and 2400 MHz. The SAR values are compared for different possible configurations in the stope to investigate the impact of different numbers, sizes of support pillars, different positions inside the stope and different mate- rials of support pillars.

MATERIALS AND METHODS

Human Model

Recently, researchers have concluded that multi-layered voxel models are recommended for use in analyzing RF exposure (Nascimento et al., 2024). A head of Hugo voxel model with a resolution of 1 mm available in the Computer Simulation Technology (CST) software (Gabriel, 1996) was used in this study. The dielectric properties of the head tissues were determined at 868 MHz and 2400 MHz using macros tools which use the Cole-Cole method to calculate the dielectric properties of the tissues at 868 MHz and 2400 MHz (Guido and Kiourti, 2020).

Modelling of EM Source and a Safety Helmet

The Omnidirectional radiation pattern is one of the fundamental characteristics of the wearable devices used in underground mines (Tareq et al., 2014) and mainly uses Industrial, Scientific, and Medical (ISM) bands, i.e., 868 MHz and 2400 MHz. Two dipole antennas were modelled using a copper material with an

impedance of 73 Ω at 868 MHz and 2400 MHz. The dimensions of the dipole antennas were calculated (Cawood, 2015) and optimized to use it as a wearable dipole antenna on the head. Table I shows the optimized parameters of the wearable dipole antenna at 868 MHz and 2400 MHz.

Table 1. Optimized parameters of the wearable dipole antenna

Parameter	Frequency	
	868 MHz	2400 MHz
Total length of the dipole (mm)	165.9	60
Gap between dipoles (mm)	0.414	0.15
Radius of the dipole (mm)	0.346	0.125

A safety helmet is necessary for miners working in under- ground mines; generally, wearable devices are mounted on it. Therefore, a safety helmet was modelled to investigate the impact in the most confined environment of the stope. The helmet was rigorously placed on the head model to avoid overlapping the head tissues and helmet layer. In addition, a dipole antenna was placed outside a safety helmet on the head, as shown in Figure 1. The distance between the safety helmet and the antenna was 2 mm.

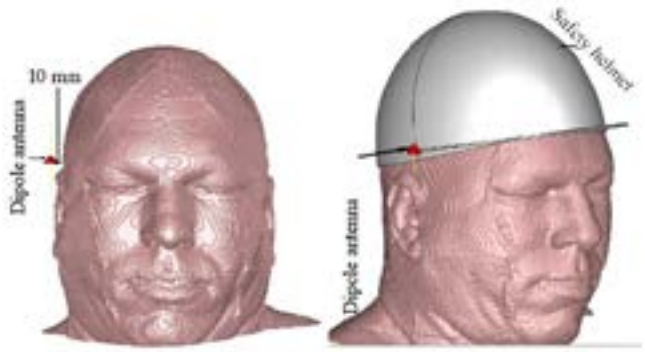


Figure 1. Placement of the dipole antenna on Hugo's head, without safety helmet and with safety helmet

Modelling of Stope Scenario

In an underground mine, a stope is the most confined space with a number of different support structures. The support structure is usually made of wood, steel, and iron and different sizes depending on the stability of the stope. The metallic materials tend to reflect and scatter the electromagnetic signals. Therefore, in this study, a stope of Sibanye-Stillwater Digital Mining Laboratory (DigiMine) mock mine at Wits university was modelled (Hussain et al., 2017), as a case study. DigiMine's mock mine stope is a replica of an actual underground mine stope located in the basement of the chamber of mines building, University of Witwatersrand. It has a wood and steel support structure of different types and sizes, and stope structure was built with reinforced concrete material. The facility has been used for several studies to evaluate the effectiveness of wireless signal propagation and test wearable devices in collapsed mine tunnel scenarios (White, 2006). The concrete material available in the CST material library was used to model the stope scenario. The fraction of the stope close to the human head was modelled, saving more than 50% of the simulation time. A metal support structure was modelled by creating a cylinder of diameter 40 mm and length of 500 mm using steel with a conductivity of 7.96×106 S/m. The head model and dipole antenna were imported as sub-project to the main project file of the modelled stope scenario. For all simulation scenarios, the distance between the dipole antenna and head was 10 mm, whereas the distance between the human head and stope structure was 100 mm, as shown in Figure 2.

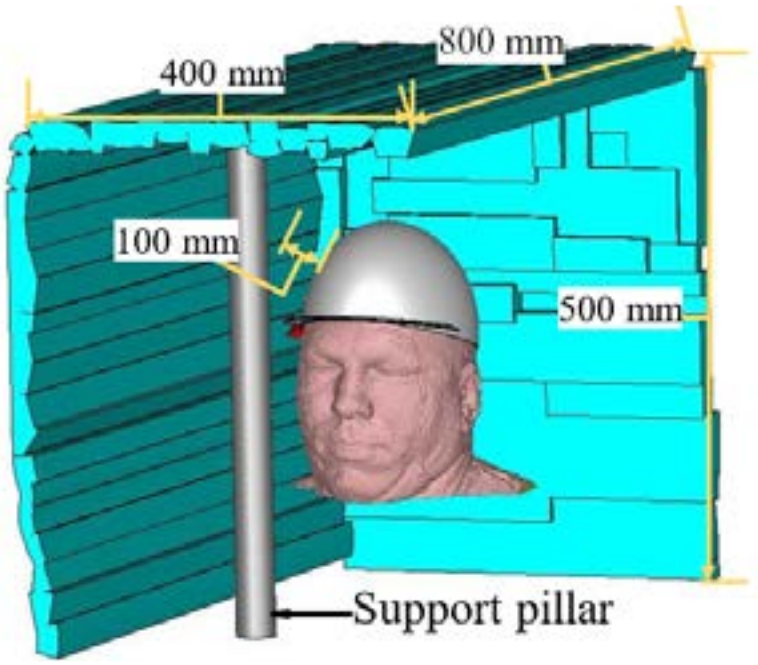


Figure 2. Modelling of underground mine scenario in stope with one support pillar

In this study, the SAR was averaged over 10 grams of cubic mass of the tissues and referred to as SAR10g. All the simulations were performed with a power of 0.1 W for each frequency for comparison purposes and recommended Independent Communication Authority of South Africa (ICASA) (White, 2006). Several configurations of the stope, including stope with one and two pillars, pillars of varying sizes, heads placed in various positions within the stope scenario, and pillars made of various materials, were investigated to determine the effect that each of these configurations had on SAR. The following cases were investigated for the stope scenario:

Case A: Stope scenario: In this scenario, the SAR_{10g} readings for the head in the stope with a single support pillar was evaluated with and without a helmet. In addition, the SAR_{10g} readings were compared between free space and inside the stope while wearing a helmet to assess the difference between the miner's exposure under the stope and in the free space with no nearby objects. The schematic of the simulated scenario is shown in Figure 3a.

Case B: Stope with two pillars: The impact of different numbers of support pillars were investigated by introducing another support pillar, as shown in Figure 3b. The SAR_{10g} values are compared for one and two support pillars of the stope scenario.

Case C: Different size of support pillar and positions of the head: The SAR in the human tissues is also affected by the alteration in the metallic object's size (Paniagua et al., 2020). In this scenario, the diameter of a support pillar was varied, as shown in Figure 3c and 3d. The SAR_{10g} values were compared for different sizes of the support pillar. The RF-EMF exposure also varies with the position of the human body exposed to it. The human head is positioned in front of the metal support pillar, and SAR_{10g} values were compared for different sizes of the pillar and between *position 1* and *position 2*.

Case D: Different material of support structure: Different support materials are used in the underground mine stope depending on the stope's advancement and stability. The most used support structure materials used in stope are wood, iron and steel. The metal structure reflects RF field incident to it and can potentially increase the exposure to the miner. In this scenario, iron and steel support materials are investigated by changing their properties for different sizes, as in case D for *position 2* of the human head.

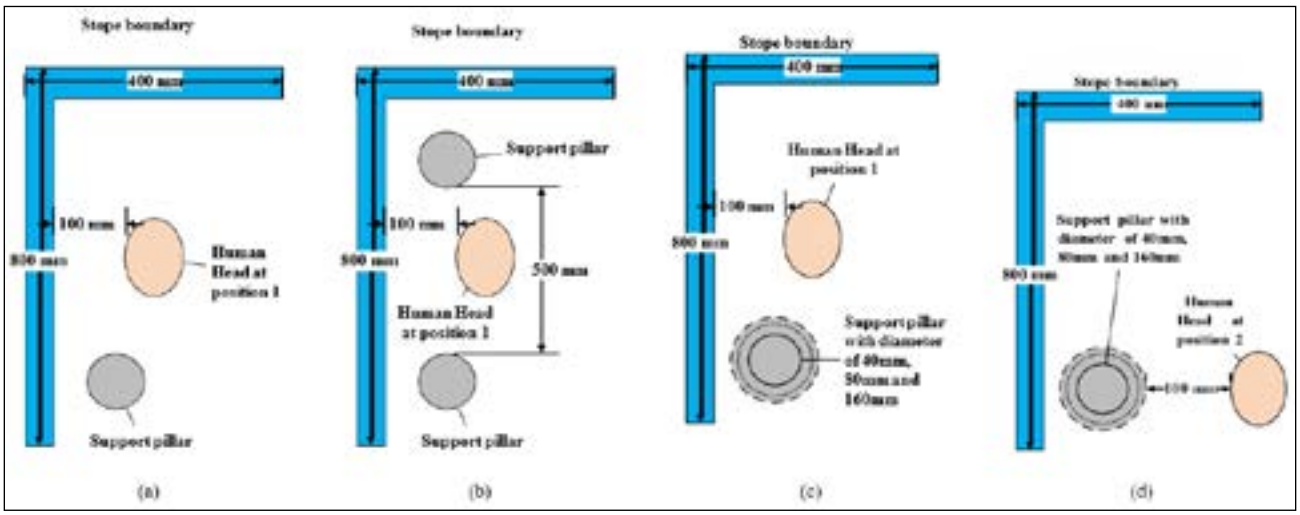


Figure 3. Schematic of simulated stope scenarios (a) one support pillar, (b) two support pillars, (c) one support pillar at position 1 of the head with different sizes, and (d) head at position 2 with different sizes of pillar

RESULTS AND DISCUSSIONS

Case A: Stope Scenario

The SAR10g results were com- pared for free space and stope scenarios in the case of the head with and without a safety helmet at 868 MHz and 2400 MHz, as shown in Figure 4. The results revealed that, at each frequency, the SAR10g was higher in the stope scenario, both with and without a safety helmet. It demonstrates that reflections from the surrounding stope wall increase the miner's head exposure to radiofrequency radiation. It can modestly increase the absorption of RF fields, even though the SAR10g values are below the ICNIRP standard for public exposure. If the SAR10g values are compared for the stope scenario with and without a safety helmet, it can be seen that the absorption was lower when the safety helmet was used, suggesting that mounting a wearable device outside the safety helmet aid to mitigate the RF-EMF exposure. In all simulated scenarios, the SAR10g was higher at 2400 MHz compared to the exposure at 868 MHz, as shown in Figure 4. It was due to variations of the dielectric properties of tissues at each frequency. The spatial distribution of SAR10g in the head tissues was also analyzed at each frequency for the worst-case scenario, i.e., stope scenario without a helmet. The SAR spatial distribution normalized to 1 W/kg on the head tissues such as skin and cerebrospinal fluid (CSF) is shown in Figure 5. At 868 MHz, it can be observed that the SAR10g was higher in the CSF tissues of the head though it was lower in the skin tissues.

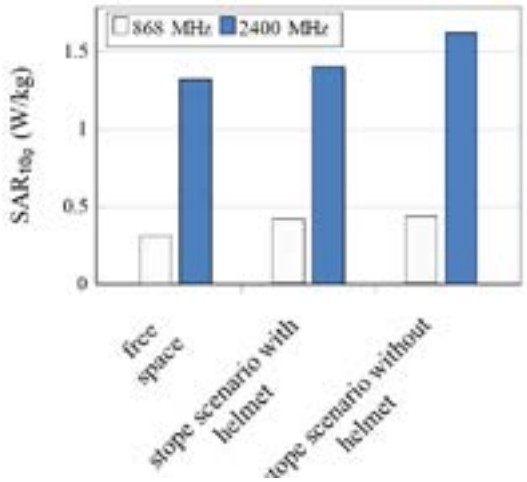


Figure 4. Comparison of SAR_{10g} between free space and stope scenario without and with a helmet at 868 MHz and 2400 MHz

Similarly, at high frequencies, the SAR in the skin was higher than in the CSF tissues of the head, as shown in Figure 5 It is evident that the absorption is higher in deep tissues at a lower frequency than at higher frequencies where absorption is superficial. Although the hotspot for the SAR absorption was the same at both frequencies as shown in Figure 5, in underground mines, lower frequency yields better propagation simultaneously can enhance the RF exposure in deep tissues of the miners working in the underground mine.

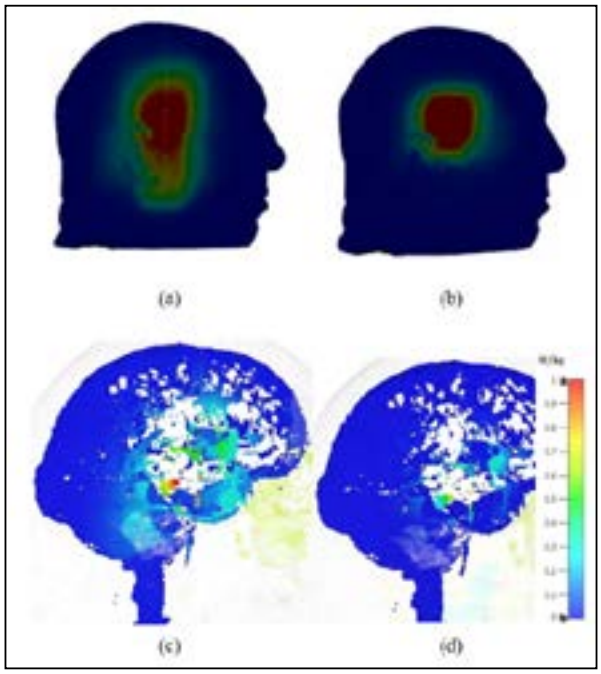


Figure 5. Spatial distribution of SAR10g in the skin at (a) 868 MHz,
(b) 2400 MHz and in the cerebrospinal fluid at (c) 868 MHz and (d) 2400 MHz

Case B: Stope with Two Pillars

The head was placed at position 1 in this scenario by introducing another support pillar, as shown in Figure 3b. The comparison of SAR10g values for the stope scenario between one and two support pillars are shown in Figure 6. The results suggested that adding a support structure near the human head with a safety helmet does not alter the absorption in the head, although the values were higher than the free space, as observed in case A.

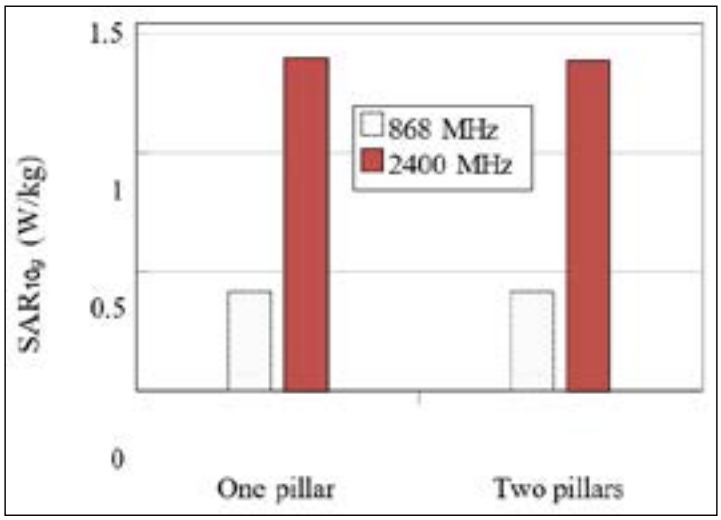


Figure 6. Comparison of SAR10g for different numbers of pillars in the stope scenario
for position 1 at 868 MHz and 2400 MHz

Case C: Different Pillar Size and Head Position

Different size of the support structures and their relative position from the source of RF fields can influence the SAR10g in the human tissues. In this scenario, the SAR10g values were compared for different sizes of the support pillar and head positions in the stope scenario. The comparison of SAR10g values for 40 mm, 80 mm, and 160 mm diameter of support pillar for position 1 and position 2 at 868 MHz and 2400 MHz is shown in Figure 7a and 7b, respectively. At 868 MHz, the SAR10g values were higher for 40 mm of the diameter of the pillar than other sizes. The SAR10g values were higher for position 2 than position 1 of the head. It suggests that the head absorbs more RF fields when the metal support structure is present parallel to the source of RF compared to other positions though the SAR10g values are still below the basic restrictions of the ICNIRP. Similarly, the SAR10g values are also compared for different sizes and positions of the support pillar at 2400 MHz as shown in Figure 7b. Similar behavior was also observed at 2400 MHz, suggesting that the size of the metal structure and position of the head close to the metal objects can marginally alter the SAR10g values in the head for the stope scenario.

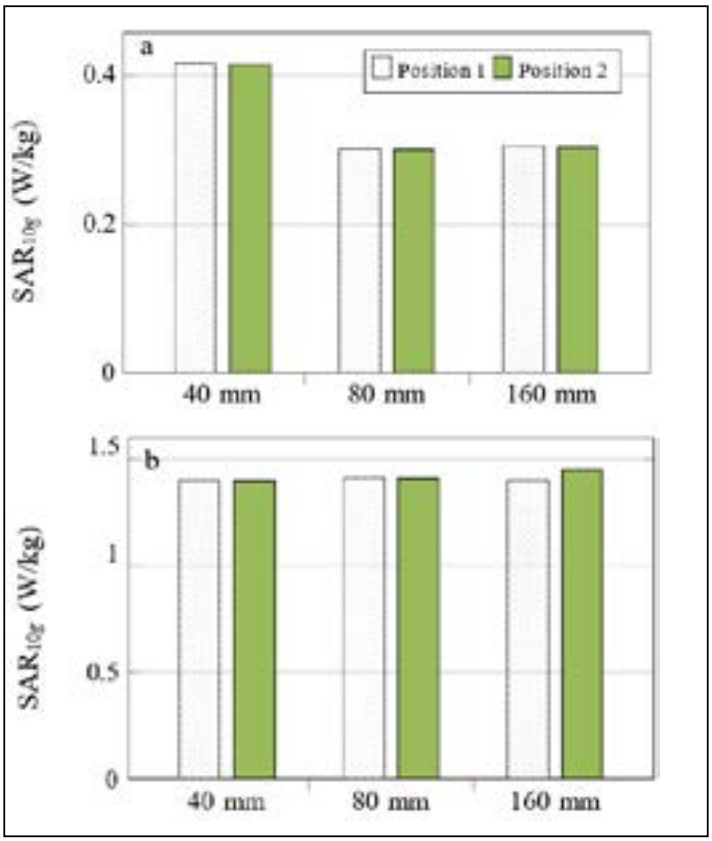


Figure 7. Comparison of SAR10g of different sizes of support pillars in the stope scenario for different positions of the head at (a) 868 MHz, (b) 2400 MHz

Case D: Different Material for Support Pillars

In this scenario, the SAR10g was compared for different support structure materials, such as steel and iron, for 868 MHz and 2400 MHz. The SAR10g values are approximately the same for both materials at each frequency as shown in Figure 8. Therefore, it can be suggested that the SAR10g values have no variation with respect to the material of the support pillar, although the conductivity of the iron and steel are adjacent.

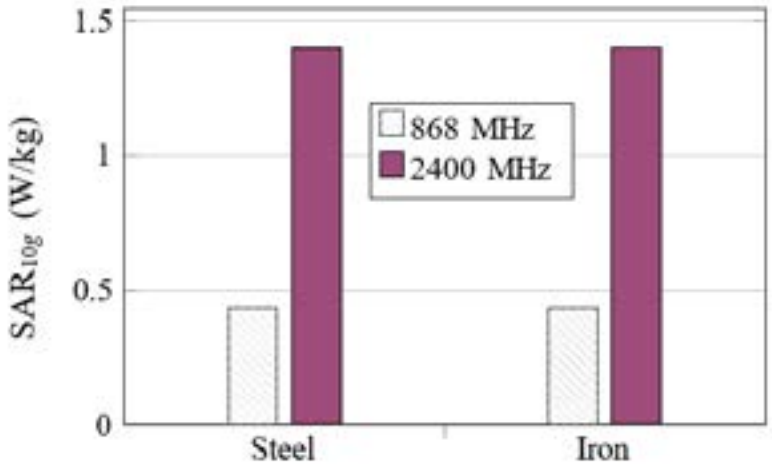


Figure 8. Comparison of SAR10g of different material of support pillar in the stope scenario at 868 MHz and 2400 MHz

CONCLUSION

The RF field exposure was investigated on the head with a safety helmet and for the stope scenario of the underground mine. The SAR10g was higher in the stope scenario for both the head without a helmet and with a helmet compared to the free space scenario. It indicates that the reflections from the stope boundaries enhance miner exposure to RF- EMF, although the exposure levels were lower than the basic restrictions of the ICNIRP. The SAR10g was also higher in the deep tissues of the head at 868 MHz than at 2400 MHz.

The lower frequencies tend to penetrate deeper into the tissues than higher frequencies. The SAR was also investigated for the different number of support pillars, sizes and materials of the support pillar and positions of the head. The number of pillars present in the stope scenario does not alter tissue absorption. However, increasing the pillar sizes at 868 MHz and 2400 MHz marginally varies the tissue absorption. The position of the head in the confined environment of the stope scenario influences the absorption in the exposed tissues more than related scenarios. The support pillar with steel and iron did not influence the absorption of the RF fields in the tissues.

ACKNOWLEDGMENT

The authors want to thank and acknowledge the financial support provided by the Sibanye-Stillwater Digital Mining Laboratory (DigiMine), University of The Witwatersrand, Johannesburg, South Africa.

REFERENCES

ASHRAF, M. A., MAHMOOD, A. & MAHBOOB, M. A. 2022. Numerical evaluation of specific absorption rate in human head and torso for wearable wireless devices in underground mine scenarios. *Radiation Protection Dosimetry,* 198**,** 491-502.

BEJENARU, O., LAZARESCU, C., URSACHIANU, M.-V. & SALCEANU, A. SAR Determination for Indoor, Far Field Exposure. 2020 International Conference and Exposition on Electrical And Power Engineering (EPE), 2020. IEEE, 322-326.

CAWOOD, F. 2015. Digital mine laboratory prepared for digital mining. *Position IT Magazine. Mar.*

GABRIEL, C. 1996. Compilation of the dielectric properties of body tissues at RF and microwave frequencies.

GUIDO, K. & KIOURTI, A. 2020. Wireless wearables and implants: A dosimetry review. *Bioelectromagnetics,* 41**,** 3-20.

HAZARIKA, P. Implementation of smart safety helmet for coal mine workers. 2016 IEEE 1st International Conference on Power Electronics, Intelligent Control and Energy Systems (ICPEICES), 2016. IEEE, 1-3.

HUSS, A., DONGUS, S., AMINZADEH, R., THIELENS, A., VAN DEN BOSSCHE, M., VAN TORRE, P., DE SEZE, R., CARDIS, E., EEFTENS, M. & JOSEPH, W. 2021. Exposure to radiofrequency electromagnetic fields: Comparison of exposimeters with a novel body-worn distributed meter. *Environment international,* 156**,** 106711.

HUSSAIN, I., CAWOOD, F. & VAN OLST, R. 2017. Effect of tunnel geometry and antenna parameters on through-the-air communication systems in underground mines: Survey and open research areas. *Physical Communication,* 23**,** 84-94.

HUSTRULID, W. A. & BULLOCK, R. L. 2001. *Underground mining methods: Engineering fundamentals and international case studies*, SME.

LEUNG, S.-W., DIAO, Y., CHAN, K.-H., SIU, Y.-M. & WU, Y. 2012. Specific absorption rate evaluation for passengers using wireless communication devices inside vehicles with different handedness, passenger counts, and seating locations. *IEEE transactions on biomedical engineering,* 59**,** 2905-2912.

LIELI, G. & PINGLI, J. Safety Assessment of Electromagnetic Exposure of Superconducting Magnetic Levitation Track. IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, 2021. IOP Publishing, 012004.

LIU, T. 2021. Application of wearable devices in construction safety and worker occupational health. *International Core Journal of Engineering,* 7**,** 253-260.

MARDONOVA, M. & CHOI, Y. 2018. Review of wearable device technology and its applications to the mining industry. *Energies,* 11**,** 547.

NASCIMENTO, L. C. S., PINHEIRO, A. S., VIEIRA, E. G. S., DOS SANTOS RIBEIRO, L., DA SILVA, E. P., SANTOS, P. A., DOS SANTOS, K. M. G. & SILVEIRA, T. M. 2024. Modeling and simulation of a Radio Frequency Identification. *Brazilian Journal of Development,* 10**,** 1310-1323.

PANIAGUA, J. M., RUFO, M., JIMÉNEZ, A. & ANTOLÍN, A. 2020. Dimensionless coefficients for assessing human exposure to radio-frequency electromagnetic fields indoors and outdoors in urban areas. *Environmental research,* 183**,** 109188.

RANJAN, A., ZHAO, Y., SAHU, H. B. & MISRA, P. 2019. Opportunities and challenges in health sensing for extreme industrial environment: perspectives from underground mines. *IEEE Access,* 7**,** 139181-139195.

TANG, C. K., CHAN, K. H., FUNG, L. C. & LEUNG, S. 2008. Effect on radio frequency human exposure of mobile phone inside an enclosed metallic elevator. *Microwave and Optical Technology Letters,* 50**,** 2207-2210.

TAREQ, M., ALAM, D. A., ISLAM, M. & AHMED, R. 2014. Simple half-wave dipole antenna analysis for wireless applications by CST microwave studio. *International Journal of Computer Applications,* 94**,** 21-23.

WANG, Z. & LIU, W. 2021. Influence of materials, windows and shielding layers on low-frequency electromagnetic environment of Subway vehicle and human exposure research. *Progress In Electromagnetics Research M,* 105**,** 151-160.

WHITE, J. 2006. Independent Communications Authority of South Africa (ICASA). *Constitutional Law of South Africa. 2nd Edition. Cape Town: Juta Law. 24E1–24E16.*

ZAMAN, I., FÖRSTER, A., MAHMOOD, A. & CAWOOD, F. Finding trapped miners with wireless sensor networks. 2018 5th International Conference on Information and Communication Technologies for Disaster Management (ICT-DM), 2018. IEEE, 1-8.

ZIEGELBERGER, G., CROFT, R., FEYCHTING, M., GREEN, A. C., HIRATA, A., D'INZEO, G., JOKELA, K., LOUGHRAN, S., MARINO, C. & MILLER, S. 2020. Guidelines for limiting exposure to electromagnetic fields (100 kHz to 300 GHz). *Health Physics,* 118**,** 483-524.

YER ALTI VE AÇIK OCAK MADENCİLİĞİNDE İŞ SAĞLIĞI VE GÜVENLİĞİ RİSKLERİNİN SINIFLANDIRILMASI VE BÜTÜNCÜL YÖNETİMİ

CLASSIFICATION AND INTEGRATED MANAGEMENT OF OCCUPATIONAL HEALTH AND SAFETY RISKS IN UNDERGROUND AND OPEN PIT MINING

E. Günay

İTÜ Maden Mühendisi A Sınıfı İGU Akel İSG YKB: egunay@akelisg.com)

ÖZET

Madencilik sektörü, hem yer altı hem de açık ocak işletmelerinde doğası gereği barındırdığı yüksek etkili ve çeşitli riskler nedeniyle küresel ölçekte en tehlikeli endüstrilerden biri olarak kabul edilmektedir. Yer altı madenciliği ortamları; grizu ve kömür tozu patlamaları, gaz ve su degajları, tavan göçmeleri, toksik toz ve gazlara uzun süreli maruziyet ile ocak yangınları gibi yıkıcı olaylara özellikle açıktır. Buna karşılık, açık ocak madenciliğinde başlıca tehlikeler arasında şev stabilitesinin bozulması, patlatma kaynaklı kazalar, ağır makinelerle çarpışmalar, aşırı toz salınımı ve liç yığınlarının yapısal çökmesi yer almaktadır. Bu risklerin etkin şekilde azaltılması, mühendislik ve teknik kontrollerin ötesine geçen; örgütsel yönetişim, iş gücü davranış dinamikleri ve insan faktörü entegrasyonunu da kapsayan bütüncül bir İş Sağlığı ve Güvenliği (İSG) stratejisini gerektirmektedir. Bu çalışma, her iki madencilik bağlamında temel İş Sağlığı ve Güvenliği tehlikelerini sistematik olarak sınıflandırmakta ve bunları güvenlik kültürünün güçlendirilmesi, yetkinlik temelli eğitim programları, yorgunluk risk yönetimini içeren optimize edilmiş vardiya düzeni, ergonomik iyileştirmeler ve ileri düzey acil durum müdahale planlamasını kapsayan bir çerçevede değerlendirmektedir. Bulgular, entegre ve sistem temelli bir risk yönetimi yaklaşımının benimsenmesinin, kaza oranlarını en aza indirmek, operasyonel dayanıklılığı artırmak ve madencilik endüstrisinde sürdürülebilir güvenlik performansını sağlamak için vazgeçilmez olduğunu vurgulamaktadır.

Anahtar Kelimeler: Maden risk yönetimi, iş sağlığı ve güvenliği, iş gücü davranışı, kaza oranı, operasyonel dayanıklılık

ABSTRACT

The mining sector is globally recognized as one of the most hazardous industries, characterized by a diverse range of high-consequence risks inherent to both underground and open-pit operations. Underground mining environments are particularly susceptible to catastrophic events, including firedamp and coal dust explosions, gas and water outbursts, roof collapses, prolonged exposure to toxic dusts and gases, and mine fires. Conversely, open-pit mining faces critical hazards such as slope instability, blast-induced accidents, collisions involving heavy machinery, excessive dust emissions, and the structural failure of heap leach piles. Effective mitigation of these risks requires a holistic Occupational Health and Safety (OHS) strategy that extends beyond engineering and technical controls to encompass organizational governance, workforce behavioral dynamics, and human-factor integration. This study systematically classifies the principal OHS hazards in both mining contexts and evaluates them within a framework incorporating safety culture enhancement, competency-based training programs, optimized shift design with fatigue risk management, ergonomic interventions, and advan-

ced emergency response planning. The findings emphasize that the adoption of an integrated, systems-based risk management approach is essential for minimizing incident rates, enhancing operational resilience, and ensuring sustainable safety performance in the mining industry

Keywords: Mining risk management, occupational health and safety, workforce behavior, accident rate, operational resilience

GİRİŞ

Madencilik faaliyetleri, doğası gereği yüksek düzeyde tehlike ve belirsizlik içeren süreçler barındırmakta olup, küresel ölçekte en riskli sektörlerden biri olarak değerlendirilmektedir (Donoghue, 2004; ILO, 2023). Türkiye'de bu alandaki yasal çerçeve başta **6331 Sayılı İş Sağlığı ve Güvenliği Kanunu** ile **Maden İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliği** kapsamında şekillenmekte ve bu düzenlemeler, yer altı ve açık ocak işletmelerinde güvenli çalışma ortamının sağlanmasına yönelik zorunluluklar getirmektedir (ÇSGB, 2013).

Yer altı maden işletmelerinde, üretimin güvenli şekilde sürdürülebilmesi amacıyla **havalandırma sistemleri**, **gaz izleme teknolojileri**, **tozla mücadele yöntemleri** ve **acil tahliye planları** gibi teknik uygulamalar yaygın olarak kullanılmaktadır (Mutlu & Güney, 2018; McPherson, 2022). Bununla birlikte, yalnızca teknik önlemler yeterli olmayıp, **ergonomi**, **çalışma rejimi**, **vardiya düzeni**, **personel motivasyonu**, **sendikal örgütlenme** ve **psikososyal riskler** gibi insan odaklı unsurların da kazaların önlenmesinde kritik rol oynadığı, hem ulusal hem de uluslararası literatürde vurgulanmaktadır (Weeks, 2003; Laurence, 2011).

Açık ocak işletmelerinde ise, **şev açıları** ve **basamak yüksekliğinin** yanlış planlanması, **kontrolsüz patlatmalar**, **yetersiz drenaj sistemleri**, **iş makinesi devrilmeleri** ve **liç alanlarında sızıntı riski** gibi faktörler, iş sağlığı ve güvenliği açısından öncelikli tehlike kaynaklarıdır (Hustrulid et al., 2013).

Ayrıca, **iklim değişikliği** ve **aşırı hava koşulları** madencilik faaliyetlerinde iş sağlığı ve güvenliği açısından yeni ve ciddi risk alanları yaratmaktadır. Özellikle artan **sıcaklık dalgalanmaları**, **yoğun yağışlar**, **ani sel olayları**, **fırtınalar** ve **aşırı kuraklık dönemleri**, hem yer altı hem de açık ocak işletmelerinde çalışma koşullarını olumsuz etkileyerek iş kazası olasılığını artırmaktadır (Brake & Waye, 2003; IPCC, 2022). Yapılan araştırmalar, maden sahalarında **aşırı sıcak ortamların** işçilerin **fiziksel dayanıklılığını** ve **kognitif performansını** düşürdüğünü, bu durumun **ısı stresi**, **dehidrasyon** ve **yorgunluğa bağlı dikkatsizlik** gibi faktörlerle birleşerek kaza riskini anlamlı düzeyde yükselttiğini göstermektedir (Varghese et al., 2018; Xiang et al., 2014).

Bunun yanında, aşırı yağış ve fırtına gibi **meteorolojik ekstrem olaylar**, açık ocaklarda **şev stabilitesini bozarak heyelan riskini artırmakta**, yer altı işletmelerinde ise **su baskını** ve **altyapı hasarlarına** yol açabilmektedir (Hustrulid et al., 2013; Norgaard et al., 2018). Dolayısıyla, iklim değişikliğine bağlı çevresel etkilerin madencilikte **acil durum planları**, **risk değerlendirme süreçleri** ve **işletme tasarımları** içinde mutlaka dikkate alınması gerektiği literatürde güçlü biçimde vurgulanmaktadır (ILO, 2023; IPCC, 2022)

Bu çalışma, maden işletmelerinde karşılaşılan başlıca iş sağlığı ve güvenliği risklerini; **teknik** (mühendislik kontrolleri, havalandırma sistemleri, gaz izleme teknolojileri, tozla mücadele yöntemleri), **örgütsel** (iş gücü yönetimi, vardiya planlaması, eğitim ve güvenlik kültürü) ve **çevresel** (iklim değişikliği, aşırı hava olayları, doğal afet riskleri) boyutlarıyla kapsamlı biçimde incelemektedir. Ayrıca, belirlenen risklerin azaltılmasına yönelik iyileştirme stratejileri; güncel sektörel veriler, ulusal mevzuat ve uluslararası standartlar çerçevesinde değerlendirilerek, uygulanabilir çözüm önerileri halinde sunulmaktadır.

Ocak Havalandırması

Ocak havasından söz edildiğinde, ocakta bulunan gazlar ve bunların karışımı anlaşılır. Ocağa girip, işyerine ulaşan havaya 'giriş havası', imalatlardan itibaren kirlenerek ocağı terk eden havaya ise 'dönüş havası' denir.

Temiz Hava

Temiz hava; hacimsel olarak yaklaşık **%20,93 Oksijen (O_2)**, **%79,04 Azot (N_2)** ve **%0,03–0,04 Karbondioksit (CO_2)** içeren atmosferik gaz karışımıdır. Bu bileşim, deniz seviyesindeki standart atmosfer koşulları için geçerli olup, oksijen oranının bu değerlerin altına düşmesi durumunda insan fizyolojisinde performans kaybı, koordinasyon bozukluğu ve ciddi sağlık sorunları meydana gelir (McPherson, 2022; Donoghue, 2004).

Kirli Hava

Kirli hava; içerdiği kirleticiler, kimyasal bileşenleri ve fizyolojik etkileri dikkate alınarak aşağıdaki şekilde sınıflandırılmaktadır (Hartman et al., 1997; Mutlu & Güney, 2018).

Pis Hava

Pis hava; oksijen oranının hacimsel olarak **%20'nin altına düştüğü**, azot (N_2) ve karbondioksit (CO_2) oranlarının arttığı, boğucu özellikte bir gaz karışımıdır. "Black damp" veya "chokedamp" olarak adlandırılan bu gaz, yanma, oksidasyon veya yetersiz havalandırma sonucu oluşur. Solunması halinde hipoksi, bilinç kaybı ve ölüm görülebilir (Britannica, 2024; Kissell, 2003).

Zehirli Hava

Zehirli hava; insan organizması üzerinde toksik etki yaratan gazları içerir. Bu gazlara **Karbonmonoksit (CO)**, **Kükürtlü Hidrojen (H_2S)**, **Azot Oksitleri (NO, NO_2)**, **Kükürtdioksit (SO_2)** ve **Radon (Rn)** örnek gösterilebilir. Bu gazlar düşük konsantrasyonlarda dahi sinir sistemi, solunum sistemi ve kardiyovasküler sistem üzerinde ciddi etkilere sahiptir. Literatürde "noxious gases" olarak adlandırılan bu bileşenlerin, maden ocaklarında uygun havalandırma ve sürekli gaz izleme sistemleri ile kontrol altında tutulması önerilmektedir (Donoghue, 2004; World Health Organization [WHO], 2010).

Patlayıcı Hava

Patlayıcı hava; metan (CH_4), etan (C_2H_6), propan (C_3H_8) gibi hidrokarbon gazları ile hidrojen (H_2) ve karbonmonoksit (CO) gibi yanıcı gazların belirli oranlarda karışarak patlama potansiyeli oluşturduğu atmosferdir. Literatürde özellikle metan–hava karışımı "firedamp" olarak adlandırılmakta ve patlama sınırlarının genellikle **%4,5 – %14,5 CH_4** aralığında olduğu belirtilmektedir (Kissell, 2003; Cashdollar & Sapko, 2006). Bu tip atmosferlerin oluşumunu önlemek için yeterli hava debisi sağlanmalı ve metan izleme sistemleri kurulmalıdır.

Tozlu Hava

Tozlu hava; içinde taş, mineral veya kömür tozu bulunan ve solunum yoluyla insan sağlığına zararlı olabilen hava karışımıdır. **Kömür tozu** hem patlayıcı hem de pnömokonyoz gibi meslek hastalıklarına yol açarken, **taş tozu** (ör. silika) daha çok solunum sistemi hastalıkları açısından risk taşır (Seixas, Robins, & Rice, 1995; International Labour Organization [ILO], 2015). Uluslararası Çalışma Örgütü, madenlerde solunabilir toz konsantrasyonlarının düzenli olarak ölçülmesini ve kontrol önlemlerinin uygulanmasını önermektedir (ILO, 2015).

Kısa Devre Hava

Kısa devre hava; oksijen oranı **%20'nin altında olmamakla birlikte**, havalandırma düzenindeki hatalar veya ani gaz boşalmaları nedeniyle kirli havanın tekrar çalışma ortamına geri basıldığı durumları tanımlar. Bu durum özellikle tali pervane ile havalandırılan başyukarı ve bacalarda, ani degaj veya lağım atımı sonrası

ortaya çıkabilir. Literatürde, metan (CH_4) gazının ani geri tepmesine karşı tali pervanelerin hem ön hem arka kısmına **%1 CH_4** seviyesine ayarlı sensörlerin yerleştirilmesinin güvenlik açısından zorunlu olduğu vurgulanmaktadır (Mutlu & Güney, 2018; McPherson, 2022).

Ocak Havasındaki Gazlar

Oksijen (O_2)

Oksijen, renksiz, kokusuz ve tatsız bir gaz olup, suda düşük çözünürlüğe sahiptir. Yoğunluğu **1,42 kg/m³** ve havaya göre özgül ağırlığı **1,11**'dir. Yanma reaksiyonları ve insan solunumu için vazgeçilmezdir (McPherson, 2022; Donoghue, 2004).

Yer altı madenciliğinde oksijen seviyesinin düşmesi, çalışanlar üzerinde ciddi fizyolojik etkilere yol açabilir. Literatüre göre (Hartman et al., 1997; WHO, 2010):

- **%21 – 18 O_2**: Genellikle önemli bir etki görülmez, ancak uzun süreli maruziyette baş ağrısı ortaya çıkabilir.
- **%18 – 12 O_2**: Solunum hızlanır, nabız artar (yaklaşık 1500 m yükseklikteki fizyolojik etkilere benzer).
- **%14 – 9 O_2**: Bulantı, halsizlik, kulaklarda uğultu ve çınlama başlar.
- **%10 – 6 O_2**: Bayılma görülebilir, kısa sürede komaya girilir.
- **%5 – 0 O_2**: Yaşam imkânsız hale gelir.

Mevzuata göre, ocaklarda müsaade edilen minimum oksijen konsantrasyonu **%19 O_2**'dir (Maden İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliği, 2013).

KONUM	YAPILAN İŞ	OKSİJEN İHTİYACI (lt/dak)	DAK. NEFES ALIM SAYISI	HARCANAN GÜÇ (WAT)
İstirahat	Yatma	0,25	6	–
İstirahat	Oturma	0,30	7	–
Normal İşlerde	Sert Zeminde Hızlı Yürüme	1,50	34	105
Ağır İşlerde	Yürüme (Yüksek eforda)	2,00	50	145
Çok Ağır İşlerde	Meyilli Yerde Yürüme	4,00	95	290

Çalışma ortamına göre ihtiyaç duyulan oksijen miktarı Çizelge 1'de sunulmuştur.

Burada dikkat edilmesi gereken kritik husus; olası bir göçük arkasında mahsur kalan kazazedenin panik içinde aşırı efor sarf etmesi yerine sakin kalarak kurtarma ekiplerini beklemesi durumunda mevcut havayı tüketme süresinin yaklaşık **16 kat** daha uzun olacağıdır. Bu durum, kurtarma ekiplerine kazazedelere ulaşabilmek için hayati bir zaman avantajı sağlar (Günay, Demirel, & Aydemir, 2001).

Karbondioksit (CO_2) – Revize (Metin içi APA Atıflı)

Karbondioksit (CO_2), renksiz, hafif asidik kokusu ve tadı olan bir gazdır. Yoğunluğu **1,977 kg/m³** olup, havaya göre özgül ağırlığı **1,52**'dir (McPherson, 2022). Havadan ağır olduğu için ocak imalatlarının taban kısımlarında birikir ve bu nedenle özellikle düşük kotlarda çalışmalarda tehlike arz eder (Hartman et al., 1997).

Yeryüzü atmosferinde doğal olarak **%0,03–0,04** oranında bulunan CO_2, yer altı maden ortamında çeşitli süreçler sonucunda yüksek konsantrasyonlara ulaşabilir. Konsantrasyon arttığında fizyolojik etkiler ortaya çıkar (Donoghue, 2004; WHO, 2010):

- **%1 CO_2**: Solunum hızında artış başlar.
- **%3 CO_2**: Dinlenme haline kıyasla solunum iki katına çıkar; ağır iş yapanlar için ölümcül risk oluşabilir.
- **%5 CO_2**: Solunum üç katına çıkar ve zorlaşır.
- **%6 CO_2**: Şiddetli solunum güçlüğü oluşur.
- **%10 CO_2**: Koma durumu görülebilir.
- **%20–25 CO_2**: Ölüm kaçınılmazdır.

Yüksek CO_2 konsantrasyonu; kör kuyular, terk edilmiş galeriler, havalandırılmayan ambarlar, yangın sahaları ve doğal hava akımı olmayan kapalı alanlarda sıkça gözlenir. Bu tür ortamlara girmeden önce, mutlaka gaz ölçümü yapılması gerekmektedir (Günay et al., 2001; ILO, 2015).

Ocaklarda CO_2 seviyesinin kontrolü, yeterli havalandırma debisinin sağlanması ve **Merkezi Gaz İzleme Sistemleri (MGİS)** aracılığıyla sürekli takip yapılmasıyla mümkündür (Mutlu & Güney, 2018).

Karbonmonoksit (CO) – Revize (Metin içi APA Atıflı)

Karbonmonoksit (CO), karbon içeren maddelerin tam yanmaması sonucu oluşan, renksiz, kokusuz, tatsız ve tahriş edici bir uyarı vermeyen, yüksek derecede zehirli bir gazdır (Kissell, 2003; WHO, 2010). Yoğunluğu **1,225 kg/m³** olup havaya göre özgül ağırlığı **0,97**'dir. Suda çok az çözünür ve yoğunluğu havanınkine çok yakın olduğu için ocak atmosferinde homojen şekilde dağılabilir (McPherson, 2022).

CO, kan dolaşımına girdikten sonra hemoglobinle oksijene kıyasla yaklaşık **280 kat** daha güçlü bağlanarak karboksihemoglobin (COHb) oluşturur. Bu durum, dokulara oksijen taşınmasını engeller ve ciddi hipoksiye neden olur (Raub & Benignus, 2002; Donoghue, 2004).

Fizyolojik etkiler ve maruziyet sınırları (Hartman et al., 1997; WHO, 2010):

- **50 ppm**: 8 saat cihazsız çalışılabilir.
- **100 ppm**: 2 saat cihazsız çalışılabilir.
- **200 ppm**: 1 saat içinde baş ağrısı ve baş dönmesi görülebilir.
- **300 ppm**: 30 dakika içinde bilinç kaybı başlayabilir.
- **500 ppm**: 2 saat içinde bayılma.
- **1000 ppm**: 1 saat içinde bayılma, ölüm riski yüksek.
- **2000–3000 ppm**: Çok kısa sürede ölüm.

CO; ocak yangınları, patlamalar, oksidasyon süreçleri ve patlarlı motor egzoz gazlarında yüksek miktarda bulunabilir. Ayrıca kömür tozu patlamaları sonrası patlama merkezinde **%5–7** oranında CO açığa çıkabilir (Cashdollar & Sapko, 2006).

Yer altı madenlerinde CO maruziyetini önlemek için etkin havalandırma sağlanmalı, yangın sonrası bölgeler izole edilmeli ve **Merkezi Gaz İzleme Sistemleri (MGİS)** ile sürekli CO ölçümü yapılmalıdır (Mutlu & Güney, 2018; ILO, 2015).

Metan (CH_4) – Revize (Metin içi APA Atıflı)

Metan (CH_4), renksiz, kokusuz, zehirli olmayan ancak **boğucu** ve **yüksek derecede yanıcı** bir gazdır. Yoğunluğu **0,716 kg/m³** olup havadan daha hafif olduğu için yer altı madenlerinde tavan kısımlarında birikir (McPherson, 2022; Kissell, 2003). Havayla karıştığında tekrar ayrışma olanağı yoktur ve oluşan karışım belirli oranlarda **patlayıcı atmosfer** meydana getirir.

Metan–hava karışımının patlama sınırları genellikle **%4,5–14,5 CH_4** arasında olup, patlama riski ortam sıcaklığı, oksijen oranı ve diğer gazların varlığına bağlı olarak değişebilir (Cashdollar & Sapko, 2006; Hartman et al., 1997). Literatürde bu karışım "firedamp" olarak adlandırılmakta ve maden kazalarının en önemli sebeplerinden biri olduğu vurgulanmaktadır (Krog et al., 2016).

Metan zehirli olmamakla birlikte, oksijenin yerini aldığı için **hipoksi** riski yaratır. Ayrıca, küresel ısınmaya yol açan sera gazlarından biridir ve karbondioksite kıyasla **yaklaşık 20–28 kat** daha güçlü bir **küresel ısınma potansiyeline (GWP)** sahiptir (IPCC, 2022).

Metan patlamalarının önlenmesi için alınması gereken temel önlemler (Mutlu & Güney, 2018; ILO, 2015):

➢ Ocağa yeterli miktarda temiz hava verilerek durgun hava bölgelerinin önlenmesi,

➢ Elektrikli ekipmanların ve aydınlatma sistemlerinin **antigrizu** tipte olması,

➢ Patlayıcı madde ateşlemelerinin prosedüre uygun yapılması,

➢ Kıvılcım çıkarabilecek tüm işlerin (kaynak, kesme vb.) yetkili gözetiminde yürütülmesi,

➢ Grizulu ocaklarda baş yukarı havalandırma yapılması,

➢ Basınçlı hava ile metan dağıtılmaması gerekir.

➢ Metan (CH_4) miktarı %1'e ulaştığında ateşleme (lağım) yapılmaz.

➢ Metan (CH_4) miktarı %1,5'da elektrikli üniteler devre dışı kalır.

➢ Metan (CH_4) miktarı %2'de ocakta çalışanlar tahliye edilir.

➢ Metan izleme sensörlerinin **%1 CH_4** seviyesinde alarm, **%1,5 CH_4** seviyesinde güç kesme ve **%2 CH_4** seviyesinde bölge tahliye edecek şekilde kalibre edilmesi.

Kükürtlü Hidrojen (H_2S)

Kükürtlü hidrojen (H_2S), renksiz, **çürük yumurta kokusunda** bir gaz olup, yoğunluğu **1,54 kg/m³**'tür ve havadan ağırdır. Yüksek derecede toksik olması nedeniyle iş sağlığı ve güvenliği açısından büyük tehlike oluşturur (Reiffenstein et al., 1992; WHO, 2003). H_2S **suda çok kolay çözünür** ve göz ile solunum yollarını tahriş eder.

Patlayıcılık ve toksisite özellikleri:

- **%4,5 – 14 H_2S**: Patlayıcı atmosfer oluşturabilir; ancak bu seviyeler maden ortamında nadiren görülür (OSHA, 2021).
- **%0,002 H_2S**: 8 saatlik çalışma süresince maruziyet güvenli kabul edilir (ACGIH, 2023).
- **%0,01 H_2S**: Göz ve solunum yollarında tahriş başlar.
- **%1 H_2S**: Kısa sürede ölüm riski.

Yer altı madenlerinde H_2S oluşumu genellikle şu durumlarda gözlenir (Hartman et al., 1997; Mutlu & Güney, 2018):

- Organik maddelerin çürümesi (özellikle su dolu eski imalat alanları),
- Tam yanmamış patlayıcı madde ateşlemeleri ve ateşleme kablolarının yanması,
- Kömür damarlarındaki yangınlar,
- Nadiren de olsa metan (CH_4) ile birlikte yayılım.

H_2S, **koku alma duyusunu yüksek konsantrasyonlarda hızla felç ettiğinden** sadece kokuya güvenerek tespit edilmemelidir (Reiffenstein et al., 1992). Gazın suda çözünme özelliği nedeniyle su birikintilerinin bulunduğu bölgelerde kokunun hissedilmesi durumunda dikkatli olunmalı, bu bölgeler uygun şekilde havalandırılmalıdır.

Kontrol önlemleri (ILO, 2015; OSHA, 2021):

- H_2S sensörleri ile sürekli izleme,
- Riskli alanlarda bol ve temiz hava ile havalandırma,
- Acil durumda uygun solunum koruyucu donanım kullanımı.

Kükürtdioksit (SO_2)

Kükürtdioksit (SO_2), renksiz, keskin ve boğucu kokusu olan, havaya göre **yaklaşık 2,2 kat** daha ağır, yüksek derecede tahriş edici ve toksik bir gazdır (WHO, 2010; Hartman et al., 1997). Düşük konsantrasyonlarda dahi gözleri, solunum yollarını ve mukozaları şiddetle tahriş eder. Havada algılanabilme eşiği çok düşük olup, **0,0007 hacimsel %** seviyesinde hissedilebilir (Donoghue, 2004).

Yüksek SO_2 maruziyeti kısa sürede ciddi sağlık sorunlarına neden olabilir:

- **0,05 % SO_2**: Ölümcül etkiye sahip olabilecek düzey (WHO, 2010).
- Orta düzey maruziyet: Öksürük, boğazda yanma, bronkospazm.
- Yüksek düzey maruziyet: Akciğer ödemi, solunum yetmezliği ve ölüm (Raub, 2010).

SO_2 yer altı madenlerinde çeşitli süreçler sonucu oluşabilir (Mutlu & Güney, 2018; ILO, 2015):

- Ocak yangınları,
- Patlayıcı madde ateşlemeleri,
- Kükürt içeren cevherlerin oksidasyonu,
- Akü şarj alanlarında yan ürün olarak,
- Ani gaz püskürmeleri (CH_4, CO_2 ve N_2 ile birlikte).

Yer altı madenciliğinde SO_2 maruziyetinin önlenmesi için alınması gereken başlıca önlemler şunlardır (McPherson, 2022; Hartman et al., 1997):

- Kaynak ve ateşleme işlemlerinin uygun havalandırma altında yapılması,
- Olası yangın veya oksidasyon bölgelerinin izolasyonu,
- Sürekli gaz izleme sistemlerinin kullanılması ve SO_2 sensörlerinin kritik eşik değerlere ayarlanması,
- Maruziyet riskinin yüksek olduğu alanlarda işçilerin uygun solunum koruyucu donanım kullanması.

Azot Oksitleri (NOx)

Azot oksitleri (NOx), madencilik ortamında **N_2O, NO, N_2O_3, NO_2 ve N_2O_5** gibi farklı bileşikler halinde bulunabilir. Özellikle **azot dioksit (NO_2)**, ağır ve kırmızı–kahverengi renkte olup patlayıcı madde ateşlemeleri sonrası oluşan dumanların karakteristik rengini verir (Hartman et al., 1997; Donoghue, 2004). NO_2, göz, burun, ağız ve akciğer mukozasını tahriş eder ve solunum yoluyla alındığında akciğerlerde **nitrik asit oluşumuna** yol açarak **pulmoner ödem** meydana getirir. Bu durumda suni teneffüs veya temiz hava verilmesinin etkisi sınırlıdır (WHO, 2010).

Madencilikte NOx oluşumunun başlıca kaynakları:

- Patlayıcı madde ateşlemeleri sonrası yanma ürünleri (Mutlu & Güney, 2018),
- Dizel motor ve diğer içten yanmalı motorların egzoz gazları (ILO, 2015).

NO ve NO_2'nin toplam konsantrasyonunun **%0,08**'in üzerine çıkması ölümcül olabilir (OSHA, 2021). Bu nedenle özellikle ateşlemelerden sonra ve motorlu ekipman kullanılan alanlarda NOx ölçümü yapılmalı, gerekli havalandırma sağlanmalıdır.

Hidrojen (H_2)

Hidrojen (H_2), renksiz, kokusuz ve tatsız bir gaz olup yoğunluğu **0,09 kg/m³**'tür ve havadan çok hafiftir (McPherson, 2022). Zayıf, parlak ve çok sıcak alevle yanar. H_2, hava ile **%4,1–74** arasındaki oranlarda patlayıcı karışımlar oluşturabilir. En tehlikeli konsantrasyonu **%28,6**'dır (Hartman et al., 1997; NFPA, 2020).

Yer altı madenlerinde hidrojenin başlıca oluşum kaynakları:

- Akü şarj işlemleri sırasında elektroliz tepkimesi sonucu,
- Ani gaz püskürmeleri (CH_4, CO_2 ve N_2 ile birlikte %84–93 oranında),
- Oksidasyon ve yangınlarda ayrışma ürünleri (Mutlu & Güney, 2018).

Hidrojen gazının tespiti genellikle ocak içinde doğrudan değil, alınan hava numunelerinin **laboratuvarda analiz edilmesi** yoluyla yapılır (ILO, 2015). Patlayıcı özelliği ve yüksek difüzyon kabiliyeti nedeniyle H_2'nin izlenmesi ve riskli ortamlarda antistatik–kıvılcım çıkarmayan ekipman kullanılması önerilmektedir (NFPA, 2020).

Tozlar – Revize (Metin içi APA 7 Atıflı)

Ocak Havasında Tozlar

Maden ve taş ocaklarında, tünel yapımında delme, kazma, lağım atma, doldurma, boşaltma, taşıma gibi işlemler sırasında işyeri havasına yayılan ve havada asılı kalan, hava akımıyla tüm ocak açıklıklarına taşınan kömür, maden filizleri ve kayaç parçacıkları "maden tozu" olarak tanımlanır (Kissell, 2003; ILO, 2015).

Solunabilir Toz

Aerodinamik eşdeğer çapı **0,5–5 mikron** büyüklüğünde, belirli kristal yapıya sahip veya amorf tozlar ile çapı **3 mikrondan küçük** ve uzunluğu çapın en az 3 katı olan ipliksi (pibröz) asbest lifleri solunabilir toz grubuna girer (Ertürk, 1990; WHO, 1999).

Yeraltı maden işletmelerinde solunabilir toz konsantrasyonu; üretim panoları ve galerilerde **iki ayda bir**, diğer yeraltı işyerlerinde **dört ayda bir**, üretim dışı yerüstü işyerlerinde ise **yılda en az bir kez** ölçülmelidir (R.G., 14.09.1990 – 20635). Numuneler, hava akımının girdap yapmadığı düzgün kesitli noktalardan ve çalışanların solunum düzeyinde alınmalıdır (Mutlu & Güney, 2018).

Patlayıcı Toz

Havada süspansiyon halindeyken herhangi bir ateşleme kaynağı ile tutuşabilen ve patlayabilen tozlar patlayıcı toz olarak tanımlanır (Cashdollar & Sapko, 2006). Bunlar;

- **Kömür tozu** (bitümlü kömür, linyit),
- **Metalik tozlar** (magnezyum, alüminyum, çinko, kalay, demir),
- **Piritli cevher tozları**,
- **Organik tozlar** (un, nişasta, şeker, pamuk, odun, kağıt, MDF ve sunta tozları).

Özellikle **75 mikron (200 mesh)** altındaki organik tozlar yüksek patlama riskine sahiptir (Kauffman, 2006; NFPA, 2020). Toz patlamaları yalnızca madencilikte değil; gıda, ağaç işleme ve tarım sektörlerinde de ciddi tehlikeler yaratır. Örneğin, 7 Ağustos 2023'te Kocaeli Derince'deki TMO silolarında ve 15 Eylül 2024'te Sakarya'daki Oba Makarna fabrikasında meydana gelen un tozu patlamaları bu riski açıkça ortaya koymuştur.

Kömür madenciliğinde toz patlamalarının önlenmesi için 75 mikron altındaki toz birikimleri pulverize su ile bastırılmalı, etkisini azaltmak için **200–300 g/m²** kalsiyum karbonat ($CaCO_3$) serpilmelidir (Hartman et al., 1997; Kissell, 2003).

Diğer endüstrilerde ise; topraklama, ex-proof ekipman kullanımı, açık ateş yasakları, yüzey sıcaklık kontrolü (**NFPA standardına göre 200°C'yi aşmamalı**), tesislerin Zone 20–21–22 sınıflandırılması ve kıvılcım çıkarmayan aletlerin kullanılması temel önlemler arasındadır (NFPA, 2020).

Zehirli (Toksik) Tozlar

Çalışma ortamında solunum yoluyla veya besinlerle vücuda girerek organ ve dokulara zarar veren; berilyum, arsenik, kurşun, uranyum, radyum, toryum, krom, vanadyum, cıva, kadmiyum, antimuan, manganez, tungsten, nikel, gümüş gibi maddelerin tozları "toksik toz" olarak tanımlanır (ILO, 2015; WHO, 1999). Bu tozlar uzun süreli maruziyetlerde ölümcül meslek hastalıklarına neden olabilir.

Kanserojen Tozlar

Asbest lifleri, radon içeren tozlar ve bazı ağır metal bileşikleri kanserojen etkiye sahiptir (IARC, 2012). Bu tozlara maruziyetin en çok görüldüğü alanlar, ağır sanayi tesisleri ve yeterli denetimin olmadığı küçük ölçekli işyerleridir.

Tozla Mücadele Yöntemleri

Yeraltı maden işletmeciliğinde tozu kaynağında bastırmak en etkili kontrol yöntemidir (Mutlu & Güney, 2018). Başlıca uygulamalar şunlardır:

- İlerlemelerde martoperforatörlerle **sulu delik delinmesi**,
- Lağım deliklerine **su kartuşları** veya su firketeleri kullanılması,
- Damar içine **basınçlı su enjeksiyonu**,

- Kömür silo, ambar ve tumba bölgelerine pulverize su verilmesi,
- İşyerleri ve yolların tabanının sürekli ıslak tutulması,
- Toz birikebilecek yüzeylerin düzenli yıkanması,
- Konveyör ve boşaltma noktalarında cevherin ıslatılması,
- Kömür tozu patlamalarını önlemek için taban yollarına **taş tozu serpilmesi**.

Yeraltı Maden İşletmeciliğinde Termal Konfor

Yeraltı maden işletmeciliğinde, üretime başlamadan önce her ocakta uygun bir **havalandırma sistemi** kurulması zorunludur (Hartman et al., 1997; McPherson, 2022). Fenni ve daimi nezaretçinin izni olmadan, görevli nezaretçi ve işçiler dışındaki personel ocaktan çıkarılmadan genel havalandırma sisteminde esaslı bir değişiklik yapılamaz (ÇSGB, 2013).

Yeraltı çalışma ortamlarında güvenli çalışma koşullarının sağlanması ve **termal konfor**un korunması için havalandırma sistemleri kritik öneme sahiptir (Donoghue, 2004). Ocağa verilen havanın debisi; üretim miktarı, ilerleme hızı, galeri kesiti ve çalışan sayısı dikkate alınarak belirlenir. Ayrıca, insan ve malzeme taşımada kullanılan kuyularda, lağımlarda, ana nefeslik yollarında, eğimli ve düz yollarda hava hızı **8 m/sn'yi geçmemelidir** (Mutlu & Güney, 2018).

Maden Sektöründe İş Sağlığı ve Güvenliği Alınması Gereken Önlemler

WHO, ILO, FAO, SGK ve Çalışma Bakanlığı verileri,

SGK ve Çalışma Bakanlığı verilerine göre Madencilik ve taş ocakları sektöründeki sendikalaşma oranı (Ocak 2024); Toplam 208 000 çalışanın 53 600 kişisi sendikalı olup sendikalaşma oranı %25,8 bulunmaktadır. Özellikle maden sektöründe işletmeye bağlı sendikalı işçiler ile sendikalı olmayan genellikle taşeron firma çalışanlarının bir arada ve aynı çalışma ortamlarında farklı iş sağlığı ve güvenliği önlemleri ile çalışma durumunda olmaları, sektörün en büyük problemidir.

Yeraltı madenciliği gibi ağır ve tehlikeli iş sınıfında yer alan sektörlerde çalışan beden gücü yoğun işçiler için günlük ortalama enerji gereksinimi 4000–4500 kilokalori (kcal) düzeyindedir. Bu düzey, FAO/WHO/ILO gibi uluslararası kuruluşların ağır işlerde çalışan bireyler için belirlediği enerji gereksinimleri ile uyumludur. Enerji ihtiyacının karşılanmaması durumunda işçinin fiziksel dayanıklılığı azalır, kas performansı düşer, reaksiyon süreleri uzar ve kognitif işlevlerde bozulma gözlenebilir.

Yüksek şeker ve asit içeriğine sahip gazlı içeceklerin (karbonatlı içecekler) tüketimi, hem glisemik indeksi ani yükseltip düşürdüğü, hem de mineral emilimini (bilhassa kalsiyum, magnezyum) inhibe ettiği için önerilmemektedir.

Yeraltı maden işletmelerinde, bilhassa Grup I gazlı ortamlarda (metan içerikli sahalar), Merkezi Gaz İzleme Sistemleri (MGİS) kurulması, "Maden İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliği" kapsamında zorunlu hale getirilmiştir. Bu sistemlerin, yer altındaki üretim ve havalandırma bölgelerinde kurulu gaz sensörlerinden elde edilen verileri yer üstü izleme istasyonlarına güvenilir, hızlı ve parazitten etkilenmeyen bir şekilde aktarabilmesi için fiber optik kablolama altyapısı kritik öneme sahiptir.

Fiber optik tabanlı bu sistemler sayesinde, yeraltı üretim alanlarından toplanan CH_4 (metan), CO (karbon monoksit), O_2 (oksijen) gibi kritik gaz konsantrasyonları anlık olarak yerüstü MGİS birimlerine iletilebilmekte ve bu veriler MGİS operatörleri, emniyet servisi yöneticileri ve iş güvenliği birimleri tarafından eş zamanlı olarak izlenebilmektedir. Ayrıca bu sistemler, geriye dönük veri kayıt yetenekleri sayesinde olası olay ve kazaların analizinde delil niteliğinde kullanılabilecek veri arşivleri oluşturmaktadır.

Bu altyapının sunduğu yüksek veri güvenliği ve sürekli izleme kapasitesi sayesinde, Merkezi Gaz İzleme Sistemlerinin, internet üzerinden MİGEM (Maden ve Petrol İşleri Genel Müdürlüğü) ve/veya Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı İş Teftiş Kurulu Başkanlığı gibi denetleyici kurumların erişimine açık hale getirilmesi önerilmektedir. Böylelikle, Türkiye genelinde Grup I gazlı ortam kapsamındaki tüm maden işletmelerinde;

- Gaz sensör verileri eş zamanlı olarak ulusal denetim merkezlerine aktarılabilecek,
- İş güvenliği önlemlerinin etkinliği uzaktan ve sürekli olarak denetlenebilecek,
- İhmal, gecikme veya sistemsel arızalardan kaynaklanabilecek riskler önceden tespit edilerek hızlı müdahale sağlanabilecektir.

Bu uygulama, ulusal düzeyde merkezi gaz güvenliği izleme ağı oluşturarak hem maden kazalarının önlenmesinde hem de şeffaf denetim mekanizmalarının geliştirilmesinde önemli bir adım olacaktır.

İş kazaları ve meslek hastalıklarının etkin biçimde analiz edilmesi, yalnızca olay anına ilişkin verilerin değil, iş gücüne ait çok yönlü ve entegre parametrelerin sistematik şekilde incelenmesini gerektirmektedir. Özellikle aynı işyerinde tekrar eden kazalara karışan veya birden fazla sağlık kaydı bulunan çalışanlara ilişkin aşağıdaki verilerin bütüncül değerlendirme, kaza nedenlerinin kök neden analizine (Root Cause Analysis) katkı sunacak ve önleyici stratejilerin geliştirilmesini mümkün kılacaktır:

- Periyodik sağlık muayeneleri sonuçları: Fiziksel uygunluk, kronik hastalıklar, ilaç kullanımı ve işin gerektirdiği yükümlülüklerle uyum seviyesi.
- Vardiya çalışma düzeni ve sirkülasyonu: Uzun vardiyalar, gece vardiyası, dinlenme süreleri, vardiya rotasyonu gibi faktörlerin fizyolojik ve bilişsel performansa etkisi.
- İSG eğitim kayıtları ve yeterlilik belgeleri: Çalışanların risk algısı, tehlikeli durumlara karşı farkındalık düzeyi ve prosedürel bilgi seviyesi.
- İşyeri ulaşım koşulları: Uzun süreli veya stresli ulaşım süreçlerinin çalışan yorgunluğu ve işe hazır bulunma durumu üzerindeki etkisi.

Bu verilerin bir bütünleşik veri yönetim sistemi (Integrated Occupational Health and Safety Information System) altında toplanarak analiz edilmesi, hem bireysel hem de kurumsal düzeyde proaktif önleme kültürünün gelişmesine olanak tanıyacaktır.

Sendikalaşma ve Örgütsel Yapı

Sosyal Güvenlik Kurumu (SGK) ve Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı (ÇSGB) verilerine göre, Ocak 2024 itibarıyla madencilik ve taş ocakları sektöründe toplam **208.000 çalışanın** 53.600'ü sendika üyesidir; bu da yaklaşık **%25,8** sendikalaşma oranına karşılık gelmektedir (ÇSGB, 2024). Uluslararası Çalışma Örgütü'ne (ILO, 2015) göre, iş sağlığı ve güvenliği (İSG) kültürünün gelişmesinde sendikal örgütlenme önemli bir role sahiptir. Özellikle aynı işyerinde farklı statülerde çalışan işçilerin farklı İSG koşullarına tabi olması, güvenlik standartlarında tutarsızlık ve risk artışı yaratabilir (Walters & Wadsworth, 2019).

Beslenme ve Enerji Gereksinimi

Yeraltı madenciliği, ağır ve tehlikeli işler sınıfında yer almakta olup, yüksek fiziksel efor gerektirir. Dünya Sağlık Örgütü (WHO) ve FAO standartlarına göre, ağır işlerde çalışan erkek işçilerin günlük enerji gereksinimi **4000–4500 kcal**'dir (FAO/WHO/UNU, 2004). Bu ihtiyacın karşılanmaması, işçilerin dayanıklılığını, kas gücünü ve kognitif performansını olumsuz etkileyebilir (Gao et al., 2022).

Yüksek şekerli ve asitli içeceklerin (gazlı içecekler) tüketimi, glisemik indeksi hızla yükseltip düşürerek enerji dengesini bozabilir ve mineral emilimini azaltabilir (WHO, 2015). Bu durum vardiya sonlarına doğru hipoglisemi riskini artırır; koordinasyon kaybı, karar verme bozukluğu ve reflekslerde yavaşlamaya neden olabilir. İşyeri beslenme programları düşük glisemik indeksli karbonhidratlar, yeterli protein ve elektrolit dengesi içeren sıvı takviyeleri içermelidir (NIOSH, 2020).

Gaz İzleme ve Havalandırma Sistemleri

Metan (CH_4), karbonmonoksit (CO) ve oksijen (O_2) seviyelerinin sürekli izlenmesi amacıyla **Merkezi Gaz İzleme Sistemleri (MGİS)** kurulması, Maden İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliği kapsamında zorunludur (ÇSGB, 2013). Modern MGİS'ler fiber optik kablolama ile yeraltındaki sensörlerden verileri yüzeye iletir, anlık izleme ve kayıt imkânı sağlar (Mutlu & Güney, 2018).

Bu sistemler ulusal denetim merkezlerine entegre edilerek ihmal, gecikme veya arızalardan kaynaklanan riskler erken tespit edilebilir. ILO (2015) ve NIOSH (2013) standartları, gaz izleme sistemlerinin periyodik kalibrasyonunu, alarm eşiklerinin ulusal mevzuata uygun olarak ayarlanmasını ve verilerin en az 12 ay saklanmasını önermektedir.

Kaza ve Meslek Hastalıklarının Analizi

İş kazaları ve meslek hastalıklarının etkin analizi için yalnızca olay anı verileri değil, çalışanlara ait sağlık, eğitim, vardiya düzeni ve ulaşım koşulları gibi çok boyutlu verilerin değerlendirilmesi gerekir (HSE, 2019).

Kök neden analizi (Root Cause Analysis), aynı çalışan veya aynı işyerinde tekrar eden kazaların temel nedenlerini ortaya koymak için kullanılabilir. Bu süreçte;

- Periyodik sağlık muayeneleri,
- Vardiya rotasyonu ve dinlenme süreleri,
- İSG eğitim kayıtları,
- İşe ulaşım süreleri ve koşulları,

gibi verilerin bütünleşik bir **İSG Bilgi Yönetim Sistemi** içerisinde toplanması ve analiz edilmesi önerilmektedir (OSHA, 2021; Walters & Wadsworth, 2019).

SONUÇ VE TARTIŞMA

Bu çalışma, yer altı ve açık ocak madenciliğinde karşılaşılan başlıca iş sağlığı ve güvenliği risklerini teknik, organizasyonel ve çevresel boyutlarıyla kapsamlı şekilde sınıflandırmış ve bütüncül bir yönetim çerçevesinde değerlendirmiştir. Bulgular göstermektedir ki, kazaların ve meslek hastalıklarının önlenmesi yalnızca mühendislik kontrolleri ile değil; güvenlik kültürünün güçlendirilmesi, çalışan davranışlarının olumlu yönde şekillendirilmesi, eğitim programlarının sürekli güncellenmesi ve iklim değişikliğinin yarattığı yeni risklerin entegre şekilde yönetilmesi ile mümkündür.

Gaz izleme ve havalandırma sistemlerinin merkezi, sürekli ve şeffaf bir biçimde işletilmesi; sendikalaşmanın ve çalışan temsilinin artırılması; beslenme ve vardiya düzeninin fizyolojik performansı destekleyecek şekilde planlanması, sektördeki güvenlik performansını doğrudan olumlu yönde etkilemektedir. Özellikle iklim değişikliğine bağlı aşırı hava olaylarının ve yeni teknolojilerin getirdiği karmaşık risklerin, mevcut İSG yönetim sistemlerine entegrasyonu gelecekte daha da kritik hale gelecektir.

Dolayısıyla, sürdürülebilir güvenlik performansına ulaşmak için sistem-temelli, disiplinler arası ve sürekli iyileştirmeye dayalı bir İSG yaklaşımının benimsenmesi zorunludur.

İLGİLİLERE KATKI

Araştırmacılar için: Çalışmada sunulan risk sınıflandırma tablosu ve iyileştirme stratejileri, madencilik alanında disiplinler arası araştırmalara temel oluşturabilecek kapsamlı bir referans kaynağıdır.

Sektör profesyonelleri için: Belirlenen kontrol önlemleri, özellikle gaz izleme, tozla mücadele ve termal konfor yönetimi gibi konularda, saha uygulamalarına doğrudan entegre edilebilecek pratik çözümler sunmaktadır.

Politika yapıcılar için: Çalışmanın sonuçları, ulusal düzeyde merkezi gaz izleme ağının kurulması, sendikal örgütlenmenin desteklenmesi ve iklim değişikliğine uyumlu acil durum planlarının zorunlu hale getirilmesi yönünde politika geliştirilmesine veri desteği sağlamaktadır.

Eğitim kurumları için: Teknik içerik ve saha örnekleri, maden mühendisliği ve iş sağlığı-güvenliği eğitim müfredatlarına entegre edilerek öğrencilere güncel, uygulamaya dönük bilgi aktarımı yapılmasına olanak tanımaktadır.

KAYNAKÇA

ACGIH. (2023). *TLVs and BEIs: Threshold limit values for chemical substances and physical agents*. American Conference of Governmental Industrial Hygienists.

Brake, D. J., & Bates, G. P. (2002). Deep mining: A rock engineering challenge for heat stress management. *Applied Occupational and Environmental Hygiene*, 17(4), 233–243. https://doi.org/10.1080/10473220252827374

Britannica. (2024). *Black damp*. In Encyclopaedia Britannica. https://www.britannica.com/technology/blackdamp

Cashdollar, K. L., & Sapko, M. J. (2006). Explosion hazards of coal dust in the presence of methane. *Journal of Loss Prevention in the Process Industries*, 19(2–3), 173–179. https://doi.org/10.1016/j.jlp.2005.05.003

Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı (ÇSGB). (2013). *Maden işyerlerinde iş sağlığı ve güvenliği yönetmeliği*. Resmî Gazete, 28770.

Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı (ÇSGB). (2024). *İşkolu istatistikleri Ocak 2024*. Ankara: ÇSGB Yayınları.

Donoghue, A. M. (2004). Occupational health hazards in mining: An overview. *Occupational Medicine*, 54(5), 283–289. https://doi.org/10.1093/occmed/kqh072

Ertürk, A. (1990). *İş ortamında inorganik toz ölçüm ve analiz yöntemleri*. Türk Toraks Derneği Yayınları.

Food and Agriculture Organization/World Health Organization/United Nations University (FAO/WHO/UNU). (2004). *Human energy requirements: Report of a joint FAO/WHO/UNU expert consultation*. FAO Food and Nutrition Technical Report Series.

Gao, Y., Li, Z., & Yang, W. (2022). Nutritional strategies for physically demanding occupations: Implications for occupational health. *Nutrients*, 14(15), 3115. https://doi.org/10.3390/nu14153115

Hartman, H. L., Mutmansky, J. M., Ramani, R. V., & Wang, Y. J. (1997). *Mine ventilation and air conditioning* (3rd ed.). Wiley-Interscience.

Health and Safety Executive (HSE). (2019). *Investigating accidents and incidents: A workbook for employers, unions, safety representatives and safety professionals*. HSE Books.

International Agency for Research on Cancer (IARC). (2012). *IARC monographs on the evaluation of carcinogenic risks to humans* (Vol. 100C). WHO Press.

International Labour Organization (ILO). (2015). *Safety and health in mining*. Geneva: ILO. https://www.ilo.org/global/topics/safety-and-health-at-work

Intergovernmental Panel on Climate Change (IPCC). (2022). *Climate Change 2022: Impacts, adaptation, and vulnerability*. Cambridge University Press. https://doi.org/10.1017/9781009325844

Kauffman, C. W. (2006). Dust explosions: A serious industrial hazard. *Journal of Loss Prevention in the Process Industries*, 19(1), 1–4. https://doi.org/10.1016/j.jlp.2005.05.001

Kissell, F. N. (2003). *Handbook for methane control in mining*. U.S. Department of Health and Human Services, Centers for Disease Control and Prevention, National Institute for Occupational Safety and Health (NIOSH).

Kissell, F. N. (2003). *Handbook for dust control in mining*. U.S. Department of Health and Human Services, Centers for Disease Control and Prevention, NIOSH.

McPherson, M. J. (2022). *Subsurface ventilation and environmental engineering* (2nd ed.). Springer. https://doi.org/10.1007/978-3-030-91580-4

Mutlu, M., & Güney, M. (2018). Maden havalandırma sistemlerinde güvenlik ve enerji verimliliği optimizasyonu. *Madencilik*, 57(2), 55–65. https://doi.org/10.30797/madencilik.444508

National Fire Protection Association (NFPA). (2020). *NFPA 652: Standard on the fundamentals of combustible dust*. NFPA.

National Fire Protection Association (NFPA). (2020). *NFPA 55: Compressed gases and cryogenic fluids code*. NFPA.

National Institute for Occupational Safety and Health (NIOSH). (2013). *Methane control in mining*. DHHS (NIOSH) Publication No. 2013-100.

National Institute for Occupational Safety and Health (NIOSH). (2016). *Criteria for a recommended standard: Occupational exposure to heat and hot environments*. DHHS (NIOSH) Publication No. 2016-106.

National Institute for Occupational Safety and Health (NIOSH). (2020). *Workplace nutrition and health*. DHHS (NIOSH) Publication No. 2020-120.

Occupational Safety and Health Administration (OSHA). (2021). *Hydrogen sulfide*. U.S. Department of Labor. https://www.osha.gov/hydrogen-sulfide

Occupational Safety and Health Administration (OSHA). (2021). *Nitrogen oxides*. U.S. Department of Labor. https://www.osha.gov/nitrogen-oxides

Occupational Safety and Health Administration (OSHA). (2021). *Incident investigation*. U.S. Department of Labor. https://www.osha.gov/incident-investigation

Parsons, K. (2014). *Human thermal environments: The effects of hot, moderate, and cold environments on human health, comfort, and performance* (3rd ed.). CRC Press.

Raub, J. A. (2010). Health effects of sulfur dioxide. *Toxicology and Industrial Health*, 26(7), 461–470. https://doi.org/10.1177/0748233710373081

Raub, J. A., & Benignus, V. A. (2002). Carbon monoxide and the nervous system. *Neuroscience & Biobehavioral Reviews*, 26(8), 925–940. https://doi.org/10.1016/S0149-7634(03)00004-6

Reiffenstein, R. J., Hulbert, W. C., & Roth, S. H. (1992). Toxicology of hydrogen sulfide. *Annual Review of Pharmacology and Toxicology*, 32, 109–134. https://doi.org/10.1146/annurev.pa.32.040192.000545

Walters, D., & Wadsworth, E. (2019). Worker participation in health and safety in the mining industry: A global review. *Policy and Practice in Health and Safety*, 17(1), 77–96. https://doi.org/10.1080/14773996.2019.1607740

Weeks, J. L. (2003). Mining health and safety: Problems and solutions. *Occupational Medicine*, 53(5), 307–310. https://doi.org/10.1093/occmed/kqg104

World Health Organization (WHO). (1999). *Hazard prevention and control in the work environment: Airborne dust*. Geneva: WHO.

World Health Organization (WHO). (2003). *Hydrogen sulfide: Human health aspects*. Concise International Chemical Assessment Document 53. Geneva: WHO.

World Health Organization (WHO). (2010). *WHO guidelines for indoor air quality: Selected pollutants*. Copenhagen: WHO Regional Office for Europe.

World Health Organization (WHO). (2015). *Guideline: Sugars intake for adults and children*. Geneva: WHO.

YERALTI MADEN İŞLETMELERİNDE ARAMA VE KURTARMA FAALİYETLERİNİN DEĞERLENDİRİLMESİ VE İYİLEŞTİRME ÖNERİLERİ

EVALUATION OF SEARCH AND RESCUE ACTIVITIES IN UNDERGROUND MINING AND IMPROVEMENT SUGGESTIONS

R. Kocaman [1,*], S. Yılmaz[2], A. Çakırt[2], B. Kocaman[1]

[1]Maden ve Petrol İşleri Genel Müdürlüğü, Destek Hizmetleri Dairesi Başkanlığı,
*(*Sorumlu yazar:rkocaman74@gmail.com)*
[2]Zonguldak Bülent Ecevit Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü

ÖZ

Günümüzde çalışma ortamları bünyesinde birçok riskleri barındırmaktadır. Maden sektörü iş kollarının içinde çok riskli sektörlerinden biridir. Madenlerin yeraltı üretim yöntemi ile üretilmesi ile maden işletmelerde riskler daha da artmaktadır. Bu bağlamda, arama ve kurtarma faaliyetleri, çalışanların can güvenliğinin sağlanması açısından hayati öneme sahiptir. Yeraltında çalışan tüm personel tüm riskler maruz kalma potansiyeline sahip olabilmekte ve istenmeyen birçok iş kazaları yaşanabilmektedir. Yeraltı maden ocaklarında yaşanan kazaların sebeplerini incelemesini yaptığımız zaman birçok büyük maden kazalarının öncelikli olarak metan patlaması (grizu), kömür ve taş tozu patlamaları, göçük, ocak yangınları, su ve sel baskınlarından oluştuğu anlaşılmaktadır. Kazaların yaşanmaması için neler yapılması gerektiği üzerinde durularak, olası kazalara karşı risk azalma ve hazırlıklı olunması üzerine yapılması gerekenler ile ilgili bilgiler verilmiştir. Acil Durum Planlarının, Eğitimlerin ve tatbikatların önemi vurgulanmıştır. Arama kurtarma çalışmalarının önemi vurgulanmış. Yaşanmış kazalar incelenmiş, Bu kazaların tekrarlanması için önerilerde bulunulmuştur. Arama kurtarma çalışmalarında tahlisiye ekiplerinin zorunluluğu üzerine durulmuştur. Arama Kurtarma faaliyetlerinin mevcut durumu değerlendirilerek iyileştirilme önerilerinde bulunulmuştur. Bu çalışmanın arama kurtarma çalışmalarına rehber olması düşünülmüş, kazaların yaşanmaması için her türlü önlemi alarak çalışmamız gerektiği ortaya konulmuştur.

Anahtar Kelimeler: Madencilik Kazaları, Arama ve Kurtarma, Tahliye, Acil Durum, Grizu

ABSTRACT

Mining environments inherently involve numerous occupational hazards, with underground mining operations presenting heightened risks compared to surface methods. In this context, search and rescue (SAR) activities are critical for ensuring worker safety in subterranean mines. Personnel operating underground are exposed to various hazards, and mining accidents frequently result from methane (firedamp) explosions, coal and rock dust explosions, roof collapses, mine fires, and flooding events. This study analyzes the primary causes of underground mining accidents and emphasizes the necessity of proactive risk reduction measures, comprehensive emergency response planning, targeted training programs, and regular drills. The critical role of specialized rescue teams is underscored, alongside an evaluation of current SAR practices with recommendations for improvements. By reviewing past incidents and proposing preventative strategies, this work aims to serve as a technical guide for enhancing search and rescue operations and minimizing accident occurrence in underground mining. The findings highlight the imperative to implement all possible safety measures to protect miners and sustain operational continuity.

Keywords: Mining Accidents, Search and Rescua, Evacuation, Emergency, Firedamp

GİRİŞ

Maden sektörü, ağır ve riskli bir alan olduğundan iş kazaları sık yaşanır. Yeraltı madenciliği, açık işletmelere göre daha tehlikelidir. Tarih boyunca metan (grizu) patlamaları, kömür ve taş tozu patlamaları, göçükler, yangınlar ve su baskınları önemli kazalara yol açmıştır. Bunların başlıca nedenleri yetersiz havalandırma, hatalı tahkimat, eksik planlama, doğal afetler, insan hataları ile mekanik ve elektrik arızalarıdır. Kazaları önlemek için madenciliğin her aşamasında proaktif önlemler alınmalı; acil durum planları, eğitimler, tatbikatlar ve risk azaltma çalışmaları yapılmalıdır. Her işletme, özel acil eylem planları oluşturmalı ve tahlisiye hizmetini sağlamalıdır. Eğitimlerin düzenli verilmesi ve altı ayda bir, risklere uygun senaryolarla tatbikat yapılması şarttır. Soma ve Ermenek kazaları bunun kritik örneklerindendir: Soma'da 301 işçi hayatını kaybetmiş, kurtarma 5 günde tamamlanmıştır; Ermenek'te ise 38 gün sürmüş, 16 işçi kurtarılmıştır. Bu süreçlerde TTK, TKİ ve özel tahlisiye ekipleri etkin çalışmıştır. Sonuç olarak, madencilikte insan ve çevre güvenliği öncelikli olmalı, kriz merkezleri her zaman hazır tutulmalı, ulusal ve uluslararası tatbikatlara katılım sağlanmalı ve sürekli eğitime önem verilmelidir.

MADEN OCAKLARINDAKİ KAZA SEBEPLERİ, OCAK YANGINLAR, GAZ VE TOZ PATLAMALARI, GÖÇÜKLER, YERALTI SUYU PROBLEMLERİ VE DİĞER SEBEPLER

Maden Ocaklarındaki Kaza Sebepleri

Maden işletmelerinde en sık karşılaşılan ve kazalara neden olan etmenler arasında ocak yangınları, grizu ve toz patlamaları, göçükler ve yeraltı suyu kaynaklı problemler yer almaktadır. Bunlara ek olarak, planlama hataları, insan kaynaklı hatalar gibi çeşitli diğer sebepler de kazaların oluşumunda etkili olmaktadır.

Ocak Yangınları

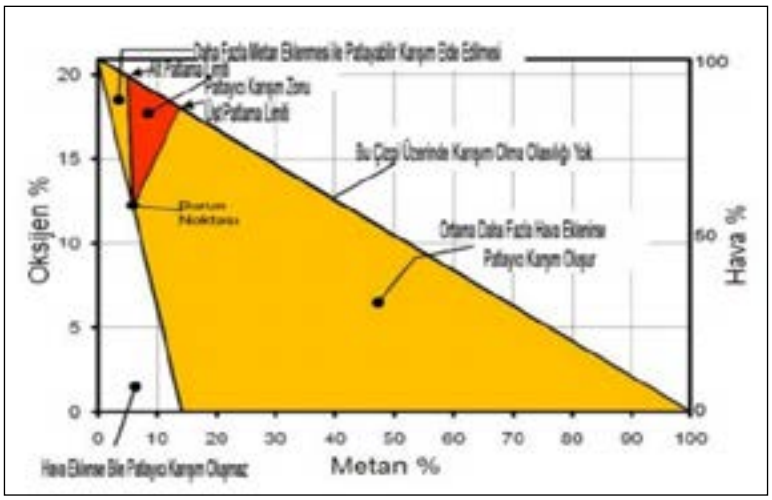
Maden Maden ocaklarında meydana gelen yangınlar, iş sağlığı ve güvenliği açısından ciddi riskler oluşturmakta, üretimi aksatmakta ve rezerv kayıplarına yol açmaktadır. Özellikle yeraltı kömür ocaklarında kömür, tahkimat ve diğer yanıcı malzemelerin tutuşması büyük tehlike yaratır. Grizulu ocaklarda bu yangınlar grizu patlamalarına sebep olarak felaketlere neden olabilir. Yangınların riskleri arasında patlayıcı gazlarla temas sonucu patlamalar, zincirleme reaksiyonlar, kömür tozunun taş tozu patlamasına yol açması ve toksik gaz yayılması bulunur. Bu nedenle yangınların önlenmesi, erken tespiti ve etkili müdahale madencilikte temel güvenlik hedeflerindendir. Yangınlar kömür ocaklarının yanı sıra pirit ve metal madenlerinde de görülür. Oluşum biçimlerine göre açık ve gizli yangınlar vardır; açık yangınlar dış ısı kaynaklı, gizli yangınlar ise kömürün oksijenle yavaş oksidasyonu sonucu oluşur. Gizli yangınlar "kömürde kendiliğinden yanma" olarak adlandırılır ve madencilik için daha kritik kabul edilir (Kaymakçı ve Bilen, 2023). Dünya genelindeki büyük yeraltı maden yangınlarından biri Yeni Zelanda'daki Pike River madeni kazasıdır (Şekil 1).



Şekil 1. Pike River Kazasının İncelenmesi

Grizu Patlamaları

Madenlerde en sık görülen kaza nedeni grizu (metan) patlamalarıdır. Grizu, belirli oranlarda metan ve havanın karışımıyla oluşan, yüksek oranda patlayıcı ve zehirli bir gazdır. %5–%15 metan-hava karışımı, 650°C sıcaklıkta ani genişleme ve güçlü sıkışma etkisiyle patlama yaratır. Türkiye'deki yaşlı kömür damarlarında grizu riski yüksektir; yasal olarak havada %1 metan tespit edilince önlem alınmalı, bu oran aşıldığında ocak boşaltılmalıdır. Patlama riski, ocak derinliği, eğimi, üretim yöntemi, jeolojik yapı ve ekipman kullanımı gibi faktörlerle artabilir. Metan (CH_4), renksiz, kokusuz ve havadan hafif bir gazdır. Zehirli olmamakla birlikte, yoğunlaşınca ortamın oksijen seviyesini düşürerek boğucu hale gelir. En güçlü patlama, %9,5 metan içeren hava karışımında gerçekleşir. 1 kg metanın yanması 13.300 kcal enerji açığa çıkar; bu, baruta göre çok daha yüksek bir ısıdır (Yasun ve Dursun,2012). Yeraltı madenciliğinde metan; kazı, boşalım veya ani çıkışlarla ortama yayılabilir. Tutuşma için üç unsur gereklidir: yeterli oksijen (%12'den fazla), patlayıcı gaz karışımı (%4–15 CH_4) ve ateşleme kaynağı (açık alev, aşırı ısınmış yüzey, sürtünme veya elektrik kıvılcımları, patlayıcı maddeler). Metan ve oksijen oranlarına bağlı patlama riski, Coward Üçgeni ile analiz edilir (Şekil 2).



Şekil 2. Havada bulunan metan ve oksijenin hacimsel olarak yüzdeleri ile patlama riski oluşturmasının Coward üçgeni üzerinde gösterilmesi

Göçük ve Taş-Kavlak Düşmesi

Yeraltı madenlerinde en tehlikeli olaylardan biri göçükler ve taş-kavlak düşmeleridir. Göçükler genellikle tahkimatın yetersizliği veya zamanla dayanımını kaybetmesi sonucu tavanın çökmesiyle oluşur ve çoğunlukla ihmal veya hatalardan kaynaklanır. Taş-kavlak ise çatlakların büyüyerek ana kayadan ayrılan blokların düşmesidir ve ciddi tehlike yaratır. Bu riskler, jeolojik yapı, kayaç özellikleri, süreksizlikler ve stres koşullarına bağlı olarak madenler arasında ve aynı saha içinde değişkenlik gösterir. Bu nedenle her ocak, özgün jeoteknik koşullarına uygun dinamik yönetim gerektirir. Yeni kazı alanları yeni tehlikeler doğurduğundan, kazı ve tahkimat planlaması bu koşullara göre yapılmalıdır. Göçük ve taş-kavlak düşmeleri hem Türkiye'de hem dünyada yaygın olup, ölümlü iş kazalarının büyük kısmını oluşturur. Örneğin, ABD'de 1997'de 800'den fazla işçi bu nedenlerle yaşamını yitirmiş; 1999–2008 arasında ise 75 ölüm ve 5.941 yaralanma raporlanmıştır. Kanada'da ise gelişmiş güvenlik önlemleri sayesinde 2000–2013 arasında sadece 5 ölüm bildirilmiştir. Bu veriler, etkili güvenlik sistemlerinin kazaları önemli ölçüde azaltabileceğini göstermektedir. Bu kazaları önlemede en etkili yöntemlerden biri uygun tavan-zemin kontrol sistemlerinin kurulmasıdır. Bu sistemler, tasarım aşamasında (kazı yöntemi, tahkimat tipi vb.) ve işletme sürecinde (gözlem, ölçüm, uygulama) titizlikle uygulanmalıdır. Tahkimat sistemleri madenin jeolojik özellikleri ve stres koşullarına göre tasarlanmalı; kaya yapısı, patlatma etkileri ve yerel stres dağılımı gibi faktörler dikkate alınmalıdır(Direk, C., 2016). Sonuç olarak, göçük ve taş-kavlak düşmelerini önlemek için risk oluşturan tüm koşullar detaylı ve sistematik şekilde analiz edilmeli, ocak alanı seçiminden stres haritalarına kadar kapsamlı planlamalıdır.

Yeraltı Suyu Problemleri

Yeraltı madenciliği sırasında açığa çıkan su miktarı, yürütülen faaliyetlere bağlı olarak 20 m^3/ton'a kadar ulaşabilmektedir. Su kaynaklı sorunlar etkilerine göre dolaysız ve dolaylı olmak üzere iki grupta incelenir.

Dolaysız etkiler, madencilik faaliyetlerinin doğrudan verimliliğini ve güvenliğini etkiler. Su varlığı, faaliyetleri daha maliyetli hale getirir; ani su baskınları çalışmaları durdurur, can ve mal kayıplarına yol açabilir. Ayrıca yeraltı suları genellikle asidik olup kalsit içerdiğinden, madencilik faaliyetleriyle bozulan basınç dengesi sonucu kalsit çökelir ve bu durum karbondioksit salınımına ve drenaj sistemlerinde tıkanmalara neden olur.

Dolaylı etkiler ise çalışma ortamını ve ekipman performansını etkiler. Soğuk bölgelerde su donarak, sıcak bölgelerde ise nemlenme artarak çalışanlar ve makineler üzerinde olumsuz etkiler yaratır. Ayrıca yeraltı sularıyla zararlı gazlar taşınabilir. Su miktarının artışı patlayıcı madde tüketimini, yükleme, taşıma ve zenginleştirme maliyetlerini artırır. Ocaktan su boşaltımı çevredeki tabakalardan çalışma alanına yeni su girişine neden olabilir ve bu durum tasmana yol açabilir (Aydın & Karakurt, 2021).

Diğer Kazanım Sebepleri

Planlama Hataları

Maden sahalarının güvenli işletilmesi için havza bazlı, bütüncül planlama yaklaşımı gereklidir. Tüm üretim haritalarının merkezi kayıt altına alınması bu riskleri azaltmaktadır. Tüm imalat haritaları o bölgede işletme yapacak olan firmalara önceden sunulmalı erişim olanağı verilmelidir. Planlama hatasını önlemek için; üretime başlanılmadan bölgenin tamamıyla incelenerek geçmişteki üretimler jeolojik yapı ve tüm etmenler göz önünde bulundurularak yapılması gerekmektedir (URL-7).

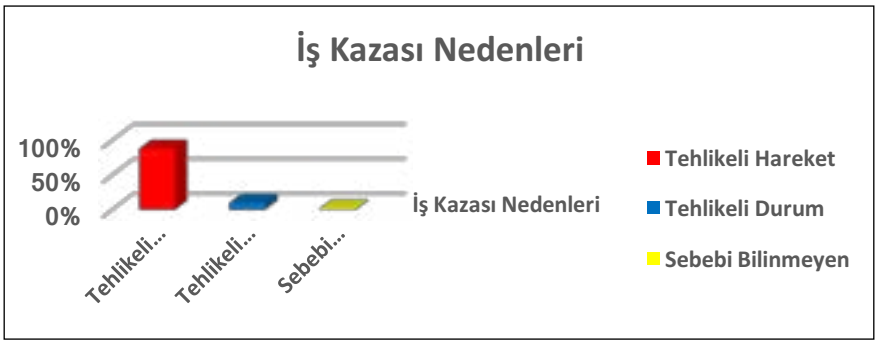
Doğal Afetler

Meteorolojik ve biyolojik afetler (örneğin COVID-19), maden sektörünü doğruda etkilemektedir. Bu afetler iş gücü kaybına, bulaş riski artışına ve üretim sürekliliğinde aksamaya neden olmaktadır**.** Sel felaketlerinde de iyi planlanmayan kuyu girişleri ve galeri ağızlarından da yeraltı maden işletmelerini de su basmaktadır.

İnsan Hataları

İş kazalarının temel nedenleri tehlikeli davranışlar ve tehlikeli durumlardır. Tehlikeli davranışlar çalışandan kaynaklanır ve genellikle şu şekillerde ortaya çıkar: işi bilinçsizce yapmak, dikkatsizlik, makine koruyucularını sökmek, görev dışı işler yapmak, yüksek hızda çalışmak, iş disiplinine uymamak, şakalaşmak, işe uygun olmayan ekipman kullanmak, yetkisiz alanlara girmek ve kişisel koruyucu donanım kullanmamak. Tehlikeli durumlar ise çevresel faktörlerden kaynaklanır; güvensiz ekipman, düzensiz çalışma ortamı, yetersiz altyapı, topraklanmamış elektrikli aletler, uygun olmayan el aletleri, tehlikeli yüksekliklerde istifleme ve kapatılmamış zemin boşlukları gibi unsurları içerir.

İnsan hataları çoğunlukla bilgi eksikliği veya dikkatsizlik gibi kasıtsız nedenlerle; bazen de kurallara bilinçli olarak uymama şeklinde kasıtlı ihlallerle gerçekleşir. 6331 sayılı İş Sağlığı ve Güvenliği Kanunu kapsamında eğitim ve mesleki yeterlilik uygulamaları, bu hataların azaltılmasında büyük önem taşımaktadır. Ancak insan hatalarının tamamen engellenemeyeceği göz önünde bulundurularak, hata toleranslı sistemlerin geliştirilmesi gereklidir. İş kazalarının nedenleri grafiksel olarak Şekil 3'te sunulmuştur.



Şekil 3 İş Kazası Nedenleri Grafiği

İş kazalarının en büyük nedeni olan tehlikeli davranışların önlenmesi için, 6331 Sayılı İş Sağlığı ve Güvenliği Kanunu kapsamında çok tehlikeli işyerlerinde çalışanlara en az 16 saat Temel İSG eğitimi verilmesi zorunludur. Ayrıca, bu sınıftaki mesleklerde Mesleki Yeterlilik belgelerinin tamamlanması da gerekmektedir. Böylece çalışanların bilgi ve tecrübe eksikliği giderilerek insan hatalarından kaynaklanan kazaların önlenmesi amaçlanmaktadır (Oral T. & Özer T., 2018). Tüm davranışların bireyin durumu ve sonuçlarının yansıması olduğu kabul edilerek, güvenli davranışların teşviki için uygun koşulların ve sonuçların yönetilmesi önemlidir.

MADEN KAZALARI İLE MÜCADELE, ACİL EYLEM PLANLARI, TAHLİSİYE, ACİL DURUM KRİZ YÖNETİMİ, TAHLİYE VE KURTARMA ÇALIŞMALARI

Yeraltı maden işletmelerinde iş kazalarının önlenmesi ve acil durumlara etkin müdahale edilmesi, hem insan hayatını korumak hem de üretim sürekliliğini sağlamak açısından kritik öneme sahiptir. Bu bağlamda kazalarla mücadele, dört ana başlık altında ele alınmaktadır: **önleyici faaliyetler**, acil durum planlaması, tahlisiye (arama-kurtarma) ve kurumsal organizasyon.

Eğitim ve Tatbikatlar

İSG eğitimleri, çalışanların risk bilincini artırmak ve güvenli davranış geliştirmelerini sağlamak amacıyla mevzuata uygun şekilde planlanmalıdır. Uygulamalı ve periyodik eğitimlerle desteklenen sistematik tatbikatlar, acil durumlara hazırlık düzeyini artırmaktadır.

Risk Azaltma ve Patlamalarla Mücadele

Kazaların etkilerini en aza indirmeye yönelik risk azaltma stratejileri kapsamında; havalandırma, degaj sondajları, gaz izleme sistemleri ve toz kontrolü gibi teknik önlemler uygulanmaktadır. Metan ve kömür tozu patlamalarına karşı baraj sistemleri ve tutuşabilirliği azaltan önlemler hayata geçirilmektedir.

Acil Durum Planları

Acil eylem planları; yangın, göçük, patlama gibi durumlara karşı hazırlıklı olunmasını sağlar. Bu planlar, tehlike analizi, tahliye yöntemleri, iletişim ağı ve arama kurtarma ekiplerini içeren bütüncül bir yaklaşım sunar. Arama kurtarma ekiplerinin listesi iletişim bilgiler yer alır. Olay anında nasıl hareket edileceği yer almaktadır.

Tahlisiye (Arama-Kurtarma)

Maden kazalarında hayat kurtaran tahlisiye faaliyetleri, iyi eğitilmiş, donanımlı ve dayanıklı ekiplerce yürütülmektedir. Türkiye'de bu alandaki öncü kuruluşlardan biri olan TTK Merkez Tahlisiye İstasyonu, ulusal düzeyde önemli bir görev üstlenmektedir. Yeraltı madenlerinde meydana gelebilecek acil durumlarda etkin müdahale için kurtarma operasyonları önceden planlanmalıdır. Bu kapsamda bir Kurtarma Komitesi kurula-

rak, özel eğitim almış ve teknik donanımlı tahlisiye ekipleri belirlenir. Ekiplerin görev alacağı tahlisiye istasyonu, gerekli teçhizat ve iletişim araçlarıyla donatılır. Ayrıca, acil durum planı hazırlanarak madenin tüm kritik sistemlerine (havalandırma, elektrik, kaçış yolları, haberleşme vb.) ilişkin bilgiler detaylı şekilde tanımlanır. Tahlisiyeciler; özel eğitim almış, fiziksel ve psikolojik yeterliliğe sahip kişilerden seçilir. Bu kişiler, en az iki yıl yeraltı tecrübesine sahip, 20–40 yaş aralığında ve tam teşekküllü bir hastaneden sağlık raporu almalıdır. Seçim kriterleri; solunum-dolaşım sağlığı, sinir sistemi durumu, görme ve işitme yeterliliği gibi unsurları içerir. Tahlisiyeciler, 40 saatlik Kurtarıcı Yetiştirme Kursu'na tabi tutulur; yılda bir sağlık kontrolü ve 6 ayda bir tekrarlama eğitimi zorunludur. Her tahlisiye ekibi 3–6 kişiden oluşur ve ekiplerde yedek kurtarıcılar da görevlendirilir. Ekipler, farklı meslek gruplarından (elektrikçi, işçi, sıhhiye vb.) oluşturularak olayın niteliğine göre esnek yapılandırılır. Sonuç olarak, yeraltı maden işletmelerinde kazalarla mücadele, sadece müdahale değil, aynı zamanda güçlü bir önleme kültürü ve organizasyon yapısı gerektirir(TTK, 2023).

MEVCUT DURUMUN VE BULGULARIN DEĞERLENDİRİLMESİ

Madenlerle ilgili yapılan incelemelerde, kazalardan yeterince ders çıkarılmadığı ve ülkemizde risk azaltma çalışmalarına kazalar yaşanmadan önce gereken önemin verilmediği ortaya konmuştur. Acil eylem planları lojistik ve detay açısından yetersiz hazırlanmakta, bu durum büyük kazalarda ciddi sorunlara yol açmaktadır. Yeraltı madenlerinde en sık görülen kazalar grizu patlamaları, yangınlar ve göçükler olup, bazen bu kazalar birbirini tetikleyebilmektedir. Kazaların temel nedenleri iş güvenliği kurallarına uyulmaması ve denetim mekanizmalarının yetersizliğidir. Mevzuat düzenlemelerine rağmen kazalar devam etmekte olup, Soma ve Ermenek kazaları bunun en somut örnekleridir. İş sağlığı ve güvenliği kültürünün artırılması için eğitimlerin düzenli yapılması, tatbikatlarla çalışanlara deneyim kazandırılması gerekmektedir. Sendikalar, işverenler ve devlet iş birliğiyle güvenlik kültürünün geliştirilmesi kazaların azaltılmasında önemli katkı sağlar. Ayrıca her zaman hazırlıklı olunmalı, riskler iyi analiz edilmeli ve eğitim ile tatbikatlardaki eksiklikler giderilmelidir. Denetimler; Maden ve Petrol İşleri Genel Müdürlüğü, Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı Teftiş Kurulu ve Sigorta Birlik Merkezi tarafından düzenli olarak yapılmakta, ortaya çıkan sorunlar ortaklaşa çözülmekte ve bilgi paylaşımı sağlanmaktadır. Denetimlerin sık yapılması, gelişmelere hızlı uyum için kritik öneme sahiptir. Soma kazasının tam nedenleri üzerinden 11 yıl geçmesine rağmen çözülememiştir; ocak kapandığı için kazanın simülasyonla incelenmesi önerilmektedir. Ülkemizde iş kazalarının artması, kurumları, işverenleri ve çalışanları yeni çözümler aramaya yöneltmiştir. Kazalar çoğunlukla dikkatsizlik, yetersiz ekipman, uygunsuz iş ortamı ve eksik eğitimden kaynaklanmaktadır. İş güvenliği eğitimi, kazaların engellenmesinde etkili bir yöntemdir. Madenlerde proaktif yaklaşım için eğitim ve tatbikatlar vazgeçilmezdir; tüm personel ve misafirlerin eğitim alması zorunludur. Eğitimler, iş güvenliği kültürünün yerleşmesini sağlar ve tehlikelere karşı farkındalık oluşturur. Tahlisiye (arama-kurtarma) eğitimlerinde standart eksikliği bulunmaktadır. Eğitimler farklı kurumlarca verilmektedir ancak çoğu zaman teknik donanım kullanılmamaktadır. Kurtarma ekipleri teknik donanımlı, deneyimli kişilerden oluşmalı ve kurtarma sahasında yetkisiz kişilerin bulunmasına izin verilmemelidir. Merkezi gaz izleme personelinin kalifiye olmaması, cihazların kalibrasyon ve bakım eksiklikleri önemli sorunlardandır. Manuel ölçümler yapılmalı, etkili havalandırma ile gaz birikimi önlenmelidir. Metan patlamalarını engellemek için çeşitli teknik uygulamalar kullanılmalıdır.

Maden kazaları can kaybı ve yaralanmalara yol açarken, ekonomik zararlar da büyüktür; bazı ocaklar kazalardan sonra bir daha açılamamaktadır. Kazaların yaşanmaması için önlemler alınmalı, etkileri en aza indirilmeli ve kriz yönetimi iyi organize edilmelidir. Bazı kazalarda kriz masasının geç toplanması süreci olumsuz etkilemiştir. Haberleşme sonrası kriz masasının hızla toplanması ve sürecin etkin yönetimi hayati önemdedir. Yasal düzenlemelerde tahlisiye eğitim standartları, acil durum uygulamaları, tatbikat içerikleri ve arama-kurtarma eğitimi gibi konularda eksiklikler görülmektedir. Teknolojik gelişmeler ışığında yönetmeliklerin güncellenmesi zorunludur. Acil eylem planlarının mevcut formatları yetersiz kalmakta, içeriklerinin zenginleştirilerek yeniden düzenlenmesi gerekmektedir. Ortaya konulan mevcut değerlendirmeler sonucunda, yeraltı maden işletmelerinde arama ve kurtarma faaliyetlerinin daha etkin ve standartlara uygun hale getirilmesi için aşağıdaki iyileştirme önerileri sunulmaktadır.

• Uluslararası standartlarda bir maden kaza araştırma enstitüsü kurulması ve çevre ülkelere eğitim sertifikası verilmesi,

• Bakanlık tarafından tüm maden işletmelerinin envanterinin çıkarılması, tahlisiye istasyonları ve cihazların takibi,

• Acil eylem planlarının sisteme girişinin sağlanması ve denetimlerin artırılması,

• Tatbikatların düzenlenmesi, Bakanlık temsilcisinin katılımının sağlanması, ulusal ve uluslararası tatbikatların zorunlu kılınması,

• Eğitim faaliyetlerinin modüler sistemle ve canlı yayınlar ile desteklenmesi ve aylık eğitim kayıtlarının takibi,

• Tahlisiyeci eğitimlerinin tek elden Bakanlıkça yürütülmesi, ulusal ve uluslararası arama-kurtarma yarışmaları düzenlenmesi, Farklı kategorilerde yarışmalar yapılması,

• Bölgelere göre profesyonel merkezi tahlisiye istasyonları kurulması,

• Üniversitelerde, Maden Meslek eğitim kurumlarında arama-kurtarma derslerinin zorunlu hale getirilmesi ve ortak bilgi paylaşım ağları oluşturulması,

• Kazalarda deneyimli mühendislerin ilk değerlendirmeyi yapması ve kurtarma çalışmalarının yetkili kişilerce yürütülmesi,

• Arama-kurtarma ekiplerinin düzenli ve uygulamalı eğitimlere tabi tutulması, teknolojinin ve Ar-Ge'nin desteklenmesi,

• Modern ekipmanların temin edilmesi ve ekip üyelerinin önceden belirlenmesi,

• Haberleşme altyapısının güçlendirilmesi ve alternatif sistemlerin kurulması,

• Kamuoyunu bilinçlendirmek için görsel materyal, afiş ve el kitapları hazırlanması,

• Risk analizlerinin güncellenmesi ve sıklaştırılması,

• Kurumlar arası koordinasyonun artırılması ve merkezi bir acil durum yönetim sistemi kurulması,

• Kriz masasının hızlı kurulumunun sağlanması ve yasal düzenlemelerle desteklenmesi,

• Acil eylem planlarının kapsamlı ve detaylı şekilde hazırlanması, eski ve güncel tüm verilerin entegrasyonu,

• Arama-kurtarma görev ve sorumluluklarının mevzuatla netleştirilmesi, komitelerde kimlerin olması gerektiğinin önceden belirlenmesi,

• Ulusal ve uluslararası düzeyde maden arama-kurtarma kongreleri düzenlenmesi, eğitimlerde ve tatbikatlarda mevzuat düzenlemesi yapılarak aktif hale getirilmesi.

SONUÇ

Yeraltı madenciliğinde kazalara karşı her zaman hazırlıklı olunması büyük önem taşımaktadır. Riskin yüksek olduğu bu alanlarda, risk azaltma çalışmalarının öncelikli hale getirilmesi; düzenli tatbikatlar yapılması ve eğitimlere önem verilmesi gerekmektedir. Çalışanlara vardiya başlarında kısa hatırlatma eğitimleri verilmesi, tehlikelerin kaynağında yok edilmesi ve kişisel koruyucu donanımların en son çare olarak düşünülmesi kaza riskini önemli ölçüde azaltacaktır

Kömür üretiminde en yaygın kaza nedeni olan grizu patlamalarının önlenmesi için metan drenajının etkin şekilde yapılması, havalandırma sistemlerinin doğru işletilmesi ve gaz ölçümlerinin düzenli olarak hem otomatik hem manuel yöntemlerle gerçekleştirilmesi şarttır. Ayrıca, göçük riskini azaltmak amacıyla tahkimat sistemlerinin madendeki formasyona uygun seçilmesi ve özellikle tam mekanize üretim sistemlerinin tercih edilmesi gerekmektedir. Yeraltı yangınlarının önlenmesi için ise köpük, çimento enjeksiyonu gibi tekniklerin kullanılması ve kömürün hava ile temasının engellenmesi hayati öneme sahiptir.

Arama-kurtarma faaliyetlerinin etkinliği ise kazaların önlenmesi kadar kaza anında hızlı ve organize müdahaleye bağlıdır. Bu nedenle, ulusal ve uluslararası standartlarda eğitimlerin ve tatbikatların artırılması, profesyonel tahlisiye istasyonlarının kurulması, modern ekipmanların temin edilmesi ve kurumlar arası koordinasyonun güçlendirilmesi gerekmektedir. Bu iyileştirmeler, iş kazalarının can kaybına dönüşmesini büyük ölçüde engelleyecek ve madencilikte güvenliği üst seviyeye taşıyacaktır.

KAYNAKLAR

Aydın, G., Karakurt, İ., 2021, Yeraltı Maden İşletmeciliğinde Sağlık ve Güvenlik Sorunları, Teknik Bilimleri Dergisi Cilt 11, Sayı 1, 1-12, 2021,

Çatakçı, S., 2016, Tahlisiye Eğitimleri Ve Uygulamalarının İncelenmesi, İş Sağlığı ve Güvenliği Uzmanlık Tezi), Ankara

Direk, C., 2016, Bir Yeraltı Taşkömürü Madeninde Göçük ve Taş-Kavlak Düşmesi Kazalarının Kök Nedenlerinin Araştırılması, İş Sağlığı ve Güvenliği Uzmanlık Tezi, Ankara

Ergun, A., R., 2007, Yeraltı Maden İşletmelerinde Gaz Ve Toz Patlamaları Ve Önlemler İş Sağlığı ve Güvenliği Uzmanlık Tezi, Ankara.

Grizu, Erişim Tarihi: 22.06.2025, https://tr.wikipedia.org/wiki/Grizu

Gürbüz, M., & Demirci, A. 2017. "Yeraltı Madenlerinde Arama-Kurtarma Faaliyetlerinin Önemi ve Türkiye'deki Uygulamalar". *Madencilik Dergisi*, 56(1), 1-12.

İş Kazaları ve Meslek Hastalıkları, Erişim Tarihi: 27.06.2025, https://cdnacikogretim.istanbul.edu.tr/auzefcontent/20_21_Guz/is_kazalari_ve_meslekhastaliklari/4/index.html

Karaman Ermenek Maden Faciası, Erişim Tarihi: 25.05.2025, https://www.maden.org.tr/genel/bizden_detay.php?kod=9493

Kaymakçı, E., Bilen, M., 2023, Kömürün Kendiliğinden Yanma Olgusu, Bölüm 2, Kömürün Kendiliğinden Yanması, Zonguldak/Ankara

Kocaman, R., 2022, Yeraltı Maden Ocaklarında Yaşanan Kazalarda Aramam, Kurtarma Çalışmalarının İncelenmesi, Uzmanlık Tezi, Ankara

Madenlerde Grizu Tehlikesi, Erişim Tarihi: 20.08.2024, Madenlerde İSG Serisi - 1, https://www.csgb.gov.tr/medias/3862/brosur14.pdf

Oral T. & Özer T., 2018, Yeraltı Kazı İşlerinde İş Sağlığı Ve Güvenliğine Genel Bakış, 4. Uluslararası Yeraltı Kazıları Sempozyumu Ve Sergisi Bildiriler Kitabı, S-376-377.

Tehlikeli Durum Ve Tehlikeli Davranışlar, Erişim Tarihi:28.05.2025, http://www.ezelosgb.com.tr/tehlikeli-durum-ve-tehlikeli-davranislar

Türkiye Taşkömürü Kurumu (TTK), 2023, *Tahlisiye Yönetmeliği ve Uygulama Rehberi*, TTK İş Sağlığı Güvenliği Eğitim Daire Başkanlığı, Zonguldak

Yasun B., Dursun M., 2012, Yeraltı Madenlerinde Bulunan Zararlı Gazlar ve Metan Drenajı, İSGÜM, Ankara

TÜRKİYE'DEKİ MADEN MÜHENDİSLİĞİ BÖLÜMLERİNDEKİ İSG DERSLERİNİN ANALİZİ VE ÖNERİLER: AKADEMİSYEN GÖRÜŞLERİ

ANALYSIS OF THE OHS COURSES WITHIN MINING ENGINEERING DEPARTMENTS IN TÜRKİYE AND RECOMMENDATIONS: OPINIONS OF ACADEMICIANS

B. Erdem [1,*], G. Güler [2]

[1] *Sivas Cumhuriyet Üniversitesi, Jeofizik Mühendisliği Bölümü*
*(*Sorumlu yazar: bulent@cumhuriyet.edu.tr)*
[2] *M*İSGEP Teknik Destek Bi*leşeni Takım Lideri, Miningtek (Pty) Ltd, Güney Afrika*

ÖZ

Avrupa Birliği ve Türkiye Cumhuriyeti tarafından ortaklaşa finanse edilen Özellikle *Madencilik Sektöründe İş Sağlığı ve Güvenliğinin İyileştirilmesi Projesi (MİSGEP)* Teknik Destek bileşeni kapsamında, Türkiye'deki üniversitelerin maden mühendisliği bölümlerinde yürürlükte olan iş sağlığı ve güvenliği (İSG) derslerini nesnel ve kanıta dayalı bilimsel veriler kullanarak değerlendirmek üzere bir aktivite yapılmıştır. Araştırmanın nihai hedefi, İSG derslerinin güçlendirilmesi sonucunda maden mühendisi adaylarının İSG alanında daha fazla yeterlilik geliştirmelerini ve kendilerini yeterli bilgi ve beceriyle donatmalarını sağlayacak kapsamlı öneriler türetmektir.

Aktivite kapsamında, maden mühendisliği bölümlerinde görev yapan/yapmış, eğitim ve/veya araştırma faaliyetlerine devam eden akademisyenler, madencilik endüstrisinde iş güvenliği uzmanı (İGU) olarak çalışan maden mühendisleri ve madencilik firmalarındaki işveren/işveren vekilleri ile anketler ve yarı-yapılandırılmış sorular aracılığıyla derinlemesine görüşmeler yapılmıştır. Elde edilen nicel ve nitel veri ile bilgi derlenerek, maden mühendisliği lisans programlarında verilen İSG derslerinin güçlü ve zayıf yanları tespit edilmiştir. Zayıf yanların; akademisyenler, İGUlar ve işverenlerin önerileri doğrultusunda iyileştirme önerileri çıkartılmıştır. Bu bildiride akademisyenlerin görüşleri derlenerek, sunulmuştur.

Anahtar Kelimeler: GZFT analizi, iş sağlığı ve güvenliği, derinlemesine görüşme, anket, madencilik

ABSTRACT

As part of the Technical Assistance for *Improving Occupational Health and Safety Especially in Mining Sector (MİSGEP)*, which was jointly funded by the European Union and the Republic of Türkiye, an activity was carried out to evaluate the occupational health and safety (OHS) courses in force in the mining engineering departments of universities in Türkiye using objective and evidence-based scientific data. The ultimate goal of the study was to derive comprehensive recommendations that will enable mining engineer candidates to become more competent in the field of occupational health and safety by strengthening occupational health and safety courses and to equip themselves with sufficient knowledge and skills.

The activity involved surveys and in-depth interviews with academics who work/have worked, train and/or research in mining engineering departments, mining engineers working as occupational safety experts in the mining industry, and employers/employer representatives in mining companies through surveys and semi-structured questions. The quantitative and qualitative data and information obtained were compiled and the strengths and weaknesses of the occupational health and safety courses offered in the mining engineering degree programs were identified. Suggestions for improvement were made for the weaknesses, based on the suggestions of academics, occupational safety experts and employers/employer representatives. This paper compiles and presents the opinions of the academics.

Keywords: SWOT analysis, occupational health and safety, in-depth interview, survey, mining

GİRİŞ

Aktivite masabaşı araştırmaları ile başlatılmış, Türkiye ve gelişmiş madencilik endüstrisine sahip ülkelerdeki maden mühendisliği lisans programlarının eğitim hedefleri, mevcut İSG dersleri, öğrenme çıktıları, içerikleri ile İSG derslerini veren öğretim üyeleri belirlenmiştir. Masabaşı araştırması ile elde edilen bilgiler ve analizler yardımıyla evrenin tanımlanması, kapsamın belirlenmesi ve metodolojinin geliştirilmesi süreçlerine dönük kararlar kolaylaşmıştır. Analizler için gerekli nitel ve nicel verilerin derlenmesi amacıyla anket formları ve derinlemesine görüşme soruları geliştirilmiştir. Anketlerin ve derinlemesine görüşmelerin çevrim içi yüz yüze yapılmasının daha verimli olacağı değerlendirilmiş ve bir çevrimiçi uygulama kullanılarak internet üzerinden doldurulacak anket formları hazırlanmıştır. Aynı şekilde, derinlemesine görüşmelerin de bir ses-görüntü paylaşımı platformu üzerinden çevrimiçi yapılmasına karar verilmiştir. Akademisyenlerle ilgili evrendeki birim sayısının azlığı, zaman ve maliyet açısından değerlendirilmiş ve anket çalışmasında tam sayım yöntemi kullanılmıştır. Derinlemesine görüşmelerde lisans düzeyinde İSG derslerini veren öğretim üyelerine öncelik verilmiştir.

Anket uygulamasında akademisyenlerden; kişisel İSG profili, verdiği/verilen İSG dersleri ve içerikleri, ölçme ve değerlendirme yöntemleri ile kullandığı öğrenim kaynaklarına dair bilgi talep edilmiştir. Anket uygulamasında doldurulan formlardaki veri, aşağıdaki nicel yöntemler ile analiz edilmiştir; tek seçenekli sorular için yanıtlayanların sıklığı (kişi sayısı) ve yüzdeleri, çoktan seçmeli sorular için yanıtların yoğunluk hesaplamaları, Likert ölçeği için ortalamaların hesaplanması ve katılımcıların her öğe hakkındaki görüşlerinin yüzde dağılımı ve özeti. Anket formuyla derlenen açık uçlu sorulara ilişkin veri, birbirine benzeyen cevaplar esas alınarak bir araya getirilmiş ve gruplandırılmış, daha sonra kapalı uçlu sorularla birlikte analiz edilmiştir. Takiben, değişkenler arasındaki ilişkileri gösteren çapraz tablolar hazırlanmıştır. Tablolar; değişkenlerin frekans değerleri, toplamları, oransal dağılımları, ortalama, varyans ve standart sapma başta olmak üzere eğilim ve dağılım ölçülerini içermiştir. Likert tipi sorular birbirinden bağımsız olarak tek tek ele alınmış, beher sorunun ölçek dağılımı ve ortalama değerlerini içeren tablolar hazırlanmıştır.

Yüz yüze görüşmeler internet ortamında çalışan bir ses-görüntü paylaşımı platformu kullanılarak gerçekleştirilmiştir. Katılımcıların beyan ettiği fikir ve görüşler eşzamanlı olarak kâğıt üzerine kaydedilmiş ve takiben metne dökülen veri, bir kelime işlem paketi aracılığıyla sayısal belgeye dönüştürülmüş ve anlam bütünlüğü korunarak ortak anlam ifade eden parçalara (kod) ayrılmıştır. Son olarak, belirli bir kavram üzerinde katılımcılar tarafından sıklıkla ya da nadiren ifade edilen kodlar ve aralarındaki ilişkiler çıkartılmış ve yorumlanmıştır (MİSGEP, 2023).

MADEN MÜHENDİSLİĞİ LİSANS PROGRAMLARINDA VERİLEN İSG DERSLERİ

İş sağlığı ve güvenliği dersleri, 04.04.2015 tarihinde 2547 sayılı Yükseköğretim Kanunu Madde 5 Fıkra ı'da yapılan değişiklikle, 6331 sayılı İş Sağlığı ve Güvenliği Kanunu'na göre iş güvenliği uzmanı olabilecek mezunları yetiştiren fakültelerde en az iki yarıyıl okutulacak zorunlu derslerden sayılmıştır. Maden mühendisliği bölümlerinin büyük bölümü bu değişikliğe uygun olarak eğitim müfredatlarını güncellemiş

ve uygun gördükleri yarıyıllara iki İSG dersi koymuşlardır. Halen birkaç bölümün müfredat güncelleme çalışmalarının sürmektedir.

Maden mühendisliği lisans ders programlarında bulunan İSG derslerinin sayısı, verildiği yarıyıl, kategorisi, teorik ve uygulama saatleri ile kredisi anketler yanında çevrimiçi ortamda yüz yüze gerçekleştirilen görüşmelerde de akademisyenler tarafından sağlanmıştır. İSG dersleri, ağırlıklı olarak mesleğe hazırlık yılı olarak görülen son sınıfın güz ve bahar dönemlerinde eşit sayıda olmak üzere okutulmaktadır. Maden mühendisliği bölümlerinin İSG dersleri için uygun gördüğü ikinci seçenek, ikinci sınıfın güz ve bahar dönemleridir. Diğer yandan, daha az sayıda ve temel İSG kavramlarının öğretildiği dersler, üniversite öğreniminin başladığı ilk yılın güz ve bahar dönemlerine dağıtılmıştır. İSG dersleri üzerine aşağıdaki değerlendirmeler yapılmıştır;

1. Biri haricindeki diğer tüm maden mühendisliği bölümlerindeki İSG dersleri kuramsal saatlere sahiptir. Uygulamalar yapılıyor olmakla birlikte bunlar, teorik saatlere serpiştirilmiştir.

2. 5 maden mühendisliği bölümü eğitim müfredatında 1 adet İSG dersine yer verilirken, 3 bölümde en az iki İSG dersi verme zorunluluğu, Havalandırma dersi İSG dersi kategorisine çekilerek sağlanmış görünmektedir.

3. İSG dersleri daha sıklıkla 1. Yıl (4 bölüm), 2. Yıl (4 bölüm) ya da 4. Yıl (5 bölüm) güz ve bahar dönemlerinde ardışık olarak verilmektedir. Ancak bazı bölümlerimizde temel İSG konularını içeren ilk ders önceki yarıyıllarda, mesleki İSG konularını içeren ikinci ders mezuniyet dönemi olarak adlandırılan 8. yarıyılda okutulmaktadır.

Maden mühendisliği bölümlerinde verilen tüm İSG ders içerikleri sıklık ölçeği ile değerlendirildiğinde en fazla değinilen konu başlığı İSG mevzuatı olmuştur. Madenlerde havalandırma ikinci sıraya yerleşmiştir. Ders sorumluları, derslerinde; risk analizi, İSG ve madencilikte genel kavramlar ile iş kazaları ve istatistiklerine de yer vermektedir. Her iki İSG dersi birlikte değerlendiğinde yeraltı ve yerüstü maden işletmelerinde İSG konularına, cevher hazırlama tesislerinde İSG ilintili konulara nazaran daha fazla ağırlık verilmektedir.

İSG derslerinde yaygın olarak anlatılan konular arasında yangın, acil durumlar ve meslek hastalıkları da bulunmaktadır. Takiben; kimyasal, fiziksel, psikososyal ve biyolojik risk etmenleri ile ergonomi gelmektedir. Korunma politikaları uyarınca alıcı ortamda başvurulacak yöntemlerden olan kişisel koruyucu donanımlara, toplu korumayı önceleyen sağlık ve güvenlik işaretlerine kıyasla daha sıklıkla yer verilmesi dikkat çekicidir. Keza, iş güvenliği uzmanlarının görevleri arasında önemli yer tutan çalışma ortamı gözetimi ve çalışan eğitimi konuları da İSG derslerinde önemleri ile doğru orantılı yer bulamamaktadırlar.

Yükseköğretime Kurumları Sınavı (YKS) Kılavuzunda yer alan ve halen aktif olarak eğitime devam eden maden mühendisliği ve cevher hazırlama mühendisliği bölümlerinin büyük kısmı İSG derslerinde bir ya da daha fazla alanda uygulamaya yer vermektedir. İSG derslerinde en fazla vaka çalışması ve çağrılı konuşmacı uygulamalarına yer verilmektedir. Bunları, saha çalışmaları ile laboratuvar ve bilgisayar uygulamaları izlemektedir. Ülkemiz maden mühendisliği lisans programlarındaki en ender uygulama, sanal gerçeklik uygulamalarıdır. Bir bölümde de İSG dersi kapsamında risk analizi uygulaması yapıldığı özellikle belirtilmiştir.

AKADEMİSYENLERİN, MADEN MÜHENDİSLİĞİ LİSANS PROGRAMLARINDA VERİLEN İSG DERSLERİ HAKKINDAKİ GÖRÜŞLERİ

Akademisyenlerin Görev Yaptıkları Maden Mühendisliği Bölümlerinde Verilen İSG Derslerinin Güçlü Yanlarına Dönük Görüşleri

Akademisyenlere göre bölümlerinde verilen İSG derslerinin en güçlü yanı kapsamlı ders içeriğidir. Temel İSG kavramlarına daha çok yer verilen birinci İSG dersi ile mesleki İSG konularını daha fazla içeren ikinci İSG dersinde ders başlığı ile ilgili bilgi aktarılmaktadır. Diğer yandan, tüm maden mühendisliği bölümlerinde

60 iş gününe kadar staj uygulaması bulunmaktadır. Bölüm staj koordinatörlükleri öğrencileri, yeraltı ve yerüstü maden ocakları ile cevher hazırlama tesislerindeki faaliyetlerin tümünü ayrı yaz stajlarında deneyimleyecek şekilde yönlendirmektedir. Maden mühendisliği bölümlerinde İSG dersi veren akademisyenlerin ⅔'lük kesimi lisansüstü programlarda danışmanlık yapmış, ⅓'lük bölümü de İSG üzerine lisansüstü tez hazırlamıştır. Akademisyenler, vaka takdimleri sunumu ve tartışmasını, ilgili İSG derslerinin güçlü yönü olarak göstermişlerdir. Ancak tüm maden mühendisliği bölümlerinde bu uygulamaya yer verilmediği için geçmiş maden kazaları ya da iyi uygulamaları içeren örneklerin paylaşılmasının Türkiye'deki maden mühendisliği bölümleri bakımından kısmi bir güçlü yan olarak alınması yerinde olacaktır.

İSG ders sorumlularının bir kısmı C, B ya da A sınıfı iş güvenliği uzmanı sertifikasına sahiptir. Bu durum İSG dersini veren tüm akademisyenler için geçerli olmamakla birlikte kısmi bir güçlü yan olarak değerlendirilebilir. İSG ders sorumluları gerek üniversitelerinin sürekli eğitim merkezlerinde gerekse özel eğitim firmaları bünyesinde sürdürülen İGU sertifikasyon programlarında eğitimcilik yapmıştır. Bu durum, İSG kültürünün maden mühendisliği bölümlerinde benimsenme düzeyini göstermesi bakımından önemlidir. Ders sorumlularının İSG ile ilintili projeleri, madencilik sektöründe faaliyet gösteren firmalarda fiili olarak çalışma, danışmanlık, proje uzmanlığı ya da diğer görevlerde bulunarak edinilen endüstri deneyimi güçlü yanlar arasındadır. Maden mühendisliği bölümlerinde görevli İSG ders sorumlularının bir kısmı Üniversite/Fakülte iş güvenliği uzmanı ve/veya İSG eğitim koordinatörü olarak görevlendirilmektedir. Bu bakış açısından, 2015 yılındaki en az 2 İSG dersi verilmesi ile ilgili Yükseköğretim Kurulu (YÖK) kararı maden mühendisliği bölümlerinde, diğer bölümlere nazaran çok daha ciddi olarak ele alınmış konulardandır. Azımsanmayacak sayıda maden mühendisi akademisyen, mühendislik fakültelerindeki diğer bölümlerin de İSG derslerini vermekte, İSG lisansüstü programlarında da uzmanlık alanlarında dersler vererek, tez danışmanlığı yapmaktadır.

İSG derslerine çalışma ortamı gözetiminde kullanılan ölçüm cihazları dâhil edilmekte ve uygulamalar yapılmaktadır. İSG derslerinde nitel/nicel risk analizi uygulaması ile buna temel teşkil eden tehlike-risk ilişkisi ve tehlike avı egzersizleri yaptırılmaktadır. Güvenlik kültürü, İSG derslerinde sıklıkla işlenen konular arasında olduğu gibi zorunlu İSG derslerinin amaçları ve öğrenme kazanımları arasında da bulunmaktadır.

Akademisyenlerin Görev Yaptıkları Maden Mühendisliği Bölümlerinde Verilen İSG Derslerinin Zayıf Yanlarına Dönük Görüşleri

Maden mühendisliği bölümlerinde İSG derslerinde yapılan uygulamaların kapsamı, ayrılan süre ve sayısı, ders sorumlusu akademisyenler tarafından yetersiz görülmektedir. Pratik uygulamalarda kullanılan cihaz/laboratuvar donanımı yetersizliği de bu eksikliğe gerekçe olarak öne sürülmüştür. Yükseköğretim Kurulu tarafından uygulamaya konulan Türk Yükseköğretiminde Bölgesel Kalkınma Odaklı Misyon Farklılaşması ve İhtisaslaşma Projesi kapsamında mevcut üniversiteler arasından gerekli şartları sağlayanlar, araştırma üniversiteleri ve özellikle 2006 yılı sonrasında kurulmuş olan üniversitelerden koşulları sağlayanlar bölgesel kalkınma odaklı üniversiteler başlıkları altında ayrılmaya başlamıştır. Bu uygulama ile üniversitelerimizin uzmanlık alanları doğrultusunda yeniden yapılanacağı ve birimlerine daha geniş olanaklar sağlayabileceği umulmaktadır. Diğer bir bakış açısından, akademisyenlerin bir kısmı İSG derslerinin kapsamını "yeterince" geniş tuttuklarına değinmiş olmakla birlikte ders konularının 14 haftalık yarıyıla sıkıştırılmasında yaşanan güçlükler, zayıflık olarak gösterilmiştir. Madencilik endüstrisinde çalışması beklenen potansiyel maden mühendisi İGUlara verilecek İSG ders içeriklerinin, maden iş yerlerindeki görev ve sorumlulukları dikkate alınarak seçilmesi ile sürenin daha verimli kullanılabileceği görüşü oluşmuştur.

Maden mühendisliği bölümlerinde İSG dersleri veren akademisyenler sanal/artırılmış/karma gerçeklik (VR/AR/MR) teknolojilerine erişmek ve derslerinde farklı senaryolar altında faydalanmak istediklerini ancak bilgi/donanım/araştırmacı yetersizliği nedeniyle uzak kaldıklarını bildirmişlerdir. Bu konuda mühendislik fakültelerindeki bilgisayar mühendisliği bölümleri ile işbirliği yapılabileceği, maden mühendisi akademisyenlerin alan bilgisi ile bilgisayar mühendisi akademisyenlerin teknoloji bilgisi birleştirilerek çözümler geliştirilebileceği önerilmiştir. Benzer şekilde, modelleme ve benzetim paketlerinin İSG derslerine bütünleştirilememesi

de İSG derslerinin zayıf yanları arasında gösterilmiştir. Ancak maden mühendisliği alanında tasarım, planlama ve modelleme programları geliştiren firmaların, bu araçları eğitim amaçlı kullanmak koşuluyla bedelsiz olarak sunduğu bilinmektedir. Bedelsiz sağlanmayan ve makul satın alma fiyatları ile sunulan paketler de üniversite bünyesindeki bilimsel araştırma projeleri koordinatörlüğüne sunulabilecek proje teklifleri aracılığıyla edinilebilir.

Büyük il merkezleri dışında konumlanmış olan maden mühendisliği bölümlerinin son yıllarda temel sorunu öğrenci kabul edememektedir. Geçtiğimiz yıllardan bu yana bu bölümlere YÖK tarafından yabancı uyruklu öğrenciler yönlendirilmektedir. Ancak yabancı uyruklu öğrencilerin dil sorunu yaşaması ve bununla birlikte öğrenci azlığı/yokluğu nedeniyle derslerin düzenli olarak yapılamaması, ders sorumlularının yoğunlaşma kaybı yaşamalarının gerekçeleri olarak sunulmuştur. İlaveten, öğrencilerin mesleki İSG›nin önemini hafife alması ve uzaktan eğitimin eğitmen-öğrenci iletişiminde yol açtığı olumsuzluklar İSG derslerinin bir diğer zayıf yanı olarak vurgulanmıştır. Derslerde yalnızca sunum dosyalarına yüklenmiş kuramsal konuların işlenmesi, öğrencileri aktive edecek ve dersi benimsemelerini sağlayacak uygulamaların yapılmaması, ödevler ve projeler aracılığıyla iş yükü verilmemesi ile sınavların çoktan seçmeli test sorularından oluşturulması, öğrencilerin nazarında İSG derslerini fazla çaba göstermeden geçilebilecek kategoriye koyabilir. Diğer yandan, birçok üniversitede derslerin COVID-19 salgın döneminde asenkron uzaktan eğitim yöntemiyle işlenmesi ve öğrencilerin derse devam zorunluluğunun bulunmaması, maden mühendisliği bölümlerinin öğrenci sıkıntısı yaşayan büyük kesiminde sanal ders oturumundaki öğrenci adedini iyice azaltmıştır.

İSG ders sorumluları, derslerin ilk haftalarında çarpıcı örnekler altında öğrencilerin dikkatini derslere güçlü biçimde çekebilmek amacıyla Türkiye›deki iş kazası istatistiklerinden ve madencilik sektörünün yerinden bahsetmeyi tercih etmekte olup kaza istatistiklerinin erken açıklanmasını talep etmiştir. Yine, maden mühendisliği bölümleri lisans eğitiminde öğrencileri birkaç kez teknik geziye çıkararak, uygulamalı eğitim vermeyi amaçlamaktadır. Ancak gerek mali olanaksızlıklar gerekse katılımcıların gönüllü onamlarının alınması zorunluluğu gibi nedenlerden ötürü bu ziyaretlerin giderek daha güçlükle düzenlendiği bildirilmiştir. İSG derslerinin zayıflıkları arasında bu konularda bilimsel çalışma yapan akademisyen azlığı da yer almıştır.

Üniversiteye başlayan öğrencilerin güvenlik kültürüne sahip olmamaları ve İSG bakış açılarının zayıf olması diğer bir kaygı nedeni olarak gösterilmiştir. Sağlık ve güvenlik ile mesleki etik prensiplerinin, düşük iş kazası istatistiklerine sahip ülkelerde olduğu gibi okul öncesi eğitimde başlatılarak, ara verilmeksizin sürdürülmesi ile bu zayıflığın aşılabileceği öne sürülmüştür. Derslerde iş hijyeni ve tıbbi bakış açısı ile sağlık ilintili konulara yeterince dokunulamaması da zayıflık olarak gösterilmiştir. Maden mühendisi akademisyenlerin, ilave eğitimler ile desteklenmemiş olmaları halinde bu konularda söz sahibi olması beklenmemelidir. Bunlar gibi konuların, bu alanda uzman diğer akademisyen/çalışanlar tarafından verilmesi dersi daha ilgi çekici kılacak ve zenginleştirecektir. Üniversitelerin tıp fakültelerine bağlı halk sağlığı ve acil anabilim dallarında görev yapan konu uzmanları bulunmaktadır. Bu akademisyenler derslerin ilgili haftalarında çağrılı konuşmacı olarak davet edilebilir. İSG derslerinin bir diğer zayıflığı olarak ölçme ve değerlendirmenin ağırlıklı olarak derslerde aktarılan kuramsal bilginin sorgulandığı sınavlar gösterilmiştir. Öğrencilerin derslerde aktif rol oynaması, sunumlar yapması, ödevler ve projeler üzerinden iş yüklerinin artırılması önerilmektedir.

Akademisyenlerin Diğer Ülkelerdeki Maden Mühendisliği Bölümlerinde Verilen İSG Derslerinin Güçlü Yanlarına Dönük Görüşleri

En yaygın görüş, madencilikte gelişmiş ülke üniversitelerinde derslerin İSG perspektifi ile verilmesidir. Bu nedenle çoğu maden mühendisliği lisans programında doğrudan İSG dersi verilmemektedir. Görüşmelere ABD ve Avustralya'dan katılan öğretim üyeleri de bu durumu teyit etmişlerdir. Bu gibi ülkelerde İSG eğitimine üniversite öncesi, ilköğretim düzeyinde başlandığı için algı eğitimi sayesinde çalışanların İSG kurallarını benimsemesi kolaylaşmaktadır. Ancak araştırmaya katılan akademisyenlerin bir bölümü yurtdışındaki bölümlerin izlenmediği ya da görüş beyan etmek istenmediği bildirmiştir.

Madencilik endüstrisi gelişmiş ülkelerde endüstri-üniversite ilişkisinin çok güçlü olduğu ve üniversitelere proje desteği verildiği vurgulanmıştır. Derinlemesine görüşmelere katılan ABD ve Avustralya üniversitelerinde görev yapan akademisyenler, aynı anda çok sayıda ve büyük bütçeli projeleri sürdürdüklerini bildirmişlerdir. Bu bölümler devlet üniversitelerinde bulunmakta ve ifadelerine göre üniversite tarafından sağlanan mali destek, Türkiye ile kıyaslanmayacak ölçüde büyük olsa bile, ülke koşullarına göre küçük kalmaktadır. Ancak yoğun ve etkileşimli endüstri ilişkileri sayesinde madencilik firmalarından burslar, öğrencilerin kıtalararası yarışmalara katılabilmesi için mali destekler, üstlenilen projeler üzerinden sağlanan büyük bütçeler aracılığıyla lisansüstü öğrencilerinin kayıt ücretleri ve yaşamsal masrafları karşılanabilmektedir. Bunların yanında firmalar tarafından oluşturulan ve yönetim kurullarında akademisyenlerin de yer aldığı fonlar ile ilgili devlet kurumlarının yıllık bazda sağladığı AR-GE proje destekleri de bulunmaktadır. Sonuç itibariyle, madencilikte gelişmiş ülkelerde üniversitelerde sürdürülen bilimsel faaliyetler ve AR-GE proje çalışmaları tamamen, maden endüstrisinin daha ekonomik, daha verimli, daha etkin ve daha güvenli biçimde işlemesine destek olmak amacıyla yapılmaktadır. Madencilikte gelişmiş ülke üniversitelerinde teknoloji yakından izlenmekte ve İSG derslerinde kullanılabilmektedir. Yazılım teknolojisi derslere adapte edilmekte ve VR/AR/MR ile hologram teknolojileri eğitim amaçlı olarak kullanabilmektedir.

Yurtdışındaki maden mühendisliği bölüm ders programlarında verilen alan dersleri ile ilgili geniş ölçekli literatür desteği sağlanmakta ve dersler sıklıkla güncellenmektedir. Gelişmiş ülkelerdeki akademisyenler bilimsel anlamda aktif olmalı ve bunu, ürünleri ile göstermelidirler. Yurtdışındaki akademisyenler, İSG üzerine çalışmalar yapan ve destekleyen ihtisas enstitülerinin olanaklarından da faydalanmaktadır. Bu imkânların ülkemizde kurulacak ve/veya mevcut benzer yapılanmalar üzerinden akademisyenlere açılması İSG konusunda daha hızlı ilerleme kaydetmeyi sağlayabilir. Bu bağlamda, Ülkemizde henüz gelişme aşamasında olan arama-kurtarma faaliyetlerine ilişkin dokümanın yurtiçinde AFAD, yurtdışında ilgili kuruluşların literatür/eğitim desteği ile geliştirildiği ifade edilmiştir.

Madencilikte gelişmiş ülke üniversitelerindeki derslerde insanın sisteme olası negatif etkileşimini engelleme yöntemleri de aktarılmaktadır. Aslen, madencilikte gelişmiş ülkelerdeki üniversitelerde artık "sistem güvenliği"ne yer verilmektedir. İnsan, çalışan olarak işleyen bütüncül maden sisteminin bir bileşenidir ve korunmalıdır. Ancak maden iş yerinin asli işlevi üretimdir ve bu amaçla sürdürülen tüm süreçler de korunmalıdır. Bu tehdit unsurları arasından "insan" da bulunmaktadır ve otomasyon/mekanizasyon/yapay zekâ gibi aparatlar aracılığıyla insanın çalışma ortamına ve tüm bileşenlerine olumsuz müdahalesi engellenmelidir.

Akademisyenlerin Diğer Ülkelerdeki Maden Mühendisliği Bölümlerinde Verilen İSG Derslerinin Zayıf Yanlarına Dönük Görüşleri

Akademisyenlerin büyük bölümü yurtdışındaki bölümleri izlemediklerini ya da görüş beyan etmek istemediklerini bildirmiştir. Bazı akademisyenler ise İSG yasal temellerinin (mevzuatın) verildiği derslerin olmayışı ya da yetersizliğine işaret etmiştir. Gerçekten de Kolorado Maden Okulu haricinde, Quacquarelli-Symonds (QS) sıralamasında ilk 15 içerisinde birkaç basamakta yer alan Kanada ve Avustralya maden mühendisliği bölüm müfredatlarında "geleneksel" İSG derslerine yer verilmemektedir. Akademisyenlerin ifadesi ile "öğrenciler İSG eğitimlerini maden iş yerlerindeki ilk stajlarında almaktadır" ve bölümler, ilave İSG eğitimi verme gereği duymamaktadır. Diğer yandan, tümü akredite olan bu bölümler, değerlendirmeciler tarafından madenciliğin çevresel ve toplumsal etkilerini irdeleyen derslere daha fazla yer vermeye yönlendirilmektedir. Diğer bir görüşe göre madencilikte gelişmiş ülkelerde İSG eğitiminde zayıflık olmamakla birlikte öğrencilere mevzuat bilgisi aktarılmayan çok sayıda bölüm dikkate alındığında bu durum, İSG eğitiminde içerik bakımından dengenin "ünlü" bölümlerde bile halen sağlanamamış olmasına işaret edebilir. Maden mühendisliği mesleğinin icrası ile ilgili olarak beliren diğer bir hususa göre 2010'lu yıllardan bu yana Türkiye'de de belirginleştiği üzere, gelişmiş ülkelerde maden mühendisliği 1980'li yıllardan bu yana rağbet görmemektedir. ABD'de görevli bir akademisyen, yıllık maden mühendisi ihtiyacının 500 olmasına karşın bölümlerin yılda ancak 300 mühendis mezun edebildiğini ve kalan kısmın yurtdışından sağlandığı bilgisini vermiştir.

Akademisyenlerin, Görev Yaptıkları Maden Mühendisliği Lisans Programlarında Verilen İSG Derslerinin Zayıf Yanlarının Geliştirilmesi/İyileştirilmesi Hakkındaki Görüşleri

Akademisyenler, bölümlerindeki İSG derslerinin uygulamalı hale getirilmesi ya da uygulamaların artırılması ile geliştirilebileceği görüşündedir. Bu doğrultuda İSG derslerinin; risk değerlendirmesi uygulamaları, bilgisayar yazılımları, benzetim modelleri, cihaz/takım/donanım vb. araçlarla zenginleştirilmesi planlanmalı ve bu plan zaman kaybedilmeden uygulamaya konulmalıdır. Benzer şekilde, uygulamalı eğitim için İSG laboratuvarlarının cihazlarla donatılması da hemfikir olunan görüşler arasındadır. Bu amaca dönük olarak kamu/özel maden iş yerlerinin envanterindeki kullanım fazlası aparatlar talep edilebilir, İSG dersleri tüm fakültede ortak okutulduğu için Fakülte genel bütçesi kullanılarak ya da BAP birimine Fakülte altyapısını güçlendirme proje önerisi yapılabilir. Bilgisayar yazılımları ve fiziksel materyaller, imalatçı/dağıtıcı firmalardan eğitim amacıyla kullanılmak üzere bedelsiz olarak talep edilebilir.

İSG derslerindeki bazı konuların, bu alanda uzman diğer akademisyen/çalışanlar tarafından verilmesinin dersi daha ilgi çekici kılacağı ve zenginleştireceği ileri sürülmüştür. Ders sorumlusu da böylece bu fırsatı lehine kullanabilir ve konu hakkındaki bilgi birikimini artırmaya dönük araştırmalar için zaman bulabilir. Diğer yandan, İSG derslerinin madencilik sektöründe kaydedilen teknolojik gelişmeleri içerecek biçimde düzenli olarak güncellenmesinin, genç maden mühendislerinin çalışma hayatına daha hazır olarak mezun olmasına destek olacağı görüşü ifade edilmiştir. Yine, derinlemesine görüşmelerde akademisyenler, maden mühendisliğine giriş için YKS sınavında baraj uygulaması anlamına gelen "nitelikli öğrenci kabulü" önerisinde bulunmuşlardır.

Akademisyenler, TSE standartlarına ücretsiz erişimin İSG derslerine olumlu katkı yapacağı görüşündedir. Üniversiteler TSE'ye, genellikle Kütüphane ve Dokümantasyon Daire Başkanlığı adına cüzi bir kurumsal üyelik ücreti ile abone olabilmekte ve tüm TSE standartlarına erişebilmektedir.

İSG derslerinin iyileştirme önerileri arasında ders saatlerinin artırılması da yer almıştır. Ders saatlerinde, dolayısıyla kredisindeki değişim, AKTS kredi yapısına etki edeceği için ders sorumlularının bu konuyu, bölüm/fakülte ders değerlendirme komitesine taşıması gerektiği düşünülmektedir.

Diğer bir öneri doğrultusunda kaza/olay yeri raporu hazırlama eğitimi verilmelidir. Ders sorumlularının bu konuyu bölüm ders değerlendirme komitesinde görüştükten sonra ders programına almasının önünde bir engel bulunmamaktadır.

İSG dersleri yanında tüm bölüm derslerinin dış paydaşlar tarafından değerlendirilmesinin, derslerin iyileştirilmesine pozitif katkı sağlayacağı düşünülmektedir. Sektör ve mezun temsilcileri ile YÖK/MÜDEK/ABET akreditasyonuna sahip bölümlerde görevli deneyimli akademisyenlerin kolektif görüşlerinin, derslerdeki gelişmeye açık yönleri detaylı biçimde tespit ederek, iyileştirme önerileri sağlayacağı muhakkaktır. Bu başlıktaki diğer bir öneri uyarınca akademisyenler, maden sektörü ile temasta kalmalıdır. Maden endüstrisindeki hâkim anlayış ileriye dönük planlamadan çok yasal zorunluluklar ya da işleyişi belirgin biçimde engelleyecek sorunlar ortaya çıktığında üniversitelere başvurmak, akademisyenlerin de bilimsel bir çalışma için gerekli veri toplamak ya da teknik gezi düzenlemek amacıyla maden işletmelerine başvurmak olsa da tarafların birbirine ihtiyacı ve desteği yadsınamaz.

Akademisyenler, alan derslerinin İSG bakış açısını da içerecek biçimde anlatılmasının, İSG derslerindeki zayıflıkları giderebileceğini beyan etmişlerdir. Bu uygulama Avustralya'daki maden mühendisliği bölümlerinde rutin biçimde sürdürülmektedir. İSG derslerinin iyileştirilmesi amacıyla madencilikte gelişmiş ülkelerdeki maden mühendisliği bölümlerinin İSG müfredatının benimsenmesi de önerilmiştir. Yukarıda birçok maddede bahsedildiği üzere ABD, Avustralya ve Kanada gibi ülkelerde lisans eğitim müfredatları, asal madencilik dersleri kadar madenciliğin çevreye, civar yerleşim birimlerine ve yeraltı sularına etkilerini hafifletecek ve oluşturulan atıkların idaresini konu alan derslerden oluşmaktadır.

İSG derslerinin başarı ölçümünde sınavlar yanında ödevler, projeler ve raporlardan faydalanılması ile öğrencilerin derslere aktif olarak katılmasının da sağlanacağı bildirilmiştir. Diğer bir görüşe göre ise çoğu maden mühendisliği bölümünde eğitim dili Türkçedir ve yabancı uyruklu öğrencilerin Türkçe bilgisi sorgulanabilir düzeyde kalabilmektedir. Akademisyenler, bu durumun derslerde yoğunlaşma kaybına neden olduğunu vurgulamışlardır. Bu husus üniversite yönetimleri ile paylaşılmalıdır.

Akademisyenlerin, Görev Yaptıkları Maden Mühendisliği Lisans Programlarında Verilen İSG Derslerinin Geliştirilmesi/Güncelleştirilmesi Hakkındaki Görüşleri

Akademisyenlerin, Bölümlerindeki İSG Derslerinin Geliştirilme/Güncelleştirme Yöntemleri Hakkındaki Görüşleri

Maden mühendisliği lisans programlarında verilen İSG dersleri en sıklıkla mevzuat değişiklikleri doğrultusunda güncellenmektedir. Bu durum, İSG ders içeriklerinde mevzuatın kapladığı yere işaret etmesi bakımından önem arz etmektedir. Akademisyenlerin bir bölümü, İSG derslerini ilgili bilimsel yayınları izleyerek de geliştirmekte ve öğrencilere kaynak olarak çok sayıda makale ve tebliğ önerilmektedir. Akademisyenler İSG derslerini; ISO, OHSAS, BSI, ILO, EU, ASTM, WHO, OSHA, TSE ve BSC gibi kurum/organ/enstitülerin yayınlarından faydalanarak da geliştirmektedir. İSG dersleri, ilgili konular üzerine hazırlanmış olan çalışma raporları, teknik rehberler, istatistikler, uzmanlık tezleri ile çevirilerden oluşan Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı (ÇSGB) yayınları da dikkate alınarak geliştirilmekte ve güncellenmektedir. Diğer yandan, bazı maden mühendisliği lisans programlarında verilen İSG ders içerikleri, o yıl derse kayıtlı öğrencilerin merak duyduğu ve öğrenmek istedikleri konular dönem başı anketleri ile alınarak, belirlenmektedir. Benzer şekilde, öğrencilerin staj ve saha deneyimlerinden alınan geri bildirimlerin de güncellemelerde kullanıldığı ifade edilmiştir. Madencilik sektöründe yaşanan büyük kazalar da bazı bölümlerdeki derslerin güncellenmesine yol açmaktadır. Bu kazaların resmi raporlarının yayımlanmasını takiben derslerde incelenmesinin öğrencilerin İSG dağarcıklarına büyük katkı yaptığı ifade edilmiştir.

İSG dersleri maden sektöründe kaydedilen teknolojik gelişmeler ile iş kazası ve meslek hastalığı istatistiklerinin ışığında da geliştirilmektedir. Başlangıç haftalarında sunulan kaza istatistikleri, güvenli çalışmanın önemine işaret eden çok güçlü deniz fenerleri olarak işlev görebilmektedir. Bununla birlikte, İSG derslerinin güncellenmesi ile ilgili zaman ya da yöntem bilgisinin bulunmadığı da akademisyen görüşleri arasında nadiren de olsa yerini almıştır.

Akademisyenler İSG derslerinin güncellenmesini zamana bağımlı olarak, akademik yıl/yarıyıl başlarında yapmaktadırlar. Güncelleme, ders sorumlusu tarafından münferiden, bölüm ders komisyonu ya da fakülte ders komisyonunda görüşüldükten sonra yapıldığı gibi akredite olmuş bölümlerde dış değerlendirme süreci sonunda gerekli görüldüğünde de yapılmaktadır.

Akademisyenlerin, Bölümlerindeki İSG Derslerinin Geliştirilme/Güncelleştirmesinde Madencilik Sektöründen Öneri Kabul Edilmesi Hakkındaki Görüşleri

Beyan edilen hemen tüm görüşler, ortak olarak madencilik sektörü temsilcilerinin görüşlerinin alınmasının İSG derslerinin geliştirilmesine olumlu katkı yapacağı yönündedir. Bununla birlikte bazı akademisyenler, ders güncelleme amaçlı olarak sektör temsilcilerinin görüşlerine başvurulduğu bildirmiş ancak görüş paylaşımı kapsamı detaylandırılmamıştır. Bazı bölümlerde sektörden ders güncellemesine dair görüşler, projeler ve/veya danışmanlıklar gibi üniversite-endüstri ilişkileri sonucunda alınırken, bazı maden mühendisliği bölümlerinin Maden Mühendisleri Odası ile işbirliği çerçevesinde düzenlediği etkinliklere katılan madencilik sektörü temsilcilerinin görüşleri alınmaktadır.

Diğer yandan, az sayıda akademisyen, sektörün işbirliği yapmayı önemsemediği görüşündedir. Maden mühendisliği bölümlerinin bulunduğu il ya da komşu illerde kurulu maden iş yeri temsilcileri herhangi bir

amaçla da olsa bölüme başvurmamaktadır. Buna karşın bazı lisans programlarındaki İSG dersleri, süreç/algoritma/donanımlarda kaydedilen güncel gelişmelerin paylaşıldığı kongre/sempozyum/çalıştay gibi bilimsel etkinliklerin çıktıları değerlendirilerek geliştirilmekte ve güncellenmektedir.

Akademisyenlerin, Bölümlerindeki Ders Güncelleme Komisyonlarında Madencilik Sektöründen Temsilci Bulunması Hakkındaki Görüşleri

Maden mühendisliği bölümlerinde ders güncellemeleri, sektör temsilcilerinin de katıldığı bir komisyon tarafından yapılmaktadır. Maden iş yerlerinde çalışanların sahip olması gereken nitelikler hakkında dış paydaşlar tarafından yapılan bilgi paylaşımının, bu gereksinimleri karşılayabilecek öğrenim çıktıları ile donatılmış İSG derslerinin oluşturulması bakımından önemli olduğu düşünülmektedir. Bununla birlikte diğer bazı bölümlerde ders güncelleme komisyonu olmamakla birlikte ders güncellemelerinde sektör temsilcilerinin kesinlikle yer alması doğrultusunda niyet beyanında bulunulmuştur. Öğrenci alımı durdurulan ve öğrenci envanteri büyük oranda zayıfladığı için ders güncellemelerinin yapılamadığı öngörülen bu bölümlerin, uygun koşullar oluştuğunda ders güncelleme komisyonlarını kurmaları ve dış paydaşlarını davet ederek periyodik toplantılar yapmalarının fayda sağlayacağı kanısı oluşmuştur.

Bazı bölümlerin kalite kurullarında dış paydaşlarla iletişim kurulmasının eğitim sürecine katkı sağlayacağı muhakkaktır ancak bu kurullardaki dış paydaşların genel endüstri temsilcileri olması halinde İSG derslerinde umulan yararın edinilemeyeceği de gözden kaçırılmamalıdır. Maden sektörüne dönük İSG konularının anlatıldığı derslere en büyük katkının maden sektörü temsilcilerinden sağlanabileceğinin hatırda tutulmasında fayda mülahaza edilmektedir. Keza, fakülte ders güncelleme komisyonları işlevsel ancak genel bakış açısına sahip organlardır ve çok sayıda fakülte derslerini formata dönük bakış açısıyla değerlendirmektedirler. Mesleğe yönelik İSG derslerinin geliştirilmesinde alan uzmanlarının ihtisasa dönük görüşlerine ihtiyaç vardır.

Maden Mühendisliği Lisans Programlarında Verilen İSG Derslerinin Daha Fazla İyileştirilmesi/Geliştirilmesine Dönük Diğer Görüşler

2015 yılında 2547 sayılı Yükseköğretim yasasında yapılan düzenleme ile maden mühendisliği bölümleri, eğitim müfredatlarını bir program çerçevesinde en az iki adet İSG dersi içerecek biçimde değiştirmeye başlamıştır. 2023 yılı itibariyle bölümlerin büyük bölümünde iki adet zorunlu İSG dersi verilmektedir. Tek İSG dersi veren diğer bölümler de ders programı güncelleme çalışmalarını sürdürmektedir. Bu bakış açısından, maden mühendisliği bölümlerinin İSG derslerini 8 yarıyıllık ders programlarına adapte etme süreci tamamlanma aşamasındadır. Ancak belirli maden mühendisliği bölümlerinde seçmeli İSG dersleri de sunulmaktadır. Aslında daha fazla İSG dersi vermenin önünde mevzuata dönük bir engel bulunmamaktadır. Bölümler, İSG ile ilgilenen akademisyenlerin sayısı, mevcut ders programındaki kredi kısıtlamaları ile yeni açılacak İSG derslerinin sürdürülebilirliğini göz önüne alarak ilave dersler hakkında karar vermelidirler.

İSG ile ilgilenen akademisyenlerden, uzmanlık alanları doğrultusunda tüm üniversitelerdeki öğrencilerin faydalanacağı şekilde dersler açmaları istenebilmelidir. Çevrimiçi ortamda yapılmak durumunda olan bu derslerin uygulamaları, dönem sonlarında akademisyenin görev yaptığı bölümde 1 haftalık süreye alınabilir. Bu dersler aşağıdaki konuları kapsayabilir: İSG mevzuatı (okuma ve yorumlama), Acil durum planlama ve yönetimi ile madenlerde tahlisiye, İSG yönetim sistemlerinin kurulması ve idaresi, Kök neden analizleri ve kaza/olay raporlandırma, İleri düzey risk analizi ve değerlendirmesi (nicel ve nitel yöntemleri içermelidir), Madencilik endüstrisinde teknolojik gelişmeler (emniyet bakış açısı ile), Madencilik endüstrisinde bilgisayar uygulamaları (emniyet bakış açısı ile), Çalışma ortamı gözleme ve raporlandırma (cihaz/donanım kullanımı bakış açısı ile).

Karar alma süreçlerindeki belirsizliği daha iyi kestirimlerle azaltarak desteklemek amacıyla kullanılan "büyük veri" analizi yöntemleri seçmeli dersler kapsamında alınabilir. Maden mühendisi adayı öğrencilerin yaz stajlarını düzenleyen yönergelerin; işletmelerde sürdürülen faaliyetler, makine-ekipman envanteri, işlet-

me-üretim yöntemleri, kaynak-rezerv durumu gibi daha çok üretime odaklı bakış açısından sıyrılıp, iş sağlığı ve güvenliğini de kapsayacak biçimde geliştirilmesi de önerilmiştir. Madencilikte gelişmiş ülke üniversitelerinde alan dersleri, İSG perspektifi ile verilmekte ve birçok maden mühendisliği lisans programlarında İSG dersleri verilmemektedir. İSG, öncelikle maden iş yerlerinin asal sorumluluğudur ve tüm çalışanlar sürece katkıda bulunmalıdır. İş yerlerinin İSG yönetim sistemleri çok güçlüdür ve katı çalışma yönergeleri ile bezenmiştir. Temel madencilik İSG eğitimleri devlete bağlı resmi kurumlarca ya da öğrencilerin ilk stajlarında maden işletmelerince verilmekte olup gerekli onay/sertifika alınmadığı durumlarda madenlere giriş yapılamamaktadır. Bu uygulamalar, maden mühendisliği bölümlerini ders müfredatı açısından rahatlatmış olup alan dersleri, bu bilgi kullanılarak İSG kavramları göz önünde tutularak işlenmektedir. Bu uygulama oldukça makul ve akılcıdır.

Uygulamalı eğitim için İSG laboratuvarlarının cihazlarla donatılması üzerinde fikir birliği oluşmuştur. Bu kapsamda kamu/özel maden iş yerlerinin envanterinde bulunan ve kullanım fazlası olabilen bu aparatlar talep edilebilir, İSG dersleri tüm fakülteye şamil olacak şekilde okutulduğu için Fakülte genel bütçesi kullanılarak ya da BAP birimine Fakülte altyapısını güçlendirme projesi başlığı altında proje önerisi yapılabilir ki Dekan/Müdürler bu materyalin edinilmesinin Fakülte için önemini BAP toplantılarında hararetle savunabilirler. Diğer yandan, gerek bilgisayar yazılımları gerek fiziksel materyaller, imalatçı/dağıtıcı firmalardan eğitim amacıyla kullanılmak üzere doğrudan istenebilir. Firmaların bu talepleri sıcak karşıladığı bilinmektedir.

Yine, İSG derslerinin, madencilik sektöründe kaydedilen teknolojik gelişmeleri içerecek biçimde düzenli olarak güncellenmesinin genç maden mühendislerinin çalışma hayatına daha hazır olarak mezun olmasına destek olacağı açıktır. Aslında, alan derslerinin bir bölümü olarak verilebilen ilgili alandaki teknolojik gelişmelerin, İSG derslerinde tekrarı bile fark oluşturacaktır. Bu bağlamda, madencilikteki teknolojik gelişmelerin maden makineleri sempozyum ve fuarlarına katılarak da izlenebileceği, öğretim elemanları yanında öğrencilere de bu olanakların sunulması önerilmiştir.

Akreditasyon süreci İSG derslerine olumlu etki etmektedir. Düzenli aralıklarla dış değerlendirmeye tabi tutulan ders sorumluları, dersin işlenişi bakımından diri ve dinamik kalmaktadır. Maden mühendisliği bölümlerinde ders güncellemeleri de sektör temsilcisi dış paydaşların katıldığı bir komisyon tarafından yapılmalıdır. Maden iş yerlerinde çalışanların sahip olması gereken nitelikler hakkında dış paydaşlar tarafından yapılan bilgi paylaşımının, bu gereksinimleri karşılayabilecek öğrenim çıktıları ile donatılmış İSG derslerinin oluşturulması bakımından önemli olduğu ifade edilmiştir.

Maden mühendisliği bölümlerindeki İSG ders sorumlularının periyodik aralıklarla ders içeriklerini tartışabildiği toplantı serileri düzenlenebileceği, böylece ders içeriklerinin, pratik uygulamaların ve teknolojik gelişmelerin tartışılabileceği bu etkinliklerin İSG dersleri için fayda sağlayabileceği öne sürülmüştür. Çok sayıda akademisyenin fiziksel ortamda buluşmasının getirebileceği muhtemel zamanlama ve maliyet sorunları da günümüzde sıklıkla başvurulan sanal oturumlar aracılığıyla giderilebilir. Son olarak, bir editör koordinatörlüğünde gönüllü maden mühendisi akademisyenlerin uzmanı oldukları konulardaki bölümleri yazmayı üstlendiği Madenlerde İş sağlığı ve Güvenliği ders kitabının hazırlanmasının faydalı olacağı ifade edilmiştir.

SONUÇLAR

Özellikle Madencilik Sektöründe İş Sağlığı ve Güvenliğinin Geliştirilmesi Projesi (MİSGEP) Teknik Destek Bileşeni altında gerçekleştirilen bir aktivite ile Türkiye'deki üniversitelerin maden mühendisliği bölümlerindeki mevcut İSG derslerinin geliştirilmesi ve bu bölümlerde okuyan mühendis adaylarının İSG alanında yeterli bilgi ve beceriyle daha donanımlı hale gelmelerini sağlamak amaçlanmıştır.

Maden mühendisliği lisans programlarında verilen İSG derslerinde genel eğilim kuramsal bilgi aktarımı yönündedir. İş sağlığı ve güvenliğinin çok boyutlu bir yaklaşıma sahip olmasından ötürü derslerde de bu durumu dikkate alacak biçimde birçok konu işlenmektedir. Böylece öğrencilerin geniş kapsamlı ancak yüzeysel

İSG bilgisi ile donatıldığını düşünmek hatalı olmayacaktır. Ancak maden mühendislerinin asal olarak maden iş yerlerinde görev yapacağı/yapması gerektiği bilinci ile İSG derslerinde maden iş yerlerini daha yakından ilgilendiren bilgi aktarılması ve derslerin, önceki bölümlerde tekraren bahsedildiği üzere İGUların maden iş yerlerindeki görev ve sorumlulukları dikkate alınarak uygulamalı olarak işlenmesi yerinde olacaktır.

İSG ile ilgilenen akademisyen sayısı maden mühendisliği bölümleri arasında büyük değişiklik göstermektedir. Lisans düzeyindeki İSG derslerinin 1 ya da 2 öğretim üyesi tarafından verildiği ve hemen her akademisyenin uzmanlık alanlarının farklı olduğu göz önüne alındığında bölümdeki diğer akademisyenlerin bilgi birikimi ve deneyimlerinden faydalanmak üzere bölüm içi ve özellikle bölüm dışı seçmeli İSG dersleri açmaları teşvik edilebilir. Maden mühendisliği bölümleri arasında koordinasyon sağlanarak seçmeli İSG derslerinin çevrimiçi ortamda verilmesi için düzenleme yapılabilir.

TEŞEKKÜR

Bu önemli çalışmanın gerçekleştirilmesinde sağladıkları finansal destek nedeniyle Avrupa Birliği Mali Destek Programına, ayrıca teknik ve lojistik konulardaki değerli katkıları için Türkiye Cumhuriyeti Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı ile İş Sağlığı ve Güvenliği Genel Müdürlüğüne ve WYG Consulting firmasına içtenlikle teşekkür ederiz. Bu destekler olmadan, çalışma başarılı şekilde tamamlanamazdı.

KAYNAKLAR

MİSGEP, (2023). Özellikle madencilik sektöründe iş sağlığı ve güvenliğinin geliştirilmesi için teknik destek (MİSGEP) projesi, Aktivite 4.2: Maden mühendisliği bölümleri iş sağlığı ve güvenliği (İSG) müfredatı değerlendirme raporu (Final rapor).

BİR SERAMİK KARO FABRİKASINDA BAZI ORTAM ÖLÇÜMLERİNİN İSG AÇISINDAN DEĞERLENDİRİLMESİ

EVALUATION OF CERTAIN ENVIRONMENTAL MEASUREMENTS IN TERMS OF OCCUPATIONAL HEALTH AND SAFETY IN A CERAMIC TILE FACTORY

A. Uçar[1,*], A. Genç

[1]Dumlupınar Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü
*(*Sorumlu yazar: ali.ucar@dpu.edu.tr)*
[2]Bien Seramik

ÖZ

İş kazalarının önlenebilmesi, sektörde var olan ve meydana gelebilecek tehlikelerin doğru tespitiyle mümkün kılınabilir. Bazı tehlikeler ise ancak ortam ölçümleri ile belirlenebilir. 1067 çalışanı olan bir seramik karo işletmesinde, kazaların önlenmesi, üretim veriminin artırılması ve daha konforlu çalışma şartlarının sağlanması için işletmede toz ve gürültü ortam ölçümleri yapılmış ve ortaya çıkan tehlike ve riskler belirlenmiştir. İşletmede iç ortam toz ölçümlerinde 23 noktanın 7'sinde sınır değerin aşıldığı ve 7 mg/m^3'nin üzerinde toz oranı tespit edilmiştir. 32 çalışan üzerinde ölçülen kişisel maruziyet solunabilir toz ölçümlerinde ise sınır değer aşılmamış, fakat 7 **çalışanda sınır değere yakın (4,5 mg/m^3**'ün üzerinde) değerler elde edilmiştir. Yine aynı çalışanlar üzerinde ölçülen kişisel maruziyet serbest silis değerlerininde **sınır değerlerini aşmadığı tespit edilmiştir.** 79 çalışan üzerinde yapılan gürültü ölçümlerinde en düşük maruziyet eylem değerinin (80 dB(A)) 33 noktada aşıldığı, En yüksek maruziyet eylem değerini (85 dB(A)) aşan 8 bölüm olmakla birlikte bunlardan 4 bölümün maruziyet sınır değerini (87 dB(A)) de aştığı tespit edilmiştir.

Anahtar Kelimeler: Seramik Sektörü, toz ve gürültü ortam ölçümleri.

ABSTRACT

Preventing such accidents requires accurately identifying existing and potential hazards in the sector. Some hazards, however, can only be detected through environmental measurements. In a ceramic tile facility employing 1,067 workers, dust and noise measurements were carried out to prevent accidents, increase production efficiency, and ensure more comfortable working conditions. The resulting hazards and risks were identified and evaluated. Indoor dust measurements revealed that the threshold limit was exceeded at 7 out of 23 measurement points, with dust concentrations above 7 mg/m³. Personal exposure measurements for respirable dust were conducted on 32 employees. While the threshold limit was not exceeded in any of these cases, 7 employees were found to have values close to the limit (above 4.5 mg/m³). Furthermore, personal exposure levels to free silica among the same group were found to be within acceptable limits. Noise exposure measurements conducted on 79 employees showed that the lower exposure action level (80 dB(A)) was exceeded at 33 locations. Eight departments were found to exceed the upper exposure action level (85 dB(A)), and in four of these departments, the exposure limit value (87 dB(A)) was also surpassed.

Keywords: Ceramic Industry, Dust and Noise Measurements

GİRİŞ

İş sağlığı ve güvenliğinin nihai amacı risk ve tehlike oluşturan unsurları herhangi bir güvensiz duruma meydan vermeden önce bertaraf etmektir. Tehlikelerin ve risklerin yok edilmesi ya da kabul edilebilir seviyelere indirilmesi güvensiz olayların meydana gelmesini önüne geçecek, yaşanacak zarar, can ve maddi kayıpların oluşması engelleyecektir (Yılmaz, 2019). Dünyada ve ülkemizde sanayinin hızlı ve kontrolsüz bir şekilde gelişmesinin negatif yönü olarak işçilerin sağlığı ve güvenliğinin ciddiye alınmamasıdır (Medeni, 2014). Firmalarda oluşan iş kazaları ve meslek hastalıkları çalışan kaybına, ekonomik zararlara, ürün kaybına, motivasyonun düşmesine, verimliliğin azalmasına sebebiyet vermektedir. (Medeni, 2014; Hüsrevoğlu, 2019). Dünya Sağlık Örgütü (DSÖ) ve Dünya Çalışma Örgütleri (ILO) meslek hastalığını ifade ederken; çalışanın iş hayatı nedeniyle meydana gelen veya yaptığı iş ile alakalı olan zarar veren ögeler ve bu zarar veren öğelerle çalışan ve vücut bütünlüğü arasında, yani çalışan kişi ile işe özgü bir sebep sonuç ilişkisi oluşturan hastalık kümelerini ifade edilmektedirler (Ulutaş, 2019).

Seramik karolar, yer ve duvar kaplama gereçleri madencilik yöntemleri ile elde edilen kil, kaolen, kuvars ve feldspat gibi hammaddelerin belirli oranda tane boyutları küçültülerek daha sonra bir harman yapılmak suretiyle bir kalıp haline dönüştürülen akabinde fırında yüksek sıcaklıklarda pişirilmesi ile elde edilen malzemelerdir (Alp, 2005; ÇSGB, 2021; TSF, 2021; Biçer ve Yalçın, 2007.

Seramik karo üretim sektöründe en başından en sonuna kadarki üretim aşamasında ve diğer yardımcı işlerde iş kazasına ve meslek hastalığına sebebiyet veren fiziksel, kimyasal, elektriksel, ergonomik, mekanik vb. birçok etken bulunmaktadır. Seramik sektöründe en çok karşılaşılan meslek hastalıkları listesindeki ilk sırada bulunan toza bağlı solunum sistemi hatalıkları %37,32 ye tekabül etmektedir. (Akdeniz, 2016; SGK, 2025; EU, 2007). Kimyasal risk etmenlerinden biri olan toz; Uluslararası Standartlar Teşkilâtına (ISO 4225, 1994) göre, 75 mikrondan küçük, bir süre havada asılı kalabilen daha sonra kendi ağırlığıyla düşen katı partiküller olarak tanımlanmaktadır. (ÇSGB, 2021). Seramik hammaddelerinden kaynaklanan tozlar solunum yollarına girebilmektedir. Solunum yollarına giren 0,5 – 5 µm arasındaki hammadde tozları çeşitli yapısal özellikleri nedeniyle sağlık sorunları oluşturabilmektedir. (ÇSGB, 2021; Andrew vd. 2012; WHO, 1999; Cotes ve Steel, 1987).

Gürültü, sanayi ortamında, en sık rastlanan sağlık riski olan faktörlerden biridir. Hemen hemen tüm atölyelerde ve fabrikalarda, çoğunlukla da sağlık açısından tehlike eşiğini de geçecek düzeyde yaygın olarak karşımıza çıkmaktadır. (Sabuncu, 1997 Uçar, 2019). Gürültü denetimi çalışmalarında en yaygın olarak kullanılan A ağırlıklı ses düzeyleri, işitme sisteminin düşük yoğunluktaki seslere karşı davranışını temel almaktadır (Yazıcı, 2007).

Bu çalışmanın amacı, 1067 çalışana sahip çok tehlikeli iş kollarından biri olan seramik karo üretiminde faaliyet gösteren bir tesiste üretim süreçlerinde oluşabilecek toz ve gürültü risk faktörlerinin belirlenerek mevcut durumun ortaya konulması, gerekli tedbirleri önceden alarak meslek hastalıkları riskini azaltmak, üretim verimliliğini artırmak, çalışanlara rahat ve konforlu çalışma şartlarını sağlamaktır.

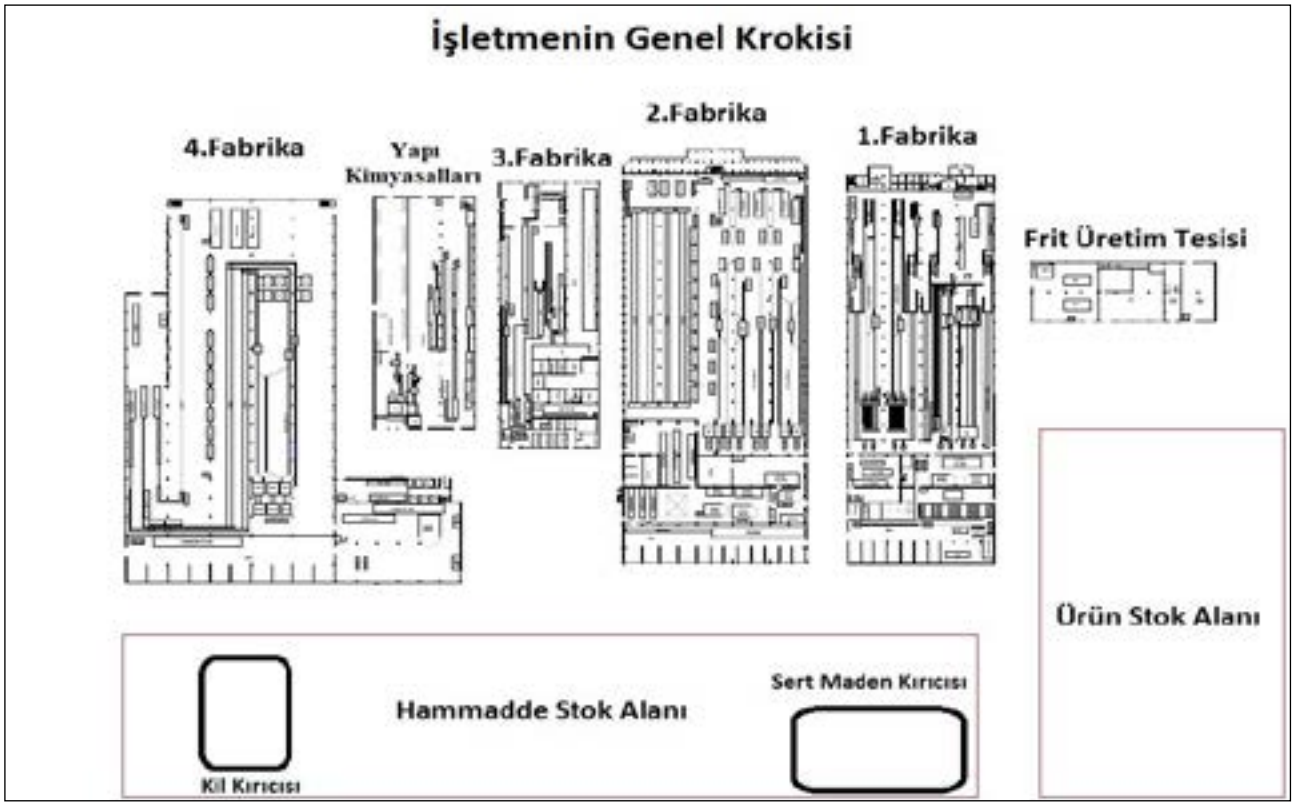
1. MATERYAL VE METOT

Ülkemizde devletin yayınladığı istatistiki verilere göre iş kazası sayılarının oldukça fazla olması, bunula beraber maddi ve manevi kayıpların işletmeler ve çalışanlar açışından vahim sonuçlarının bulunması ve meslek hastalığı riskinin de her sektörde mevcut olduğunun tespiti ile de iş sağlığı ve güvenliğinin doğru ve düzenli yönetilmesi ile giderileceği sonucunu doğurmuştur.

2. Materyal

İç Anadolu bölgesinde faaliyet gösteren ve yaklaşık olarak 140 000 m² kapalı alanı olan ve yılda 25 Milyon metrekarelik seramik karo üretimine gerçekleştirebilme kapasitesine sahip, toplan çalışan personel sayısı 1000 üzerinde olan, seramik karo üretimi dışında frit ve yapı kimyasalları gibi malzeme üretimi yapan tesisleri de buluna bir seramik karo işletmede çalışmalar gerçekleştirilmiş ve materyal olarak seçilmiştir.

Çalışmanın yapıldığı seramik karo tesisinde temel olarak doğadan madencilik yöntemleri ile üretilen kil, kaolen, kuvars ve feldispat vb. hammaddeler zenginleştirilerek veya zenginleştirilmeden belirli oranlarda karıştırılarak oluşturulan reçete, bilyalı değirmende belirli tane boyutlarına ufalanır ve elde edilen çamur belli oranlarda kurutularak preslenir. Daha sonra sırlanarak veya sırsız olarak pişirilerek ve seramik karo üretimi sağlanmaktadır. En sonunda kalite kontrol işlemlerinden sonra piyasaya sunulur (EU, 2007; STB, 2015).



Şekil 1. İşletmenin genel planı

İşletmede kuru olarak yapılan her işlemde toz salınımı olmaktadır. Gürültü ise hemen hemen tesisin haraket eden çalışan makine ve ekipmanların bulunduğu her yerde oluşmaktadır.

Genel krokisi Şekil 1'de verilen işletmede, hammadde stok sahası, hammadde hazırlama, 1, 2, 3 ve 4 nolu fabrikalar, Yapı kimyasalları, frit üretim tesisi ve ürün stok alanları bulunmaktadır. İşletmedeki toplam çalışan sayısı ise 1067 dir.

3. Metot

İş kazalarının analiz edilmesi, tehlikelerin ve akabinde risklerin belirlenebilmesi için işletmede ortam ölçümlerinin yapılması gerekmektedir. Bu amaçla 2017-2020 yılları arasında toz ve gürültü ortam ile kişisel maruziyet ölçümleri yapılmıştır.

1.2.1. Toz Ölçümleri

Toz ölçümleri yapılırken 05/11/2013 tarih ve 28812 sayılı Resmi Gazetede yayımlanarak yürürlüğe giren Tozla Mücadele Yönetmelik (TMY) maddeleri esas alınmıştır. İşletmede yapılması gereken ölçümler için İş Hijyeni Ölçüm ve Analizleri Ölçme Stratejisi Belirleme Formu ile İç Ortam ve Kişisel Maruziyet Toz Ölçümlerinde numune alma yöntemiyle HSE/MDHS 14/3:2000 metoduna göre Zambellli EGO PLUS marka TT-PF 11221 model cihaz kullanılarak yapılmıştır. İç Ortam Kişisel Maruziyet Silis Ölçümlerinde ise Numune Alma ve Infrared Spektrofotometri (FTIR) ile Tayin ve HSE MDHS 101:2005 metodu kullanılmıştır.

1.2.2. Gürültü Ölçümleri

Bu çalışmada, 28/07/2013 tarihli ve 28721 sayılı Resmi Gazete'de yayımlanan 'Çalışanların Gürültü İle İlgili Risklerden Korunmalarına Dair Yönetmelik'te bulunan hükümler ve değerler ile İSG kanunları göz önüne alınmıştır. TS 2607 ISO 1999:2005 standartlarında tanımlandığı gibi 8 saatlik çalışma gününe normalize edilmiş, maruz kalınan gürültü seviyesini ifade eden Günlük gürültü maruziyeti (Lex, 8 saat) (dB(A) re.20 µPa) (Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı Gürültü Yönetmeliği Madde–4.b). Gürültü ölçümleri CIRRUS marka, doseBadege Reader model, 76302 seri numaralı Ses Kalibratörü ile aynı marka RC:110A model 76302/ Mikrofon:CA 9466 seri numaralı Gürültü Dozu ölçer ile yapılmıştır.

4. BULGULAR VE TARTIŞMA

İş yerlerinde üretimin vazgeçilmez bir parçası olarak ortaya çıkan risk faktörleri insan sağlığını olumsuz yönde etkilerler.

5. İşletmede Yapılan Toz Ölçümleri, Etkileri ve Önlemler

Kimyasal risk faktörlerinden biri olan toz çeşitli işlemler sonucu oluşur ve havada askıda kalarak işçilerin solunumuyla çeşitli akciğer hastalıklarına neden olurlar. Çalışma ortamlarında toz konsantrasyonları solunabilir sınır değerlerde tutularak hastalığın oluşumuna engel olunabilir. Seramik üretim işlemleri sırasında da, uygulanan kırma ve öğütme, eleme, kurutma, pişirme, stoklama, besleme ve nakliye işlemleri sonucunda, önemli ölçüde partikül madde meydana gelmektedir. Bu nedenle, ortam tozu ve toz maruziyetinin ölçümleri büyük önem taşımaktadır.

İşletmede sırasıyla, iç ortam toz ve silika, kişisel maruziyet toz ve silika ölçümleri yapılmış ve ölçüm sonuçları Çizelge 1 - 4'de verilmiştir. Tesiste 23 noktada iç ortam toz ölçümleri yapılmıştır. İç ortam toz ölçüm sonuçları **Çizelge 1**'de verilmiştir (Basınç: 101 kPa, Sıcaklık: 25 ^{0}C, Nem: %53 civarında). **Çizelge 1**'de görüldüğü gibi **işletmede** genel olarak masse hazırlama, 1., 2., ve 4. Fabrika bölümlerinde sır hazırlama ve bantlarda toz oranları sınır değerleri aşılarak 7 mg/m^3'ün üzerine çıkmıştır.

Çizelge 1. İç ortam toz ölçüm sonuçları

Sıra No	Ölçüm **Yapılan Bölüm**	Ölçülen **Değer (mg/m³)**
1	Sevkiyat Ofisi	1,79
2	Hammadde Stok Sahası	3,58
3	Masse Hazırlama	7,25
4	1. Fabrika Fırınlar	3,54
5	1. Fabrika Presler	1,37
6	1. Fabrika Sır Hazırlama	7,14
7	1. Fabrika Sırlama Bantları	7,00
8	1. Fabrika Frit Üretim Tesisi	6,69
9	2. Fabrika Fırınlar	1,91
10	2. Fabrika Sırlama Bantları	7,65
11	2. Fabrika Presler	2,31
12	2. Fabrika Sır Hazırlama	7,35
13	2. Fabrika Masse Hazırlama	3,50
14	3. Pişirim Sırlama	3,97
15	3. Pişirim Fırınlar	2,23
16	Polisaj	1,31

Çizelge 2. Kişisel maruziyet solunabilir toz ölçüm sonuçları

Sıra No	**Personelin Görevi ve Proses Tanımı**	Ölçülen **Değer TWA (mg/m³)**	**TMY Sınır Değeri (mg/m³)**
1	Sevkiyat/ Forklift Oprt.	4,50	5
2	Hammadde/ Kırıcı Oprt.	3,77	5
3	Hammadde/ Kırıcı Oprt.	4,62	5
4	Hammadde/ Saes Oprt.	3,08	5
5	Masse Hazırlama/ Masse Oprt.	3,03	5
7	Masse Hazırlama/ Masse Oprt.	4,54	5
8	1. Fabrika Presler/ Pres Oprt.	2,83	5
9	1. Fabrika Presler/ Pres Oprt.	3,82	5
10	1. Fab. Sırlama Bantları/ Oprt.	2,01	5
11	Frit Üretim Tesisi/ Frit Pers.	3,40	5
12	2.Fab. Paketleme/ Paketleme Pers.	2,47	5
13	2.Fabrika Fırınlar/ Fırın Operatörü	2,04	5
14	2.Fabrika Sırlama Bandı Operatörü	4,84	5
15	2. Fabrika Sır Hazırlama/ Pers.	4,16	5
16	2. Fabrika Masse Hazırlama/ Oprt.	1,82	5
17	3.Pişirim Sır Hazırlama Operatörü	4,60	5
18	3. Pişirim Fırınlar Operatörü	4,96	5
19	Polisaj/ Polisaj Pers.	3,76	5
20	Yapı Kimyasalları Personeli	2,89	5

Tesiste kişisel maruziyet solunabilir toz ölçümleri, toz seviyesi yüksek olan bölgelerde çalışan 32 personel üzerinde yapılmış ve düşük olanlar burada verilmemiştir. Ölçüm yapılan personeller ve ölçüm sonuçları Çizelge 2'de verilmiştir. Ölçüm sonuçları incelendiğinde toz oranlarının sınır değerini aşamadığı görülmektedir. Fakat en yüksek toz ölçüm değerlerinin yine hammadde, masse ve sır hazırlama, fırın ve bu bölgedeki nakliye işlerinde çalışanlarda oluştuğu belirlenmiştir.

Tesiste 23 noktada iç ortam Serbest Silis (Kuvars Silika) ölçümleri yapılmıştır. Ölçüm sonuçları Çizelge 3'da verilmiştir. İç ortam Serbest Silis (Silika) ölçümleri ile ilgili ulusal ve uluslararası standartlarda herhangi bir sınır değer olmadığından dolayı sonuçlar risk değerlendirmeleri için envanter oluşturması için verilmiştir.

Tesis bölümlerinde kişisel maruziyet Serbest Silis (Silika) ölçümleri, Silis (Silika) seviyesi yüksek olan bölgede çalışan 32 personel üzerinde yapılmıştır. Ölçüm yapılan personeller ve ölçüm sonuçları Çizelge 4'de verilmiştir. Kişisel maruziyet Serbest Silis (solunabilir) sınır değeri Tozla Mücadele Yönetmeliği (ÇSGB, 2013) Ek-1 "Özelliği Olan Kayaç veya Mineraller Maruziyet Eşik Sınır Değerleri" tablosunda verilen hesaplamaya göre belirlenmiştir. Bu kapsamda ölçümü yapılan personellerde tespit edilen "Özel Tozların" Tozla Mücadele Yönetmeliği'ne (TMY) göre hesaplanan solunabilir serbest silika konsantrasyonunun belirtilen sınır değerleri aşmadığı tespit edilmiştir.

Çizelge 3. İç ortam toz ve silika ölçüm sonuçları

Sıra No	Ölçüm Yapılan Bölüm	İç Ortam Toz Ölçülen Değer (mg/m^3)
1	Sevkiyat Ofisi	0,012
2	Hammadde Stok Sahası	0,010
3	1. Fabrika Sır Hazırlama	0,016
4	1. Fabrika Sırlama Bantları	0,017
5	1. Fabrika Frit Üretim Tesisi	0,022
6	2. Fabrika Sırlama Bantları	0,021
7	2. Fabrika Sır Hazırlama	0,021
8	2. Fabrika Masse Hazırlama	0,022
9	3. Pişirim Fırınlar	0,002
10	3. Pişirim Presler	0,122
11	4. Fabrika Masse Hazırlama	0,018
12	4. Fabrika Sır Hazırlama	0,014
13	4. Fabrika Presler	0,009
14	4. Fabrika Sırlama Bantları	0,011
15	4. Fabrika Paketleme	0,010

Çizelge 4. Kişisel maruziyet serbest silis (silika) ölçüm sonuçları

Sıra No	Personelin Görevi ve Proses Tanımı	Ölçülen Değer TWA (mg/m^3)	TMY Solunabilir Silika	
			Sınır Değeri (mg/m^3)*	$\%SiO_2$ Değeri
1	Hammadde/ Kırıcı Oprt.	0,103	0,490	18,421
2	Masse Hazırlama/ Masse Oprt.	0,085	1,595	4,269
3	1. Fabrika Presler/ Fırın Oprt.	0,032	1,609	4,216
4	1. Fab. Sır Hazırlama/ Fırın Oprt.	0,049	0,884	9,317
5	1. Fab. Sırlama Bantları/ Oprt.	0,108	0,589	14,978
6	2. Fabrika Fırınlar/ Fırın Oprt.	0,014	1,551	4,448
7	2. Fabrika Sır Hazırlama/ Pers.	0,119	2,209	2,527
8	3. Pişirim Presler/ Pres Oprt.	0,109	1,310	5,632
9	3. Pişirim Fırınlar/ Fırın Oprt.	0,008	1,707	3,857
10	Polisaj/ Polisaj Personeli	0,063	0,736	11,591
11	Yapı Kimyasalları Personeli	0,098	1,073	7,321
12	4. Fabrika Masse Hazırlama/ Pers.	0,012	1,695	3,900
13	4. Fabrika Sır Hazırlama/ Pers.	0,038	1,081	7,247
14	4. Fabrika Sırlama Bandı/ Pers.	0,122	2,102	2,758
15	4. Fabrika Fırınlar/ Oprt.	0,026	0,596	14,778

*Solunabilir toz sınır değeri =(10 mg⁄m^3)/(%SiO_2+2) formülünden hesaplanmıştır.

Çizelge 4'den silis ölçüm değerlerinin hesaplanan sınır değerlerinden düşük olduğu görülmektedir. Yüksek silis değerlerin yine hammadde hazırlama bölümlerinden kaynaklandığı belirlenmiştir. Kişisel maruziyet $\%SiO_2$ değeri %18,421 olarak en yüksek hammadde kırıcı operatöründe daha sonra %14,978 olarak sırlama bantları operatöründe, %14,778 olarak fırınlar operatöründe ve %11,591 olarak da polisaj bölümü operatöründe olduğu tespit edilmiştir. Her ne kadar ölçülen silis değerleri sınır değerlerinin altında kalmış olsa da, bu oranların artması ve uzun süre maruziyet silikoz ve akciğer rahatsızlıklarından ayrı olarak akciğer kanserinin ilerlemesine, bağışıklık sisteminin zayıflamasına ve kronik böbrek rahatsızlıklarına sebep olmaktadır. Kristal silisin sınır değer konsantrasyonlarına yakın konsantrasyonlarda toza maruz kalmak kişileri akciğer rahatsızlıklarına karşı risklerden korumamaktadır. Bu yüzden en iyi korunma yöntemi silis konsantrasyonlarını düşürmektir (Macıejewska, 2014).

Her ne kadar toz değerleri sınır değerlerin altında olsa da bazı yerlerde sınır değerlerine yaklaştığı belirlenmiştir. Bu nedenle işletmede ortamda uygun aspirasyon ve sulu yöntemler gibi önlemler alınmış fakat bunlar yeterli olmadığı için çalışanların FFP2 ve FFP3 standartlarında toz maskeleri kullanmaları sağlan-

mıştır. Fakat yinede görüşün bozulmasından kaynaklanan tehlikelerin ve kazaların azaltılmasını sağlamak ve oluşan tozların, ekipmanlara verebileceği zararları ortadan kaldırmak için daha farklı önlemler alınmalıdır. Toz öncelikle kaynağında giderilmelidir. Kırma eleme tesisinde toz kaynağı olan her bir ünitenin (bunker, kırıcılar, elekler, bantlar) kapalı ortam içerisine alınması gerekmektedir. Kapalı ortam içerisine alınan ünitelere toz indirgeme sistemi kurulmalıdır. Kurulan toz indirgeme sistemleri tek bir kumandadan yönetilerek, tesisin çalıştırılması ile birlikte aynı anda devreye girecek şekilde dizayn edilmelidir. Tesis içi yollar toprak olmamalı. Taşıma arçlarının üzeri branda ile örtülmeli ya da malzeme nemlendirilmelidir. Bütün toz toplama ünitelerinin periyodik bakım ve temizliği yapılmalıdır.

Çizelge 5. Gürültü ölçümü yapılan kişi bilgileri ve ölçüm sonuçları

Nokta	**Kişinin Bulunduğu Bölüm/Proses**	Ölçüm **Sonucu TWA (Lex8h) (dBA)**	Ölçüm **Sonucu (dBC)**
1	2.Fabrika Presler 1- 2	80.4	145.7
2	2.Fabrika Presler 5 - 6	78.9	143.2
3	2.Fabrika Masse Haz. Değirmen	87.2	140.0
4	2.Fabrika Sırlama Bantları 1-2	81.4	143.2
5	2.Fabrika Paketleme-1	83.2	140.1
6	2.Fabrika Sırlama Banları 5-6	74.9	134.0
7	2.Fabrika Paketleme-2	84.4	130.9
8	2.Fabrika Sır Hazırlama-2	87.4	141.2
9	3.Pişirim Pres 1-2	86.4	141.5
10	3.Pişirim Pres 3	79.6	140.2
11	3.Pişirim Trim Hatti-1	78.1	142.9
12	3.Pişirim Trim Hatti-2	81.9	139.4
13	3.Pişirim Paketleme-2	78.5	126.4
14	3.Pişirim Modern Paketleme-2	81.6	142.6
15	3.Pişirim Kesme-1	80.8	138.1
16	Yapı Kimyasalları-Meydan	82.5	140.7
17	4.Fabrika Masse Haz.-2	83.9	129.9
18	4.Fabrika Pres-1	80.0	129.8
19	4.Fabrika Pres-3	79.8	132.8
20	4.Fabrika Sır Haz.-1	79.5	132.3
21	4.Fabrika Sır Haz.-2	79.0	138.1
22	4.Fabrika Sırlama Bantı-1	82.4	135.3
23	4.Fabrika Sırlama Banttı -2	80.0	132.4
24	4.Fabrika Fırınlar Giriş	80.8	141.7
25	4.Fabrika Fırınlar Çıkış	79.8	143.9
26	4.Fabrika Parlatma	79.8	145.8
27	4.Fabrika Paketleme-1	81.2	137.3

30	4.Fabrika Elek Hazırlama	77.1	140.9
31	Aritma-1	83.4	130.9
32	Aritma-2	80.6	143.0
33	Forklift Oprt. -1 (Sevkiyat)	77.9	126.0
34	Forklift Oprt. -2 (Sevkiyat)	79.1	135.5
35	Numune Ambari-1	78.6	139.0
36	Numune Ambari-2	83.1	133.2
37	Kimya Laboratuvar-1	77.4	137.0
38	Palet Aktarma	82.2	143.2
39	Palet Tamir	74.8	134.9
40	Kamyon Operatörü	82.0	136.5
41	Fabrika 1-2 Arası Kuru Kareleme	77.6	141.6
42	Kepçe Operatörü-2	85.0	132.9
43	Hammadde Boxlar	74.7	124.5
44	Sert Kırıcı	75.2	141.7
45	1.Fabrika Çamur Hazırlama	72.6	140,7
46	1.Fabrika Pres-1-2	85.0	129,4
47	1.Fabrika Sırlama Bant 5-6	85.4	141,2
48	1.Fabrika Fırın Çıkış - 1	76.5	140,8
49	1.Fabrika Fırın Çıkış - 2	84.7	135,2
50	1.Fabrika Barkod	79.6	137,2
51	1.Fabrika Fırın Çıkış - 3	84.7	135,2
52	1.Fabrika Fırın Giriş - 3	84.5	141,5
53	1.Fabrika Kalite Ayrım	83.0	133,4
54	1.Fabrika Paketleme	84.8	136,2
55	1.Fabrika Sır Hazırlama	90.2	142.2

6. İşletmede Yapılan Gürültü Ölçümleri, Etkileri ve Önlemler

Kişisel bazda gürültü etkisinin belirlenmesinde önemli bir görev üstlenen dozölçerler cihaza kısa bir kablo ile bağlı bir mikrofon ile donatılmış olup, küçük ve hafif olmaları nedeniyle, günlük çalışma süresi boyunca taşıyan kişiye rahatsızlık vermeden ve çalışma fonksiyonlarına engel olmadan kişinin aldığı gürültü dozunu belirlerler. Mikrofon kulağa yakın bir konumda, örneğin gömlek yakası üzerine iliştirilmiş şekilde ölçüm yapılır (Çalışkan, 2004).

Tesiste 8 saat maruz kalınan gürültü seviyesi değerleri yapılan gürültü ölçümüyle belirlenmeye çalışılmıştır. İşletmede farklı bölümlerde çalışan toplamda 79 çalışanda kişisel maruziyet gürültü ölçümleri gerçekleştirilmiştir. Yapılan ölçüm sonuçları Çizelge 5'de verilmiştir. Değerlendirme sonucunda ölçüm yapılan bölümlerde kişisel maruziyet gürültü "Maruziyet sınır değeri: "peak = 140 dB(C) Lex," değerinin 34 noktada "8h = 87 dB(A)" değerinin 4 noktada aşıldığı görülmüştür (Çizelge 5).

Çizelgeden görüldüğü gibi işletmenin hemen hemen her bölümünde en düşük maruziyet etkin değeri (80 dB(A)) aşılmıştır. En yüksek maruziyet eylem değerini (85 dB(A)) aşan 8 bölüm olmakla birlikte bunlardan 4 bölümün maruziyet sınır değerini de aştığı tespit edilmiştir. İşletmede maruziyet sınır değerini aşan bölümler, 2. Fabrika masse ve sır hazırlama, 1. Fabrika masse ve sır hazırlama bölümleri olup bu yüksek gürültüye neden olan kaynaklar bu bölmelerde çalışan değirmenler, hava diyaframlı pompalar ve hidrolik yağ ile çalışan çamur pompalarıdır.

Seramik tesisinde mazuriyet etkin değerinin aşıldığı bölümlerde olan bu gürültü kaynaklarının gürültü seviyesini azaltmak için planlı bakımlar yapılmakta fakat bunların gürültü seviyesini yeterli düzeylere düşürememesi nedeniyle çalışanların Çam ve Manşon tipi kulak koruyucularının kullanılması sağlanmaktadır.

Bu risk faktörlerini önlemenin bir yolu da proaktif bir yaklaşım olan risk analizidir. Buna göre riskler ortadan kaldırılabilir veya en aza indirilebilir. Bu risk faktörlerinden toz için 5x5 matris, FMEA ve Fine Kinney metotları kullanılarak örnek bir risk analizi yapılmış ve aşağıda görüldğü gibi sonuçlar elde edilmiştir;

Her üç yönteme göre "Toz için önlem alınmaması" tehlikesi değerlendirilirken tozun meslek hastalığı yapabileceğinden şiddet parametresi olan bu değere 5x5 Matris yönteminde 4, Fine Kinney yönteminde 15 ve FMEA yönteminde ise 6 verilmiştir. Olasılık parametresi belirlenirken toza maruziyetin hammadde stok sahasında çok olması sebebiyle üç yöntemde de hastalık meydana getrime ihtimali yüksek olması sebebiyle sırasıyla 5x5 L Tipi Matris yönteminde 5, Fine Kinney yönteminde 10 ve FMEA yönteminde ise 10 değerleri belirlenmiştir. Fine Kinney yönteminde ilave olarak frekans değeri olarak tehlikeye maruz kalma tekrarı olarak 10 değeri verilmiştir. FMEA yönteminde fark edilebilirliğin bu tehlikede yapılan ortam ölçümlerinde tespit edilebilmesi yönüyle 3 değeri verilmiştir. Bu değerlerden çarpanların çıkardığı sonuçlara göre risk öncelik sıralaması ise Fine Kinney yönteminde birinci öncelik değerini verirken, 5x5 L Tipi Matris ve FMEA yöntemlerinde ikinci öncelikli sonuçlarını vermiştir. Seramik sektöründe tozun meslek hastalığı yaptığı biliniyor olması ve sektörde birinci öncelik sıralamasına koyulması sebebiyle burada en efektif sonucu bize Fine Kinney yöntemi vermiştir (Genç, 2021).

SONUÇLAR VE ÖNERİLER

Seramik üretimi sırasında ciddi derecelerde insan ve çevre sağlığını ve üretimi olumsuz olarak etkileyen birçok risk etmeni bulunmaktadır. Fakat günümüz koşullarında seramik üretiminin gerçekleştirilmesinde bilimsel, teknik, sosyal ve hukuksal kriterler uygulanırsa bu etmenler en aza indirilebilecektir. İş kazalarının ve özellikle meslek hastalıklarının önlenmesi veya en aza indirilmesinin bir yolu da ancak ortam ölçümleri ile mümkün olmaktadır.

Bu çalışmada, 1067 çalışanı olan, 11 bölümden oluşan ve çok tehlikeli sınıfta bulunan bir seramik karo üretim tesisinde bazı ortam ve kişisel bazı risk faktörlerinin ölçümü yapılmıştır.

Kimyasal risk faktörlerinden biri olan toz, tesiste genel olarak mineral hammaddesi kullanıldığı için ve kuru olarak yapılan işlemlerin (Kırma, eleme, besleme, boşaltma, taşıma, stoklama, karıştırma, masse ve sır hazırlama, fırın vb.) her aşamasında oluşmaktadır. İç ortam toz ölçüm sonuçlarına göre en çok tozun bütün masse ve sır hazırlama ile buralardaki nakliye işlemleri sırasında oluştuğu ve yasal sınırı (5 mg/m^3) aşarak 7 mg/m^3'ün üzeri değerlere çıktığı tespit edilmiştir. Kişisel maruziyet toz ölçümlerinde ise yasal sınır değerleri aşılmamasına karşın yine aynı ortamlarda çalışanlarda sınır değere çok yakın değerler ölçülmüştür. Tesiste ölçülen iç ortam silika ve kişisel maruziyet değerleri belirlenen sınır değerlerinin çok altında kaldığı tespit edilmiştir.

Toz için yapılan örek risk analizine göre 5x5 L tipi matris, Fine Kinney ve FMEA metotlarında risk öncelik sırası (RÖS) değerleri sırasıyla 20, 1500 ve 180 olarak belirlenmiştir. Buna göre risk öncelik sıralaması ise Fine Kinney yönteminde birinci öncelik değerini verirken, 5x5 L Tipi Matris ve FMEA yöntemlerinde ikinci öncelikli sonuçlarını vermiştir. Seramik sektöründe tozun meslek hastalığı yaptığının biliniyor olması ve

sektörde birinci öncelik sıralamasına koyulması sebebiyle burada en efektif sonucu bize Fine Kinney yöntemi vermiştir.

Tesiste toz oluşumuna yönelik alınacak tedbirler, su püskürtme, periyodik temizlik, bastırma, periyodik ölçüm, eğitim, kullanılan hammaddelerin analizi ve kişisel koruyucuların kullanımı şeklinde sıralanabilir.

İşletmede önemli fiziksel risk faktörlerinden biri de gürültüdür. Tesiste işleyen ve haraket eden hemen hemen tüm ekipman, makine ve sistemler gürültü kaynağı olabilmektedir. 79 kaynakta yapılan gürültü ölçümlerine göre ise maruziyet eylem değerini aşan 8 bölümün olduğu, bunlardan 4 bölümün ise maruziyet sınır değerini aştığı tespit edilmiştir. En yüksek gürültünün 1 fabrika bölümünde masse ve sır hazırlamada sırasıyla 91,1 ve 90,2 dB(A) olarak ölçülmüştür. Bu yüksek gürültüye neden olan kaynaklar bu bölmelerde çalışan değirmenler ve pompalarıdır.

Seramik endüstrisinde büyük ve gürültülü makineler hakim olduğu için bu sorunun özellikle fabrika içerisinde olası etkilerini değerlendirmek için gürültü analizi/modellemesi yapılmalıdır.

Seramik üretimi sırasında çalışanların ve çevre sağlığını bozan veya risk oluşturan faktörlerin ortadan kaldırılması veya bunların minimuma indirildiği yöntemlerin uygulanması gelişmişliğin, çağdaşlığın ve uygarlığın göstergesidir. Çalışanlara toz ve gürültü maruziyetinin zararları ve sağlık etkileri hakkında gerekli eğitimler düzenli aralıklarla verilmeli ve çalışanın toz ve gürültüye bağlı oluşabilecek risklere karşı farkındalığı artırılmalıdır. Çalışanlar düzenli olarak sağlık kontrollerinden geçirilmelidir.

KAYNAKLAR

Akdeniz, M. (2016). Seramik karo üretiminde iş sağlığı ve güvenliği risklerinin değerlendirilmesi (Yayınlanmamış Yüksek Lisans Tezi). ÇSGB, İş Sağlığı ve Güvenliği Genel Müdürlüğü, Ankara.

Alp, Y. (2005). Karo ve Fayans, İstanbul Ticaret Odası Dış Ticaret Araştırma Servisi, (s.10-11).

Andrew, B. Cecala, Andrew D. O'Brien, Joseph Schall, Jay F. Colinet, William R. Fox, Robert J. Franta, JerryJoy, Wm. Randolph Reed, Patrick W. Reeser, John R. Rounds ve Mark J. S, (2012). Dust Control Handbook for Industrial Minerals Miningand Processing, Department Of Health And Human Servıces, Report of Investigations 9689, s284.

Biçer A. ve Yalçın H. (2007). İnorganik Kimyasal Teknoloji. Ankara: Gazi Üniversitesi Vakfı İlke Yayınevi.

Cotes, J. E., ve Steel, J. (1987). Silicosis in Work-related lung disorders. Blackwell Sci. Publ Oxford, 1; 145-164.

Çalışkan, M. (2004). Gürültü Ölçümü ve Değerlendirilmesi. Çalışma Yaşamında Gürültü ve İşitmenin Korunması. Türk Tabipleri Birliği Yayınları, s117.

ÇSGB (Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı). (2013). Tozla Mücadele Yönetmeliği. Resmî Gazete, Sayı: 28812, 5 Kasım 2013 Salı tarih. https://www.resmigazete.gov.tr/eskiler/2013/11/20131105-9.htm (erişim: 06.07.2025).

ÇSGB. (2021). Seramik sektöründe iş sağlığı ve güvenliği rehberi. https://www.csgb.gov.tr/medias/10844/seramik-sektoerue-rehberi.pdf adresinden edinilmiştir (erişim: 06.07.2025).

EU. (2007). Ceramic Manufacturing Industry, European Bureau for Research on Industrial Transformation and Emissions. https://eippcb.jrc.ec.europa.eu/ reference/ceramic-manufacturing-industry. (erişim: 05.07.2025).

Genç, A. (2021). Seramik karo üretiminde farklı risk değerlendirme metotlarının uygulanması ve yöntemlerin karşılaştırılması. DPÜ/LEE/Maden Mühendisliği ABD Yüksek Lisans Tezi, 180s.

Hüsrevoğlu, F. (2019). Lojistik sektöründe iş sağlığı ve güvenliği uygulaması proje lojistiği (Yayınlanmamış Yüksek Lisans Tezi). Üsküdar Üniversitesi Sağlık Bilimleri Enstitüsü, İstanbul.

ISO 4235. (1994). Internatıonal Standard, Air quality. https://cdn.standards.iteh.ai/samples/10025/d8a6f636e6e440b-2979b0e3b3241414b/ISO-4225-1994.pdf (Erişim: 06.07.2025)

Macıejewska, A. (2014). Health Effects Of Occupatıonal Exposure To Crystalline Silica In The Light Of Current Research Results, Nofer Institute of Occupational Medicine Department of Environmental Health Hazards, Medycyna Pracy; 65(6), sf.:799–818.

Medeni, D. (2014). İş Sağlığı ve güvenliği kapsamında sorumluluk (Yayınlanmamış Yüksek Lisans Tezi). Erciyes Üniversitesi Sosyal Bilimler Enstitüsü, Kayseri.

Sabuncu, H. H. (1997). Endüstride Gürültü ile Oluşan İşitme Kayıpları ve Alınacak Önlemler. MESKA Vakfı, Yayın No: 1.

SGK (Sosyal Hüvenlik Kurumu). (2025). İş kazası nedir. http://www.sgk.gov.tr/wps/portal/sgk/tr/emekli/is_kazasi_ve_meslek_hastaligi/is_kazasi adresinden edinilmiştir (Erişim: 06.07.2025).

STB (Sanayi ve Ticaret Bakanlığı). (2015). https://www.sanayi.gov.tr/assets/pdf/plan-program/IklimDegisikligive SeramikSektoru2015.pdf (erişim:29.06.2025).

TSF (Türkiye Seramik Federasyonu). (2021). https://www.serfed.com/dernekler/ serkap (Erişim: 06.07.2025).

Uçar, A. (2019). Bir Linyit Yıkama Tesisinde Toz ve Gürültü Maruziyetinin İncelenmesi. Uluslararası Maden İşletmelerinde İşçi Sağlığı ve İş Güvenliği Sempozyumu'2019 Bildiriler Kitabı, 03-04 Ekim 2019, Adana/Türkiye, ISBN:978-605-01-1295-5.

Ulutaş, Ö. (2019). Konya ili atıksu arıtma tesisi risk değerlendirmesi (Yayınlanmamış Yüksek Lisans Tezi). Konya Teknik Üniversitesi Lisansüstü Eğitim Enstitüsü, Konya.

WHO (World Health Organization). (1999). Hazard Prevention and Control in the Work Environment: Airborne Dust, Geneva.

Yazıcı, M. (2007). İşyerlerinde Gürültü. Mühendis ve Makine, Cilt : 48 Sayı: 571.

Yılmaz, T. (2019). Bir gıda işletmesinde Fine & Kinney metodu ile iş sağlığı ve güvenliği kapsamında risk değerlendirmesi (Yayınlanmamış Yüksek Lisans Tezi). Çanakkale Onsekiz Mart Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü, Çanakkale.

AUDIT OF SAFETY AND HEALTH SYSTEMS AT ROOM AND PILLAR SALT MINE: FINDINGS, CHALLENGES, AND OPPORTUNITIES FOR IMPROVEMENT

M. Z. Emad [1, *]

[1] *King Fahd University of Petroleum and Minerals, Academic Belt Road, Dhahran, Kingdom of Saudi Arabia*
*(*Corresponding Author: muhammadzaka.emad@kfupm.edu.sa)*

ABSTRACT

An independent safety and health audit of salt mine in Punjab, was conducted by a team of mining engineering experts from UET Lahore. The audit aimed to check the integrity of the mine's operating safety systems and adherence to safety and health standards. The assessment highlighted key areas which needed immediate attention, such as ground control, mine ventilation, and training aspects. Additionally, stepwise improvements were recommended by the author to enhance safety, health and responsibility at the mining operation. The major findings showed that the mining operation has a very well documented mine safety and health system that was in-place. The major safety lapse was in terms of design of mine layout, ground control, mine ventilation effectiveness, and use of personal protective equipment. The positive aspects in terms of mine safety were formal management frameworks, routine risk assessments, and adherence to mine safety trainings. The areas of improvement included enhance coordination, implementation of mine safety policy, better engineering control in mine planning and strict enforcement of maintenance and health policy guidelines. The audit also draws attention to improving and communicating roles and responsibilities in the safety management hierarchy.

The suggestion aims at timely remedial action, continuous monitoring, and adherence to best practices to ensure long-term operational safety and regulatory compliance. The current study provides real-world insights to mining companies seeking to achieve productivity while ensuring employee safety and environmental sustainability.

Keywords: Mine Safety Audit, Ground Control, Ventilation Systems, Safety Management, Occupational Health, Pakistan

INTRODUCTION

Pakistan Salt mine holds a lease for mining rock salt from an underground mine in Lilla, Punjab. This mine provides for rock salt, a prime raw material, to Pakistan's Salt mine in Khewra, District Jhelum, Tehsil Pind Dadan Khan, Punjab, Pakistan. The demand of rock salt for running the business is partially fulfilled by directly purchasing run-off mine material from the other vendors as well as other mines operating in the area. Salt mine has been running its mine since 2009. The mine features established standards and practices for safe and efficient mining of rock salt. The mine also has one-of-its-kind road-header being used for mechanical excavation of rock salt for about a year. As per Pakistan's policy, safe working is given the absolute priority. Standard operating procedures, guidelines, instructions are well-defined. In next few lines, an insight of working practices and methodologies are briefly covered for readers' convenience. Rock salt is mined using two different excavation methods: conventional drill and blast method and nonconventional mechanical excavation

method. Drill and blast excavation of rock salt is sublet to a local contractor. The contractor has a working crew of about 50 miners and other workers for loading and transportation of excavated rock salt. Miners work in teams of 5 men consisting of drillers, shot-firers, and helpers. Blast holes are drilled in length of up to 4 ft. using manual hand-held auger drills (Majeed *et al.*, 2024, Majeed *et al.*, 2019). Up to 10 boreholes are drilled at one face at one time. Setting up the orientation of blast holes usually boils down to the perception and experience of drillers. Black powder wrapped on-site in paper roles is used for blasting and is initiated by safety-fuse. Once the blast takes place, procedures are in place to allow retrieving of broken rock and reviving of blasted faces ensuring safety of mine personnel. The practice as per procedures, however, may not be observed on-site during the audit visit. The reason being the off-hours and power outage due to the breakdown of main Diesel Generator (DG) power supply. An electric powered road-header is used for mechanical excavation of rock-salt. This road-header has been customized and greatly modified to be able to be used for efficient rock salt excavation. Road-header excavation of rock salt provides advantages such as greater control and flexibility over conventional drill and blast method. Two especially dedicated teams work in two 6-hours shift with road-header to maximize the productivity (Onica *et al.*, 2021). The mechanical excavation practice using road-header is about 1 year of age now.



a)



b)

Figure 1: Salt mining practices: a) Conventional drill and blast face; b) Mechanically excavated heading

Mined out salt, crush in case of road-header mining and lumps (1 ft. max. on largest dimension), are loaded with the help of a Front-End Loader (FEL) in the dump trucks. The dump trucks transport the salt to Pakistan's Salt mine facility about 42 km from the mine. The salt mine is bound by federal as well as provincial legal provisions to ensure health, safety, environment and security (HSE&S) at the mine site. In addition to the applicable regulations, Pakistan has internally defined safety policy and standards. Employees are bound by job description, assigned objectives, and legal bindings to abide by laid-out safety provisions. Legally, Mine Manager is responsible for implementation and ensuring compliance of safety provisions. He is to identify and communicate any hazard (identified by him or any other person) to the next level management and ensure the necessary remedial actions be taken in due time to eliminate or contain the hazard. He is authorized by law to issue lawful orders that he deems necessary to ensure health and safety of mine workers and environmental protection.

The mine gives due priority to health, safety, environment and security (HSE&S). Procedures, instructions, guidelines, risk assessments, and hazard identification and emergency action plans are internally developed. Random and scheduled audits are conducted, and trainings are provided to the personnel at manger as well work-force level. Internal rules and regulations regarding HSE&S are well-established. Efforts are being put together to achieve 'zero injuries' as safety objective at the salt mine. Managers have demonstrated eagerness towards bringing about the improvements in existing safety plan and meeting the international working standards at their facility. Audit team was told that a new plan is on-the-way. At this mine, Supply Chain Manager looks over the salt mining operation. Mine manager falls under the command of Supply Chain manager and

is responsible for, in addition to the production from the mine, safe working and health of mining personnel, as well as security and environmental aspect of salt mining. Mine officers come in the picture to keep a check-and-balance on all mining activities and report directly to the Mine Manager or Supply Chain Manager. Supervisors are given responsibility for different operations and activities taking place at the mine. Contractor and the labor for conventional drill and blast mining, loading and hauling, and transportation of explosives and mined salt are managed mainly by Mine Manager. A number of service personnel like surveyor, electrician, mechanic, gate and store keeper, and explosive store manager are given at Mine Manager's disposal. Compliance with safety procedures, guidelines, and policy is the utmost requirement of all mining personnel especially the Mine Manager.

AUDIT APPROACH

A team of researchers was called upon by the mine management to assess safety of underground rock salt mine. The project objectives, deliverables, requirements and logistics were discussed via emails and phone. The prime objective was to conduct a safety audit of the mine and review the relevant documents including the standard operating procedures, poles, guidelines etc.

This audit is the part of internal efforts of the salt mine towards ensuring safe working and maximizing the exertions towards minimizing the hazards posed by mining activities (Laurence, 2011, 2005). The audit was conducted with the intentions to help the management achieving their goal of zero injuries at their mine. The audit was designed in a way to identify the hazards and risks associated with salt mining. The health, safety, and environment and security at the mine were prime focus of the audit. Initial assessments through existing poles and procedures, reviewing the training, workshops, schedules, and physical observations of working practices were integrated in data collection phase of the audit. The scope of the audit is focused on underground salt mine operated the owners. The focus areas for the audit are: i. Safety systems and procedures, ii. Hazard prevention control, iii. Emergency response preparedness, iv. Ventilation control, v. Rock mechanics and ground control, vi. Mechanical and electrical systems, vii. Explosive management and use, viii. Safety equipment and PPEs, ix.Fire Prevention and Protection, x. General work environment, xi. Environmental protection, xii. Health of mine personnel, xiii. Security of the mine site, xiv. Safety perceptions.

The safety audit is designed such that to promote and ensure the safe work procedures are followed at the mine. It identifies various hazards and risks present at the site. This safety audit could be helpful to keep safety system on the right track. It assesses and evaluates existing loss prevention systems, safe work procedures and other work practices. The audit team strategized the safety audit in two steps, data collection and evaluation. The foremost step of the audit was to collect the data through existing documents, discussions, and inspections. First phase included collecting the relevant documentation that defines safety system records. Such system included emergency preparedness; hazard identification and control procedures, trainings, risk assessment criteria, etc. usually practiced and followed at the mine site. The documents included applicable legal provisions, internal rules and regulations, safety policy, SOPs, guidelines, instructions, and risk assessment sheets. This phase also included preliminary review of these documents. The second phase included conversation and interviews with mining and related personnel. Management assigned with the role to develop and implement safety management system was brought in discussion to assess their approach towards ensuring safe working at mine site. Moreover, mine manager, supervisor, and mine sirdar were talked with to share their perspective of implementing safety procedures and standards. Finally, labor was brought in dialog for their perception and ease of adapting to safety measures taken by the management.

MINE VISIT

Visit to the mine site and physical inspection was the third and final phase of data gathering for the safety audit. A two-day onsite audit was conducted at the Salt Mine. Although the working at mine was stalled due to off-hours and power outage caused by breakdown of main Diesel Generator (DG), a total of eleven

(11) working faces were inspected for strata control and conditions, safe working practices, and general work environment. Mine portal, openings, escapeway, levels, were thoroughly examined. Practices for loading, mechanical excavation, electrical installation, diesel and explosive storage, and explosive transportation were given in-depth observation.

In addition to reviewing the systems and documented procedures, the audit team developed tools to assess and evaluate various aspects of mine safety, security, environment and labor health. The main criteria evaluated during the audit visit include the aspects laid out in subsections. A grading tool was designed to assess different aspects and evaluation is rated on scale of '1'. Generally, a rating above 0.75 is classified as acceptable or satisfactory; rating falling between 0.25-0.75 denotes room for improvement; and a rating below 0.25 is an indication of critically weak area needing immediate attention. The general safety perception included assessing the behavior of management and employees, trainings, and effectiveness of hazard prevention and control mechanism. A total of five modules are designed under category. A) Management Commitment covers the commitment and support from the management to the safety of mine. Involvement of managers, procedure definitions, providing the resources, and their consistency of the system play significant role ensure compliance. B) Employee Involvement: Awareness of employees in terms of safety norms and presence of system to involve employees in safety and health issues is covered under this aspect. Communication between management, and labor is vital. Employees are to be involved in safety policy, objectives, and findings. C) Safety and Health Training: A training program that covers not only work SOPs but also enlightens workers with mine site hazards must be a part of safety system. Trainings are to be provided to the managers, supervisor and labor on health and safety objective and goals, preventive measures, and safe use of equipment. Mock drills and action plans are to be part of trainings as well. D) Hazard Prevention and Control: Risk assessments, existence of a system for risk identification, communication, and remediation, change analyses, and scheduled preventive and corrective maintenance are covered under hazard prevention and control. E) Worksite Analysis is all about the analysis of workplace safety including investigations, root-cause analysis, review and monitoring of hazards and incidents.

Compliance to laid out safety policy is after all dependent on how comfortable the labor is with safety provisions and their perception of their own safety. A number of assessment modules were designed under following six (6) groups to investigate the labor safety perception including site management, supervision, staff ownership, training, barriers to safety, and accident reporting. A total of 10 criteria were devised to assess the Mine Safety. Numerous modules and cross-checks were developed under each criterion. Each criterion is rated on the scale of '1' to give sense of assessments: Explosives Storage & Safety; Compressed Air and Compressed Gases; Hazardous Waste & Materials Disposal and Recycling (Oil, Waste, Gypsum); Manuals, Training, SOPs, MSDSs; Occupation Health; Safety Equipment and Emergency Preparedness; Electrical Safety; Fire Prevention and Protection; General & Miscellaneous Safety; General Work Environment & Indoor Air Quality; Personal Protective Equipment (PPE);

The components related to physical field visit of this audit were conducted over a total of two (2) days. Auditing is just like a sampling process which aims at verifying the adequacy of safety systems and procedures and at verifying the extent of implementation. This included reviewing the documented processes and systems and interviewing the mine personnel to determine the extent to which systems are interpreted and obliged. Physical observations of practice and conditions are carried out in an attempt to verify that the mine is actively adapting to own systems and procedures. Being a sampling process, this audit may not be a key to identify all weaknesses or non-conformance in the safety system of the salt mine. Likewise, the audit may not identify all of the system and process strengths that exist at the mine. The findings are based on the documents provided, the information disclosed in interviews, exposures in the field, and the observations of the auditors during the audit.

This audit has been conducted to the best of the ability of the assigned investigators within the limit of their professional skills and experience. Investigators of this audit have no statutory authority to require any remedial action by the mine operator. Had any significant failure with a high potential for harm been identified,

for which a mine operator failed to take immediate and appropriate remedial actions, the investigators may not legally be held responsible. Following are the challenges and limitations of the Safety Audit of the Salt Mine: i. No active mining activity was observed due to off-hours on first day and off-day on second day of the audit. Actual working practices and conditions may not be observed. Audit of drilling, loading, blasting, surveying, and mechanical excavation was mainly based on descriptive and documents provided by mine management. ii. Main DG was out of order and only a small back-up DG was running to keep the mine illuminated. Hence, only limited exposure was made possible to electrical and mechanical aspects of the mine. iii. Mechanical excavation of the salt by road header was halt due to power outage. iv. Actual ventilation and mine environment during routine working may not be observed.

FINDINGS FOR SAFETY AUDIT

The section enlightens with the findings of the safety audit. For the convenience, the findings are grouped under different sections such as strengths and weaknesses, operation- and criteria-wise compliances and general concerns of employees. This section discusses the strengths and weaknesses of the rock salt mining operation with respect to health, safety, environment and security.

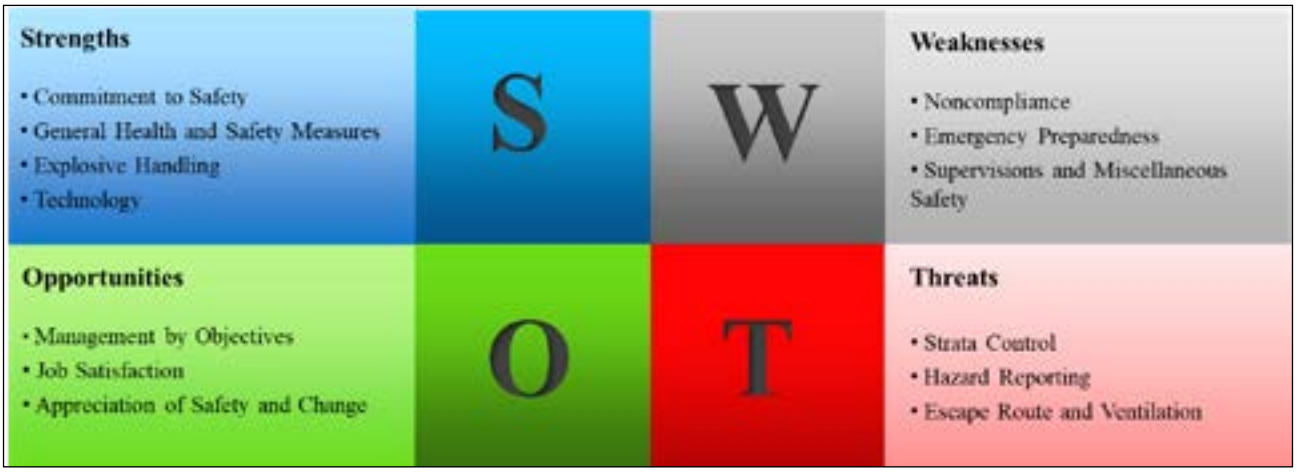


Figure 1. SWOT analysis of Salt Mine's safety management system

The strengths included a well-established health, safety, and environment and security department exists within the organization. This department is responsible for taking guards against any threat to labor, workplace safety, and environment. The department runs the internal audits, furnishes recommendations, and follows up along the necessary measures to be taken. There are Standard Operating Procedures (SOPs) defined for almost all complex tasks including scaling, explosives handling, blasting, etc. Work instructions are provided to operatives for tasks like drilling, loading, and hauling. Labor are provided trainings as per the instructions sheets and standard procedures. Guidelines are displayed at convenient places. Risk assessments are carried out and hazards are identified with proper risk ratings. A system of assessing the performance of an employee is in place. The objectives to be achieved during a year come from employee himself. Midyear and well as end-year assessments are carried out. Safe working and minimum injury plays deciding role in the assessments. For mine personnel, safety is the top most objective. A reward and penalty system is in-place to ensure compliance. The mine gives a satisfactory impression of a safe work place. Barriers are installed where necessary. Fire extinguishers are placed in numerous critical spots. Mine is well-lit; faces and headings have more than enough lighting arrangements. Potable water is supplied to all working faces manually in closed containers. Employees are taken good care of on-shift as well as off-shift. A solar powered housing facility is provided at a convenient distance from the site. The facility features standard living, quality food, and satisfactory sanitary conditions. A proper kitchen, dining, lounge, and washing facility is part of the community. Explosive handling is definitely the strongest area of the mine management and has demonstrated satisfactory safety and security compliance. There are proper SOPs defined for preparation, transportation, handling, and charging of explosives. Standard

housekeeping, storage, inventory, and record keeping is essential components when it comes to dealing with explosives. Road-header is one of the major equipment of the mine and can be considered as a prime feature. There is dedicated staff to operate, repair, and maintain the road-header. Preventive maintenance is carried out on road-header and other heavy machinery like Front End Loader (FEL). Proper maintenance catalogues are maintained. Spare parts are stocked with maintained inventory. Air compressor and on-site diesel tanks are in good working conditions.

The weaknesses included serious noncompliance issues. There were multiple instances of noncompliance that indicate habitual noncompliant or straight-away ignorant behavior. For example: i) Mine personnel riding FEL: This is a huge NO! Two persons were seen riding the Front-End Loader (FEL) in addition to the operator, right in front of authoritative mine personnel. This clearly is an indication that noncompliance is not considered a serious offense and workforce has no fear for such a noncompliant behavior. ii) No idea/ training of using a dust mask: A person at the mine site was given a dust mask provided by the mine itself and was asked to use the mask while escorting the audit team. The person has no idea on how to use the mask and it seemed like his first-time with dust mask, despite his own claim of mandatory dust mask use while working inside the mine. He put on the dust mask in totally wrong-way and was very annoyed by very idea of using dust mask. iii) Explosive Handling: A half used explosive cartridge was found inside mine. There is a need of a proper procedure to keep track of explosive leftovers. Awareness campaigns about handling of explosive inside mine can help. iv) Security: Only one guard was present at the magazine contrary to prescribed two guards in the SOP. Upon the arrival of audit team, the only guard even left his post unattended and accompanied the team to the magazine. The other check-post was totally unattended. It seemed like the two check-post collectively need a at least 3 guards. v) Housekeeping: Housekeeping issues were found, empty cartons laying in one of the entries for no apparent reason. vi) Emergency Preparedness: Fire buckets near portal were empty. vii) Maintenance: Some leakage/spills tracks were found that seemed like trailing the FEL. It may be oil or fuel leakage or just the water.

Emergency preparedness is one of the weakest are from safety perspective of the Salt Mine. Emergency Action Plan/SOP is established but Emergency Evacuation Plan or Emergency Response Team is missing. A group of mine personnel may be trained for: i. Emergency situations, ii. CPR, iii. First-aid, iv. Fire-fighting, and v. Rescue operation.

As our audit team was briefed, the working day at the mine starts with pre-work inspection of the mine by mine supervisor. Supervisors check for general safety, safety on working faces, and general roof and floor conditions. Similarly, end of the shift is marked with another inspection especially conducted to look for lose roof and ensure scaling is done. Operations and working at faces is supposedly carried out under supervision of qualified supervisor or manager. The degree and number of offenses observed during the limited exposure to working labor indicated otherwise. The individuals are fearless in noncompliance or has no idea of what safety measures to be taken. There might be a serious lack of supervision or at least the enforcement of safety measures by the supervisors.

Miscellaneous safety items that were noted to be weaker include: Barrier for some out of bound areas missing, More directional and warning signs may be displayed at critical locations, Eye washing, handwashing and shower may be installed, No PPEs on/ worn by hauling personnel, Wooden bamboo ladders may be replaced with scaffoldings, Fall protection for working over the height of 6 ft, Temporary lockout/ tagout system may be improved, Road conditions may be improved to avoid men/vehicles slipping.

Opportunities for improvement were identified at the Salt Mine: to blend in Safety Management by Objectives (SMBO) in their safety management system. Simply start by setting one or two safety objectives. The objective could be as simple as mandatory use of all PPEs, or getting trained on mine sign language. The objective has to be mutually agreed and motivated by all concerned. Setting up and achieving small stepped objectives shall impart sense of accomplishment and doing-more in the labor and management alike. Following is the suggested cycle for SMBO:



Figure 4. Safety Management by Objectives (SMBO) Cycle
(Customized after Mine Management by D. A. Sloan.)

When it comes to on-job behavior, general motivation towards the responsibilities, and perception of safe working, job satisfaction does play an important role. Generally appreciable levels of job satisfaction are observed in employees. Employees, in general, are motivated to work and observe compliance to workplace poles. In general, employees see chances for their growth, promotions and future with the company. This factor may be used as an opportunity by mine management to instill safety into the system. A reward/penalty system may be designed to keep employees motivated for observing compliance with safety policy. Generally, a trend of compliance is shown by employees possessing higher levels of job satisfaction. Change within the organization is generally acceptable and supported by the management. However, a due consideration is given to costs associated with the innovation. Management has shown concerns for their safety and the safety of their subordinates. Talks and discussions with labor have revealed their general concern about their health and safety which is a good sign. Labor is ambitious to adapt to safe working behavior and has shown generally promising behavior towards safety poles. Still, there are some noncompliance issues that need to be addressed.

The threats identified are the solution holes in roof are one of the major problem associate with rock salt but is dealt-with satisfactorily. Solution holes are taken care of by physically searching the affected area and concrete-filling the holes. Scaling is given due attention and is taken as serious hazard.

There are some serious concerns relating to stability of mechanically excavated openings. The shape of the entry that conforms to rock mechanics and stability of the rock should have an arched roof. Most of the openings excavated mechanically at salt mine are flat roofed. Despite the stable nature of rock salt, the shape of the opening is a threat to stability of the mine and may cause failure.

Hazard reporting system is in-place but is routed through mine officers, supervisors, and Mine Manager. Near-misses and incidents are to be reported and investigated through proper mechanism. Incident, injury, inspection, and audit data record and analysis is carried out internally. Root-Cause analysis is understood, implemented, and performed to uproot the hazard and minimize incidents. An intrinsic tendency of the person in-charge to protect himself and avoiding additional work may lead to misleading or twisting facts and figures. A check-and-balance system or general appreciation of identifying and uprooting safety flaws may help countering the threat of deceptive hazard reporting.

Escape rout of the mine is basically a trap. The entry is filled with soot from DG. Floor conditions are poor; slip trip hazard, broken stair-steps, and uneven surfaces are obviously not taken care of; wooden supports are sketchy. Head clearance is very low and roof conditions are no better than floor conditions. The entry is also used as DG exhaust and mine ventilation outlet. Lighting arrangements compared to rest of the mine are null. Several hoses and lines laying on the floor. This is an imminent action item that the escape route be overhauled. Ventilation of the mine is poor; it is further discussed in later section. Based on the audit method and criteria defined under section 2.3, ratings are assigned to different aspect of mine safety on the scale of '1'. Generally, a rating above 0.75 is classified as acceptable or satisfactory; rating falling between 0.25-0.75 denotes room for improvement; and a rating below 0.25 is an indication of critically weak area needing immediate attention.

Management including upper-level management as well as mine management seem to be committed to providing safety systems and taking precautionary measures. Management personnel have shown concerns regarding safety and health of their subordinates. Internal and external audits are carried out regularly. One thing that grabbed the negative attention was self-noncompliance and weaker stance on offenses by mine personnel. Employees are integral part of safety system and process. Employees are trusted to identify and report hazards. Employees have shown some concerns that are furnished in last subsection of this section. Employees and labor are provided training on regular intervals. Although, these trainings are only descriptive in nature. Hands-on trainings, workshops, mock drills are suggested to be incorporated in the system.



Figure 3. General safety perception assessments of Salt Mine.

Hazard identification and reporting system is in place and is accessible to all employees. There is a need to integrate the system on labor scale and ensure that labor has a saying in what they feel safe and comfortable with. The mine systems and processes are properly analyzed, investigated, and run through risk assessments. Incident's reporting, and follow-up or Root-Cause analyses are integrated in the system.

Labor has portrayed satisfactory image of their perception relating to safety. At a point, it gave a little bit impression of staged or exaggerated perceptions. Their display of use of PPE was in negation with their comments on regular use of PPE. As per labor, management does enforce the safety policy, keeps mine operations under their supervisions, owns the staff and labor health and safety is a priority. They feel no barriers to safety compliance. Incidents, near-misses, and accidents are not only reported but the measures are taken to eradicate or minimize the hazard.

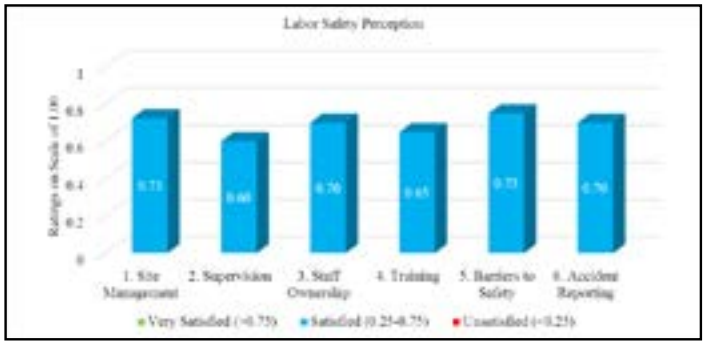


Figure 4. Labor safety perception assessments at Salt Mine.

Aside from the satisfactory safety perception, individuals brought up their concerns. Labor bringing up their concern is encouraging in a sense that labor want a safer work environment. Following are major concerns of labor; all of the concerns are strongly endorsed by the audit team: i) Labor believes a high level should be designed in the mine for ventilation. ii) Labor feels the need for better or more PPE components including reflective vest, head lamps, coveralls, etc. iii) Labor is of the opinion that general healthcare be provided to them on-site or within easy access. There were minor complaints of difficult access to healthcare or unsupportive behavior from the management. iv) Road-header crew think they need better arrangements to combat noise, visibility, ventilation issues. v) Labor has shown concerns relating to electrocution due to salt water/brine. vi) Contract employees are skeptical about their job security. vii) Mining personnel are worried about their future opportunities and career growth in mining division.

4.2.3 Mine Safety Assessments

Explosive magazine was part of onsite audit. The magazine was found to be in the compliance with legal and safety provisions. A few suggestions relating to further improve the safety are furnished in the 'explosives' under 'compliance by criteria' section. Compressed air and compressed gasses are not the major problem as there is not major usage in the mine.

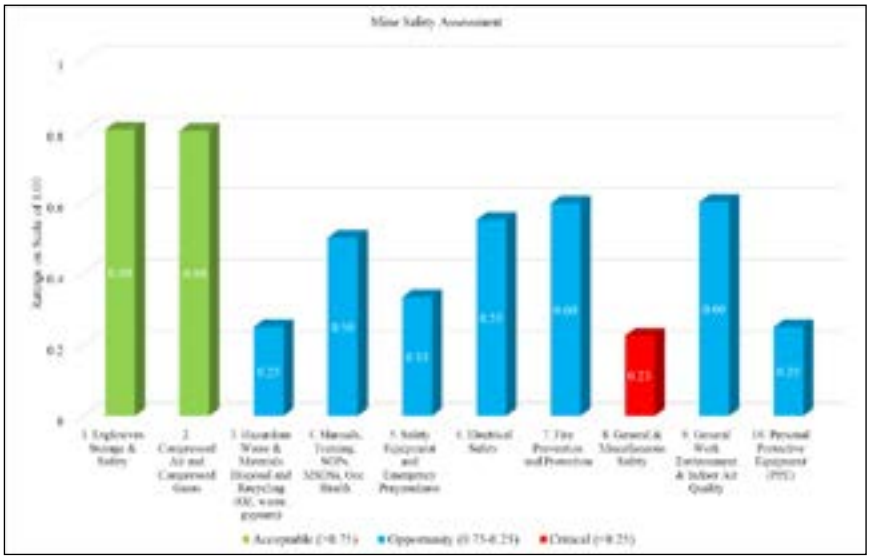


Figure 5. Mine Safety Assessment

Waste disposal and recycling is a neglected area that has a lot of room for improvement. Waste disposal and recycling may not pose severe problem in this mine. There is not much volume of waste or nature of waste is not hazardous. There is only occasional volume of waste rock and gypsum. Mine management has a great opportunity of integrating recycling in their waste management system.

Trainings are provided to the mine personnel, but it needs to be more objective and outcome oriented. Practical trainings and hands-on workshops may prove to be better help in the process of making the mine safe. Mock drills and safety exercises is a standardized tool for ensuring delivery of the contents. SOPs, procedures, and guidelines are designed and provided to relevant employees.

PPEs, general safety equipment, emergency preparedness is the area that can use quite a bit attention of mine and safety management. This and strict policy for compliance may be one of the initial steps that needs to be taken. Electrical and mechanical safety is good in general with still some room for improvement. General and miscellaneous safety is again one of the weak areas. Lastly, general work environment mine ventilation could use a lot of improvement.

CONCLUSION

The Salt mine is, no doubt, one of the few mines that give due attention to safe working and betterment of the employees. It is encouraging that the mines operating in Pakistan are starting to take internally-motivated initiatives towards health, safety and environment. This Salt Mine is playing an example-setting role. Mine management realises that there is always a room for improvement and a third-party assessment was carried out to identify flaws and lags of safety management system. A comprehensive audit plan was designed. This report has compiled the findings of the audit and furnished recommendation in a practically achievable way. The audit team surely encourages the safe working practices in the operating mines of Pakistan and assure their cooperation with an open invitation to join hands to ensure health, safety, and better environment for our own future.

REFERENCES

Laurence, D. (2005). Journal of Safety Research 36, 39-50.

Laurence, D. (2011). Journal of Cleaner Production 19, 278-284.

Majeed, Y., Emad, M. Z., Rehman, G. & Arshad, M. (2019). Journal of Mining Science 55, 610-625.

Majeed, Y., Sani, K. M. & Emad, M. Z. (2024). Mining, Metallurgy & Exploration 41, 2161-2175.

Onica, I., Marian, D.-P. & Mihăilescu, V. (2021). Mining Revue 27, 17-29.

REDEFINING SAFETY TRAINING FOR AFRICA TO PREVENT ACCIDENTS IN MINING: THE STRIM APPROACH

Z. Hiçdurmaz [1], E. Zengin [2], C. Cardoso [3], O. Şahbaz[4,*]

[1] *Kütahya Dumlupınar University - Türkiye, Faculty of Arts and Sciences, Department of Sociology*
[2] *Istanbul Technical University - Türkiye, Faculty of Mines*
[3] *Porto University, Faculty of Engineering - Portugal, Mining Engineering Department*
[4] *Kütahya Dumlupınar University - Türkiye, Faculty of Engineering, Department of Mining Engineering*
*(*Corresponding author: oktay.sahbaz@dpu.edu.tr)*

ABSTRACT

The effectiveness of occupational health and safety practices in the mining industry largely depends on the quality and relevance of the training programs designed for this purpose. Although certain countries provide mining sector workers with essential, needs-based occupational health and safety training, there are still major deficiencies—especially across a multitude African countries. In this context, this study was produced as part of the STRIM Project, which aims to develop occupational health and safety curricula for students and mining professionals in the mining sector by addressing these gaps in Angola and Mozambique. This study aims to identify gaps and needs in occupational health and safety training curricula in the mining sector in Angola and Mozambique and to develop recommendations to address the current gaps. Within the scope of the study, four exploratory talks were conducted with the project's Mozambican and Angolan partners, and four semi-structured interviews were conducted with university educators to reveal the deficiencies and needs in the educational curricula. The analysis highlighted four themes: (1) the inadequacy of courses in technical and undergraduate programs, (2) the lack of standardization across educational institutions, (3) the underrepresentation of applied and technical components in educational programs, and (4) recommendations for curriculum development.

Keywords: Occupational health and safety, training curriculum, mining sector.

INTRODUCTION

Particularly in high-risk industries such as mining, developing an effective occupational health and safety (OHS) curriculum plays a key role in ensuring safe working environments (Van Loggerenberg 2010; Steenkamp 2012; Coulson 2018; Sikana 2020; Khoza 2020). Given that the mining sector forms the foundation of the economic structure in Angola and Mozambique, education and training programs are crucial for equipping both workers and managers with the necessary knowledge and skills to minimize workplace risks. An effectively designed OHS curriculum is not merely a teaching tool; it is considered a strategic initiative that will contribute to reducing occupational accidents, increasing regulatory compliance, and strengthening the overall efficiency and sustainability of the sector. However, the development of OHS curricula in Angola and Mozambique faces several challenges, both structural and specific to the local context.

Globally, effective OHS curricula have demonstrated that integrating hands-on training, solid theoretical foundations, and modern technological tools leads to more impactful learning outcomes (Hopkins 2011; Rydell et al. 2019; Rantala et al. 2022). For Angola and Mozambique, tailoring these proven international approaches to fit local cultural, economic, and infrastructural conditions is key to developing successful training programs. Ensuring the inclusion of local languages, context-specific examples, and user-friendly training methods will help make the curriculum more inclusive, relevant, and practical for the entire workforce.

To ensure the effectiveness of OHS, it is crucial to highlight critical gaps in training programs, highlighting the lack of standardization and accessibility for both workers and managers. To thoroughly assess the current state of OHS training in Angola and Mozambique, it is crucial to examine the extent to which existing institutional frameworks and practices that shape the safety culture in the sector align with OHS training programs. A lack of standardization in training curricula and content that is insufficiently aligned with modern mining risks seriously hinders the provision of safe working conditions in the field.

The aim of this study is to develop recommendations that will contribute to addressing training deficiencies, thereby paving the way for a safer and more sustainable mining environment in these resource-rich countries. In this research, existing training frameworks are being comprehensively evaluated, critical gaps identified, and opportunities for improvement are identified. Consequently, it highlights the role of training in establishing a safety-focused culture in the Angola and Mozambique mining sectors and in developing a qualified workforce that contributes to sustainable development.

METHODOLOGY

Within the scope of the study, four exploratory talks were held with project partners from Mozambique and Angola, along with four semi-structured interviews conducted with university educators, aiming to identify gaps and needs in the existing educational curricula. The findings from the research conducted as part of the STRIM Project, which was one of the EU Commission's capacity building for higher education (CBHE), were analyzed to provide a holistic framework for the structural and institutional factors contributing to occupational health and safety (OHS) problems observed in the mining sectors in Angola and Mozambique.

THE CURRENT CURRICULUM IN ANGOLA AND MOZAMBIQUE

The current occupational health and safety (OHS) curricula in Angola and Mozambique indicate that they are still in the early stages of developing safety training for the mining sector. This situation reveals that although there is awareness of the need for OHS in these countries, there are still shortcomings in terms of scope and implementation (Hermanus, 2007). There are also differences between the countries. Training programs are generally offered as a combination of academic institutions, technical schools, and industry-led initiatives. However, inconsistencies in curriculum design and resource constraints create significant differences in program effectiveness and result in significant gaps in meeting the needs of the sector.

In Angola, universities and technical institutions offer a limited number of courses that focus primarily on general workplace safety, rarely addressing critical issues such as the management of mining-specific environmental risks, including the use of explosives, heavy machinery operations, and dust and toxic waste. These shortcomings create conditions for risks that could have serious consequences in the mining sector to be inadequately managed.

Similarly, in Mozambique, significant efforts have been made to integrate OSH concepts into vocational training programs; however, existing programs lack the depth, technical accuracy, and application-oriented approach required for mining operations. This situation is particularly evident in small-scale mining activities where access to formal education is limited, and workers rely on experiential knowledge (Anders, 2020).

There is a high level of dependence on external training programs offered by international and multinational companies operating in the mining sector in Angola and Mozambique. Although these programs offer advanced techniques and international safety standards, they are often temporary and insufficient in supporting local knowledge and capacity development. Such dependence puts the continuity of training at risk; when programs are discontinued or scaled back, employees and institutions find themselves in a difficult situation.

Current training curricula do not include modern applications such as new technologies, automation, and digital risk management, which causes the training to lose its relevance. Additionally, the lack of training methods such as simulations for practical applications, equipment uses, and real-risk assessment negatively affects the effectiveness of these programs.

Access to training is a serious obstacle, especially for workers in rural areas and those engaged in small-scale mining. Factors such as time and cost, as well as language differences and low literacy levels, make it difficult for workers to fully benefit from training.

All these challenges highlight the need to renew and standardize occupational health and safety education systems in Angola and Mozambique. By developing a comprehensive curriculum that combines theoretical knowledge and practical experience enriched with digital technologies, a qualified workforce capable of providing effective solutions to mining-specific safety issues can be created. In this transformation, inclusivity and accessibility should be adopted as fundamental principles, and governments, educational institutions, and industry stakeholders should work together to build a sustainable education structure.

RESULTS and DISCUSSIONS

Although some OHS training programs exist in Angola and Mozambique, serious gaps in the curriculum significantly limit the capacity of these programs to respond to the needs of the mining sector.

The Inadequacy of Courses in Technical and Undergraduate Programs

In Angola and Mozambique, numerous vocational and higher education institutions offer a diverse range of technical and academic programs in fields such as geological engineering, mining, and mineral processing, along with other related disciplines. These programs are designed to provide students with the foundational knowledge and skills needed to pursue careers in the mining industry. Although many of these curricula include health and safety components, the coverage is often superficial and insufficient for developing the comprehensive competencies required to address occupational safety challenges effectively. The current course content generally lacks the depth and practical relevance necessary to fully prepare graduates for the complex, real-world scenarios they are likely to encounter. Consequently, students may enter the workforce underprepared to actively contribute to or lead health and safety initiatives in mining operations. This reveals significant training deficiencies that could hinder the effective enforcement of workplace safety standards across the sector. Strengthening the educational framework in this critical area is essential to advancing a culture of safety and ensuring healthier, safer working conditions in the mining industry.

“Q-From the point of view of safety courses are there any training in Mozambique in the area of security?

R- I think that the European Union looks like it. The EMU is the oldest university and the largest in the country, with over courses and more. I think I have a course on that, but here, locally, in the Rovuma don’t have one.” (University educator 1, Mozambique)

At Agostinho Neto University in Angola, the Department of Environment and Workplace Safety offers only a single module focused on occupational health and safety (ET2). As a result, mining and petroleum companies often rely on external expertise, frequently turning to Brazilian institutions. It is common for these com-

panies to invite Brazilian instructors to deliver specialized training directly within their organizations. Most professionals working in the mining, oil, and gas sectors have received their education and training in Brazil, where many have completed bachelor's and, in some cases, master's degrees. Additionally, some companies choose to send their technicians abroad to receive training through university-based programs.

"The ministry of the environment, we will encounter many problems in small businesses, because the area of environment, health and safety is not observed. There is no technical personnel, other departments, no one answers. This leads to the fact that the ministry wants to work with the university in order to implement this area of the industry, and mining companies by providing some basic training on the starting of the college. The smaller companies don't have the money to send out their technicians to training outside. There is another problem, we don't have anyone else at the school, was formed in the area of health and Safety in the Workplace. They are the engineers of the mines that give you in this subject." (ET2, Angola)

The Lack of Standardization Across Educational Institutions

Occupational health and safety curricula vary significantly in scope and content. While some programs focus solely on general workplace safety issues, risks specific to mining, such as the use of explosives, the operation of heavy machinery, and the management of environmental hazards, are often overlooked. This diversity leads to regional and institutional inequalities in the quality of education, weakening the consistency of the knowledge and skills acquired by workers. The absence of a nationally standardized curriculum further exacerbates this situation and makes it difficult to establish common safety practices in the mining sector. Skill development is crucial in mining, and initiatives such as the Strim Project can contribute to overcoming these challenges.

Preliminary discussions with educators in Mozambique and Angola as part of the project highlight significant shortcomings in the current course offerings. For instance, during an interview with a faculty member at Rovuma University in Mozambique, it was noted that the institution lacks advanced programs in this field (ET3). Specifically, there are no dedicated mining degrees available—only programs in Geology, Geography, and a master's in environmental management. In Angola, there is only one module on the environment and safety at work at Agostinho Neto College. Mining/oil companies turn to Brazilian institutions and invite lecturers to give basic courses on these issues in their companies. Most of the technicians in the mining and oil industry are trained in Brazil (some have bachelor's and master's degrees). In some cases, these companies send their technicians to train at Brazilian universities. The main reason for this is related to the Portuguese language and the experiences of Brazilian universities.

The Underrepresentation of Applied and Technical Components in Training Programs

Although many training programs provide theoretical instruction, opportunities for practical, hands-on learning—such as simulations or real-world scenario-based training—remain limited. As a result, workers often lack the applied skills necessary to implement safety protocols effectively in complex mining settings. For instance, while they may understand the theoretical principles of operating machinery, they may not have the experience needed to recognize and respond to hazards during actual operations. This disconnect is especially evident in small-scale mining environments, where resources for practical training are often minimal or entirely absent.

Access to training is another persistent challenge, particularly for workers in rural and artisanal mining communities. Inadequate infrastructure, high associated costs, and language barriers prevent many from participating in formal training initiatives. In remote areas, workers may need to travel significant distances to attend courses, making training both financially burdensome and logistically difficult.

"In the region of the Rovuma, it is necessary to do so because it is in an area where there is a greater extraction of iron, sand, heavy metals, emerald, and gold. They had a lot of cases, with artisanal mining, a lot of

deaths. And the discovery and extraction continue. It will be pertinent to have the degree courses in the short-term impact. Why not have a skilled workforce in this area in the region, they have hired people from other countries, including South Africa, Zambia, etc. Apart from the space for the young people in Mozambique, which were supposed to be in these jobs." (ET3, Mozambique)

Moreover, the predominance of Portuguese in most training programs creates a barrier for individuals who only speak local dialects, thereby restricting broader participation. This issue is particularly pronounced among artisanal miners, who are already at greater risk due to the informal and often unregulated nature of their work. Insights from industry professionals and educators emphasize the pressing need for inclusive and locally adapted curricula that reflect the diverse realities of the workforce. To be effective, these programs should cover mining-specific subjects, include hands-on training elements, and be delivered in accessible formats suitable for workers across all regions.

Recommendations for Curriculum Development

To effectively address the existing gaps in occupational health and safety (OHS) education, Angola and Mozambique must implement targeted strategies to strengthen and modernize their curricula. A holistic approach is essential—one that balances theoretical instruction with practical skill development, while also addressing the unique safety challenges within the mining sectors of both countries. These strategies should focus on developing standardized, accessible, and sector-specific training programs that not only provide workers with core safety competencies but also foster a proactive, safety-oriented culture throughout all levels of the workforce.

Achieving this vision requires coordinated collaboration among governments, academic institutions, mining companies, and international partners. By drawing on the expertise of these stakeholders, Angola and Mozambique can design curricula that are both locally relevant and aligned with global best practices. It is also vital that these programs reflect the diversity of the mining workforce, from large-scale industrial operations to artisanal and small-scale miners, ensuring broad inclusivity and relevance.

In addition, the enhancement of OHS education should extend beyond traditional classroom instruction. Incorporating innovative pedagogical tools—such as simulation-based training and digital learning platforms—can improve both learner engagement and knowledge retention. Strengthening the culture of safety and continuous learning will ultimately contribute to reducing workplace incidents, increasing regulatory compliance, and improving the efficiency and sustainability of mining operations. The overarching goal is to build a competent, adaptable workforce equipped to manage the inherent risks and complexities of the industry. A newcomer risk assessment method can be taken into account for the sake of mining and its implementation (Sahbaz and Dworzak, 2025).

In Mozambique, the University of Rovuma (ET3) reports having a substantial number of faculty members with bachelor's degrees, and there is an expressed interest in supporting two candidates to pursue master's degrees—preferably one specializing in occupational safety and the other in mining. Discussions are ongoing regarding funding allocations and the availability of resources. Furthermore, Rovuma University is seeking support in developing both undergraduate and graduate programs, underscoring a broader need for capacity building in academic program design.

Stakeholders also emphasize the importance of developing human resources in both the public sector and the mining industry more broadly—not limited to government technicians but including industry personnel as well. There is a pressing need for consistent training across institutions to ensure a unified understanding and shared safety language. Additionally, there is a recognized gap in training related to accident investigation procedures (ET1), highlighting the need for dedicated courses tailored specifically to the needs of ministry and industry human resource departments.

"Q-Do you have a course in Mining Engineering at the Rovuma?

R- No, not the Engineering of the Mine does not have it. But we are able to create a course of Engineering in the state. That is what we have to do it. (…)

Q-Thinking of you in your own reality, and thinking of the Rovuma, and the University of the Rovuma, to you, is it a matter of health and safety in the workplace? Or it was important to have the most training in this area?

R- For us, it will be very important to you because it is one-and-coming area. This is an area that, at least here in the northern region, none of these institutions of higher learning. So, we not only need it, but it will also be an element that's very important to add the grid to the curriculum of our education. (…) The first aspect was to be, how does it work, and the type of mining that you have, for now, to predict how it will be in the template. Because, as you will see, most of the mining companies, which we are, in the open air are not, such as in South Africa, which is in the basement." (University educator 1, Mozambique)

"Yes, if you are working on a curriculum that is adapted to reality, then of course this will be part of the general curriculum, but there should also be components that are adapted to reality." Because if you think about it in the Polytechnic Institute and state university from August, as well as the Institute of Higher Education, we have, in the course of Engineering of Mines, and a course that is six months, which is in its third year, that is, to the Environment, Safety and Hygiene at Work, but this is a first half only. And, if you have more courses with the items or the specific content in the area of the extraction and natural stones, I would think that there would enrich our curriculum. (…)" (University educator 3, Angola)

CONCLUSIONS

OHS stands out as an essential element of workplace management, particularly in high-risk sectors like mining. While the mining sector in Angola and Mozambique is a key driver of economic growth, it also faces serious safety risks. Effectively managing these risks requires robust legal regulations, effective oversight mechanisms, and holistic education systems. In this context, a quality OHS curriculum tailored to the unique circumstances of these countries can provide a solid foundation for safe and sustainable mining practices. The purpose of this study is to identify current needs and contribute to the development of content that addresses these needs by highlighting the decisive role of curriculum development in creating a workforce capable of coping with sector-specific hazards.

In the immediate term, urgent revisions to current OHS curricula are essential to address critical gaps and establish a stronger foundation for long-term educational development. Priority actions should include updating course content, strengthening the qualifications and training of educators, improving access to learning opportunities, and promoting collaboration with key stakeholders. These efforts aim to ensure that training programs are both relevant to industry needs and practically applicable in real-world settings.

Through the adoption of these immediate actions, Angola and Mozambique can significantly enhance both the quality and accessibility of occupational health and safety (OHS) education. These foundational improvements will not only tackle urgent gaps but also pave the way for establishing more comprehensive and sustainable training initiatives over time.

In the long term, for sustainable progress, Angola and Mozambique need to implement the strategies that build a strong and sustainable foundation for occupational health and safety (OHS) education. These initiatives should aim to develop comprehensive, forward-looking programs that respond to the changing demands of the mining industry while promoting a culture of safety and ongoing professional development. Creating a standardized national curriculum framework is crucial to maintain uniformity and uphold quality standards across

all education and training institutions. Hands-on training plays a critical role in preparing workers to implement safety procedures effectively in practical settings. To support this, specialized training centers should be developed, featuring simulation technologies and spaces designed for interactive, experiential learning.

ACKNOWLEDGEMENTS

This publication was financed by the European Commission through the EU Erasmus+ program, under STRIM (Safety Training with Real Immersivity for Mining) project with the reference 101083272.

REFERENCES

Anders, D. (2020). Occupational Safety and Health in the Mining Industry in Mozambique – Competence Development for the Implementation of the ILO C176. Deutsche Gesellschaft für Internationale Zusammenarbeit (GIZ) GmbH.

Cawood, F., T., Fenn, A., G., Grobler, H., C., I., McDougall, D.J. (2024). Sustainability and South Africa's mature mines: The innovation imperative. Green and Smart Mining Engineering, 1(3), 299-306. https://doi.org/10.1016/j.gsme.2024.08.003

Coulson, N. (2018). The role of workplace health and safety representatives and the creeping responsibilisation of occupational health and safety on South African mines. Resources Policy, 56, 38–48. https://doi.org/10.1016/J.RESOURPOL.2018.02.007

Hermanus, M.A. (2007). Occupational health and safety in mining-status, new developments and concerns Annual number and rate of fatalities in mining. The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 107.

Hopkins, A. (2011). Risk-management and rule-compliance: Decision-making in hazardous industries. Saf Sci 49, 110–120. https://doi.org/10.1016/J.SSCI.2010.07.014

Khoza, N. (2020). Regional collaborative initiatives to strengthen occupational health and safety training programmes in southern Africa | Occupational Health Southern Africa. Occupational Health Southern Africa, 26.

Rantala, M., Lindholm, M., Tappura, S., Kivistö-Rahnasto, J. (2022). Criteria for Successful Occupational Health and Safety Risk Assessment: A Systematic Review. Safety Management and Human Factors, 64, 184–190. https://doi.org/10.54941/ahfe1002644

Rydell, A., Andersson, I.M., Bernsand, C.O., Rosén, G. (2019). Work environment investments: Critical elements for success in optimizing occupational health and safety effects. Work 64, 107–116. https://doi.org/10.3233/WOR-192974

Sikana, C. (2020). Examination of occupational health and safety systems in selected mining companies on the Copperbelt province of Zambia. Doctoral Dissertion, The University of Zambia.

Steenkamp, R.J. (2012). Programme design dimensions explored for a professional occupational safety and health management qualification for Africa. African Journal of Business Management, 6, 9072–9084. https://doi.org/10.5897/AJBM12.335

Şahbaz, O., Dworzak, M. (2025). Occupational Risk Assessment in Mining—A New Qualitative Method of Risk Analysis. In: Baptista, J.S., et al. Occupational and Environmental Safety and Health VI. Studies in Systems, Decision and Control, vol 230. Springer, Cham. https://doi.org/10.1007/978-3-031-82166-0_6

Van Loggerenberg, N. J. F., Swanepoel, E. (2010). Distance education of safety and health professionals at a higher education institution in South Africa: curriculum development. Journal of Contemporary Management, 7(1), 440-458. https://doi.org/10.10520/EJC51072.

EXAMINING MINE SAFETY DATA ACROSS THE GLOBE: A COMPARATIVE STUDY OF AVAILABILITY, REPORTING PRACTICES, AND THE POTENTIAL OF ADVANCED ANALYTICS

M. I. Mabala[1]*, O. Pillay[2]

[1,2] *University of the Witwatersrand, School of Mining Engineering,*
[1] *Jan Smuts Avenue Braamfontein 2000, South Africa*
**Corresponding Author: isaac.mabala@wits.ac.za*

ABSTRACT

Effective occupational health and safety (OHS) systems are crucial in the global mining industry, yet the practices for reporting and sharing safety data vary significantly worldwide. This paper presents a comparative study of OHS data reporting across ten of the world's leading mining nations: China, Australia, the United States, Canada, South Africa, Chile, Russia, Brazil, India, and Indonesia. Utilising a structured comparative framework, the research evaluates the public accessibility of both raw and summarised mine safety data, the nature of incident reporting standards, and the legislative frameworks governing data transparency. The findings reveal a stark global "data divide," with a minority of nations providing open, granular data suitable for advanced research, while others offer only high-level summaries or maintain near-complete opacity. This disparity severely limits the potential for global benchmarking and cross-jurisdictional learning. To illustrate the transformative potential of open data, a detailed case study is presented using the U.S. Department of Labor's Mine Safety and Health Administration (MSHA) Data Retrieval System. This analysis showcases how advanced analytical techniques, including machine learning and Natural Language Processing (NLP), can extract novel, predictive insights from incident records, moving beyond traditional reactive reporting. The results underscore an urgent need for the international adoption of standardised, openly accessible OHS data frameworks. Such standardisation would not only foster interdisciplinary research and evidence-based policy-making but also catalyse the development of predictive safety innovations, ultimately reducing occupational risks and saving lives in the mining industry globally.

Keywords: Mine Safety Data, Machine Learning, Natural Language Processing, Advanced Data Analytics

INTRODUCTION

The global mining industry, a cornerstone of economic development and a vital supplier of materials for the modern world (United Nations, Department of Economic and Social Affairs, 2025), grapples with the persistent challenge of being one of the world's most hazardous work environments (Nunes et al., 2023). The imperative to reduce occupational fatalities, injuries, and illnesses is a shared goal among regulators, corporations, and labour organisations alike (International Labour Organization, 2017). A critical, yet globally inconsistent, tool for achieving this objective is data transparency (Cruz-Ausejo et al., 2024; International Council on Mining and Metals, 2025)with 8% of fatal injuries concentrated in this sector worldwide. Thus, it is crucial to timely identify the factors involved in such injuries. We aimed to explore the sociodemographic and occupational/organisational factors associated with injuries, causative agents and subsequent disabilities and

fatality of workers exposed to occupational injuries in the mining sector.DesignA secondary scoping review was conducted following the Joanna Briggs Institute guidelines.Data sourcesScopus, Embase, Virtual Health Library, SciELO and PubMed databases were searched in February 2022 and updated in October 2023. The protocol was developed in April 2022.Eligibility criteria for selecting studiesWe included observational studies published within the last 13 years (2010–2022.

This study undertakes a dual-pronged approach. Firstly, it conducts a systematic comparative analysis of OHS data reporting practices in ten of the world's leading mining nations: the United States, China, Australia, Russia, South Africa, Canada, Brazil, Indonesia, Chile, and India. The assessment is guided by a multi-dimensional framework that evaluates each nation's OHS data ecosystem based on (1) the legislative and regulatory framework, (2) data reporting standards and practices, and (3) associated limitations. Secondly, the paper presents an in-depth case study utilising publicly available data from the U.S. Mine Safety and Health Administration (MSHA). This case study illustrates the profound potential of applying modern data science techniques, including machine learning and natural language processing (NLP), to uncover novel and predictive safety insights that extend far beyond traditional analysis.

By providing a comprehensive and current assessment of the global data divide in mine safety, this paper identifies best practices, highlights critical gaps, and showcases the tangible benefits of open data. It aims to build a compelling case for international policy reform, proposing a strategic roadmap toward a safer, more data-driven future for the global mining industry.

SYSTEMATIC COMPARATIVE ANALYSIS OF OHS DATA

The comparative analysis reveals a profound global divide in mine safety data transparency. This ranges from the near-total transparency of the U.S. system to the near-total opacity of China and Russia. Between these extremes lie nations with fragmented data ecosystems due to federal structures (Australia, Canada) and those with centralised collection but limited public access to raw data (South Africa, Chile, Brazil, India).

A critical finding is the distinction between "data reporting" and "data transparency." Many countries practice data reporting by publishing high-level summaries or static PDF reports. While this allows for the tracking of simple lagging indicators, such as annual fatality counts, it creates an illusion of transparency. It masks the inability to perform the deep, systemic, and predictive analysis that is essential for modern safety science. True data transparency—the provision of open, granular, machine-readable incident-level data—is the necessary condition for this more advanced approach. This data divide represents a massive lost opportunity for global safety improvement, as thousands of data points that could inform life-saving research remain locked away in internal government databases, proprietary systems, or are never systematically collected at all. Table 1 summarises the OHS data reporting practices for each of the ten countries. In table 1, "Access" refers to publicly downloadable, machinereadable, incidentlevel microdata; "Primary public access point" is where a noninsider would reasonably look.

Table 1. Cross-country indicators of mine OHS data transparency

Country	Access to raw incident-level data	Primary public access point
United States	Yes	MHSA Mine Data Retrieval System (MDRS). (Mine Safety and Health Administration, 2025b)
Brazil	Partial/Yes (anonymised)	Open Data Portal/SmartLab. (Ministério da Previdência Social, 2025; Ministério da Previdência Social & Ministério do Trabalho e Emprego, 2025; Organização Internacional do Trabalho, 2025)
Canada	No	Provincial regulator sites. (Ministry of Energy, Mines and Low Carbon Innovation, 2024; Government of British Columbia, no date)
Australia	No	State/Territory regulator sites; Safe Work Australia dashboards (Safe Work Australia, 2025)
South Africa	No	Department of Mineral Resources and Energy (DMRE)/Mine Health and Safety Council/ Minerals Council dashboards (Minerals Council South Africa, 2024; Department of Mineral Resources and Energy, no date)
Chile	No	SERNAGEOMIN site (summaries) (AuraQuantic, 2025)
India	Very Limited	Open Government Data (OGD) platform (National Informatics Centre, 2025)
Indonesia	No	Ministry summaries (Pemerintah Republik Indonesia, 2010; Kementerian Energi dan Sumber Daya Mineral (KESDM), 2014, 2018)
China	No	Press statistics (People's Republic of China, 2002, 2021)
Russia	No	Rostekhnadzor annual summaries (Russian Federation, 1997; "Russian Federation: State Regulation and Mining Law Development," 2015; Rostekhnadzor, 2020)

Open (Or Near-Open) Systems:

· United States: Reporting is standardised under the Federal Mine Safety and Health Act (1977) and the MINER Act (2006), with detailed requirements in 30 CFR Part 50 (Mine Safety and Health Administration, 2025b). Section 1503 of the Dodd-Frank Act requires listed mining companies to disclose serious MSHA orders in periodic filings, strengthening investor visibility of safety risks (United States Securities and Exchange Commission, 2011). Public access via MSHA's MDRS provides incident-level, machine-readable data suitable for benchmarking and predictive analytics (Mine Safety and Health Administration, 2025b). Known caveats

include potential under-reporting by contractors and historical coding changes that complicate long-run analysis (Eastern Research Group, 2013; Muzaffar et al., 2013).

· Brazil: Mandatory digital accident reporting (CAT) via the national eSocial platform creates anonymised, incident-level microdata; public access is provided through the Brazilian Open Data Portal and the SmartLab dashboards(Ministério da Previdência Social, 2025; Ministério da Previdência Social & Ministério do Trabalho e Emprego, 2025; Organização Internacional do Trabalho, 2025). While breadth and recency are strengths, data are dispersed across agencies and require technical integration (Ministério do Trabalho e Emprego, 2024).

Partial Systems:

· Canada: Provincial regimes (e.g., British Columbia's Mines Act) mandate reporting and publish weekly/annual summaries, but the absence of a national, mine-level database limits cross-country benchmarking; the industry-led TSM programme offers context but is voluntary (British Columbia, 1996; Mining Association of Canada, 2025; Government of British Columbia, no date).

· Australia: State/territory regulators operate under varying laws (e.g., Coal Mining Safety and Health Act 1999 (QLD); Work Health and Safety (Mines) Regulations 2022 (WA)); national coordination via the NMSF is non-binding. Public outputs are mainly dashboards and summary reports; nationally consistent, incident-level microdata are not released (Queensland Government, 1999; Ministerial Council on Mineral and Petroleum Resources, 2009; O'Neill et al., 2013; Constable, 2019; Government of Western Australia, 2022; Safe Work Australia, 2025).

· South Africa: The Mine Health and Safety Act (1996) under DMRE's Mine Health and Safety Inspectorate mandates reporting and maintains the South African Mines Reportable Accidents Statistical System (SAMRASS) database; public access is via aggregated dashboards and PDFs, limiting external replication and advanced analytics (Minerals Council South Africa, 2024; Department of Mineral Resources and Energy, no date). Corporate-level variability in OHS reporting can further obscure intra- and inter-company comparisons (Rikhotso, Shabangu and Havenga, 2024).

· Chile: Servicio Nacional de Geología y Minería (SERNAGEOMIN) provides central oversight and is digitising investigation workflows; however, there is no public portal for querying incident-level data ((Republic of Chile, 1983, 2004; AuraQuantic, 2025).

· India: The Mines Act (1952) and Directorate General of Mines Safety (DGMS) establish a strong legal basis, yet the national OGD platform exposes only sparse OHS datasets; formal inquiry reports are not centrally searchable (Parliament of India, 1952; National Informatics Centre, 2025; Ministry of Labour and Employment, no date), 1952; Ministry of Labour and Employment, no date; National Informatics Centre, 2025).

Opaque Systems (Oversight Without Public Microdata):

· Indonesia: The Minerba Law and Energi dan Sumber Daya Mineral (ESDM) Regulation No. 26/2018 established the Sistem Manajemen Keselamatan Pertambangan (SMKP) system. It requires comprehensive internal reporting to inspectors; although public access remains limited to periodic summaries (Republik Indonesia, 2009; Kementerian Energi dan Sumber Daya Mineral (KESDM), 2014, 2018).

· China: A centralised regime under National Mine Safety Administration (NMSA) and Ministry of Emergency Management (MEM) enforces the Work Safety Law and the Mine Safety Law; public disclosure is tightly controlled and typically limited to press briefings with national totals (People's Republic of China, 2002, 2021; Li Zhenying, 2020; Xu, 2023).

· Russia: Rostekhnadzor oversees investigations under the Industrial Safety Law and Federal'nye Normy i Pravyla (FNP); acts of investigation are not public, and available data are high-level summaries (Russian Federation, 1997; "Russian Federation: State Regulation and Mining Law Development," 2015; Rostekhnadzor, 2020).

Across jurisdictions, many systems 'report' safety via dashboards or PDFs, but few provide the incident-level, machine-readable microdata required for robust benchmarking and predictive prevention. The U.S. model, strengthened by statutory reporting (30 CFR Part 50) and investor-facing disclosure (Dodd-Frank §1503), demonstrates what becomes possible: hazard diagnostics and models that flag near-fatal events for priority investigation ((United States Securities and Exchange Commission, 2011; Mine Safety and Health Administration, 2025b, 2025a). Brazil shows that anonymised national microdata can be released at scale through open-data infrastructure (eSocial/SmartLab) while managing privacy (Ministério da Previdência Social, 2025; Organização Internacional do Trabalho, 2025). By contrast, partial and opaque regimes constrain learning and comparability, as seen in fragmented Canadian/Australian systems and restricted access in South Africa, Chile, India, Indonesia, China and Russia ((Kementerian Energi dan Sumber Daya Mineral (KESDM), 2018; Rostekhnadzor, 2020; People's Republic of China, 2021; National Informatics Centre, 2025; Safe Work Australia, 2025; Department of Mineral Resources and Energy, no date; Government of British Columbia, no date)

A pragmatic near-term path is to adopt a minimal, high-value public plan, event type, equipment, location, occupation, exposure hours, outcome, and a short narrative, in machine-readable formats. Data can be anonymised and released with reasonable latency (e.g., monthly). National portals should provide bulk downloads, stable field dictionaries and revision logs to manage plan drift (Eastern Research Group, 2013). Voluntary programmes (e.g., TSM) add context but cannot substitute for regulatory microdata. Implemented across major mining nations, this approach would enable credible benchmarking, strengthen investor and community oversight, and materially accelerate harm reduction.

ADVANCED ANALYTICS THROUGH OPEN-ACCESS MINE SAFETY DATA

This section demonstrates the tangible safety value that can be unlocked from a high-quality, open dataset. The U.S. MSHA data serves as the foundation for this analysis.

The MSHA Dataset

The analysis utilises the publicly available MSHA Part 50 accident, injury, and illness datasets, which cover all U.S. coal and metal/nonmetal mining operations from 2000 through 2023. The power of this dataset for advanced analytics stems from its richness and structure:

· Structured Fields: Each incident record contains over 50 coded variables, providing a multi-dimensional view of the event. Key fields include MINE_ID, ACCIDENT_TYPE, DEGREE_INJURY, OCCUPATION, MINING_METHOD, EQUIPMENT_MANUFACTURER, NATURE_OF_INJURY, BODY_PART, and DAYS_LOST. This structured data is ideal for statistical and machine learning models.

· Unstructured Text: Crucially, each record includes a NARRATIVE field—a concise, free-text description of the incident written by investigators. This field provides invaluable context that is often lost in predefined codes and is the target for Natural Language Processing (NLP) techniques. For the analysis, the raw data were prepared by parsing date fields and creating a binary target variable, Fatal, derived from the DEGREE_INJURY code (where '01' signifies a fatality) to facilitate classification modelling.

Diagnostic Analysis: Identifying High-Consequence Hazards

A foundational analysis of the MSHA data confirms long-term safety improvements while highlighting specific, high-consequence hazards. Time-series analysis reveals a dramatic downward trend in both total ac-

cidents and fatalities over the past two decades, although there have been some recent fluctuations. A deeper analysis of accident classifications reveals an important distinction between frequency and severity. While the most common types of non-fatal accidents are consistently "Handling Materials" and "Slip or Fall of Person," a disproportionate number of fatalities are associated with "Powered Haulage" (i.e., accidents involving mobile equipment like trucks and loaders). For example, in 2020, powered haulage incidents made up about 17% of all accidents but nearly 50% of fatalities. This data-driven insight supports MSHA's strategic focus on its Powered Haulage safety initiative, showing how accessible data enables effective prioritisation of regulatory and industry efforts on the most life-threatening hazards.

Predictive Analytics: Classifying Fatality Risk Factors

To move beyond reactive analysis, a predictive model was developed to assess whether an incident's characteristics could forecast its potential severity. The objective was to create a machine learning model to predict the likelihood of an incident being fatal based on the structured data available at the time of reporting (excluding the known outcome and the text narrative). A Random Forest classifier was selected for its robustness and ability to quantify the importance of different predictive variables. A major challenge was the severe class imbalance in the dataset, with fatal incidents accounting for less than 1% of all records. This was addressed using class weighting techniques to ensure the model did not simply learn to predict the majority (non-fatal) class. The model was trained on historical data (2000-2019) and tested on more recent data (2020-2023) to simulate a real-world forecasting scenario.

While overall accuracy can be misleading in such cases, the model's performance on the minority class was insightful. It achieved a recall (sensitivity) of approximately 60% for fatal accidents, meaning it correctly identified three out of every five actual fatalities based on the incident's initial characteristics. The model's "false positives"—non-fatal incidents flagged as having a high risk of being fatal—are not merely errors. These cases represent high-potential near-misses, where an incident shared the statistical DNA of a fatal event, but a fatality was avoided, perhaps through luck or successful intervention. A system built on this model could automatically flag these "near-fatalities" for priority investigation, allowing regulators to learn crucial lessons about what prevents a tragedy before it occurs. This transforms the model's statistical output into a powerful, proactive safety tool. The model's internal logic, as revealed through its feature importance scores, offers actionable insights into the factors that most significantly increase the risk of fatality.

Narrative Analysis with Deep Learning: Uncovering Latent Themes in Accident Reports

The primary data source for this analysis was the free-text NARRATIVE field contained within the MSHA accident dataset. A two-stage NLP methodology was implemented to extract thematic insights.

· Semantic Embedding via BERT Each raw text narrative was processed using a pre-trained BERT (Bidirectional Encoder Representations from Transformers) deep learning model. This step transformed the unstructured text into dense, high-dimensional numerical vectors, or "embeddings." The BERT architecture was selected for its ability to capture the contextual and semantic nuances of language, ensuring that the resulting vector representations accurately reflect the meaning of the narrative(Devlin et al., 2018). This process of vectorisation is a critical prerequisite for the application of quantitative clustering techniques.

· Unsupervised Thematic Clustering The generated embeddings were subsequently subjected to a k-means clustering algorithm. The objective of this unsupervised learning step was to partition the dataset into a predetermined number of distinct clusters (k). The algorithm iteratively assigned each accident narrative's vector representation to the nearest cluster centroid, minimising the within-cluster sum of squares. The resulting clusters group narratives with high semantic similarity, thereby revealing emergent themes corresponding to common accident scenarios.

The clustering analysis successfully identified several distinct and interpretable categories of accident types. The thematic coherence of each cluster was validated by examining the keywords and phrases most representative of its constituent narratives. Key identified themes include:

· Ground Control Incidents: A significant cluster characterized by narratives containing terms such as "fall of roof," "rib," and "ground support."

· Equipment and Haulage Collisions: A distinct group of incidents unified by keywords like "truck," "struck," "collision," and "conveyor."

· Maintenance and Electrical Hazards: A coherent cluster of accidents involving maintenance activities, with prominent keywords including "maintenance," "repair," "electric," "shocked," and "burn."

The successful application of this methodology highlights the potential to transition from lagging, descriptive safety indicators (e.g., historical incident counts) to leading, predictive analytics. By systematically analysing the latent themes within unstructured narratives, it becomes possible to identify high-risk operational patterns and precursor events before they result in severe incidents.

This study highlights a significant methodological shift, demonstrating that with detailed, open-access data and advanced analytical techniques, a more proactive approach to occupational safety can be enabled. The capacity to conduct such analyses, however, is fundamentally dependent on the availability of comprehensive public datasets. The absence of such resources in other major mining nations presents a considerable barrier to the global development and implementation of these potentially life-saving tools.

CONCLUSION

This study highlights a stark global divide in the transparency and accessibility of mine safety data, revealing that only a few countries provide the open, granular datasets needed to enable advanced analytics and predictive safety tools, while most rely on limited or fragmented reporting systems. The case of the U.S. MSHA demonstrates how open data can drive transformative improvements in hazard identification and risk management through the application of modern data science techniques. However, without standardised, publicly accessible safety data across all major mining nations, opportunities for international benchmarking, innovation, and proactive accident prevention are severely constrained. Bridging this data divide through harmonised reporting standards is essential for unlocking the full potential of advanced analytics, supporting evidence-based policy, and ultimately, improving safety outcomes for mine workers worldwide.

REFERENCES

AuraQuantic (2025) "SERNAGEOMIN establishes a new administrative culture with AuraQuantic." AuraQuantic. Available at: https://cdn.featuredcustomers.com/CustomerCaseStudy.document/Case_Study_-_Sernageomin_-_2025.pdf (Accessed: June 20, 2025).

British Columbia (1996) "Mines Act." Queen's Printer for British Columbia. Available at: https://www.bclaws.gov.bc.ca/civix/document/id/complete/statreg/96293_01 (Accessed: June 21, 2025).

Constable, T. (2019) Health and safety the first priority for Australian minerals sector. Available at: https://minerals.org.au/resources/health-and-safety-the-first-priority-for-australian-minerals-sector/ (Accessed: June 22, 2025).

Cruz-Ausejo, L. et al. (2024) "Occupational accidents in mining workers: scoping review of studies published in the last 13 years," BMJ Open, 14(10), p. e080572. Available at: https://doi.org/10.1136/bmjopen-2023-080572.

Department of Mineral Resources and Energy (no date) Mine accidents and disasters. Available at: https://www.dmre.gov.za/mineral-resources/mine-health-and-safety/mine-accidents-and-disasters (Accessed: June 20, 2025).

Devlin, J. et al. (2018) "BERT: Pre-training of Deep Bidirectional Transformers for Language Understanding." arXiv. Available at: https://doi.org/10.48550/ARXIV.1810.04805.

Eastern Research Group (2013) "Evaluation of Accuracy and Completeness of Nonfatal Injury and Illness Reporting in the Mining Industry: Final Report." U.S. Department of Labor. Available at: https://www.dol.gov/sites/dolgov/files/OASP/legacy/files/FINAL_REPORT_evaluation_accuracy_completeness_nonfatal_injury_illness_reporting_mining.pdf (Accessed: June 21, 2025).

Government of British Columbia (no date) Mining incident reporting and information. Available at: https://www2.gov.bc.ca/gov/content/industry/mineral-exploration-mining/health-safety/incident-information?utm_source=chatgpt.com#doreporting (Accessed: June 22, 2025).

Government of Western Australia (2022) "Work Health and Safety (Mines) Regulations 2022." Parliamentary Counsel's Office. Available at: https://www.legislation.wa.gov.au/legislation/prod/filestore.nsf/FileURL/mrdoc_48401.pdf/$FILE/Work%20Health%20and%20Safety%20(Mines)%20Regulations%202022%20-%20%5B01-e0-00%5D.pdf?OpenElement.

International Council on Mining and Metals (2025) Transparent safety data reporting. Available at: https://www.icmm.com/en-gb/our-work/health-and-safety/safety-data-and-indicators (Accessed: June 20, 2025).

International Labour Organization (2017) "Vision Zero Fund: Achieving a world without occupational accidents and diseases." Geneva: International Labour Organization. Available at: https://www.ilo.org/sites/default/files/wcmsp5/groups/public/@ed_dialogue/@lab_admin/documents/projectdocumentation/wcms_572474.pdf (Accessed: June 20, 2025).

Kementerian Energi dan Sumber Daya Mineral (KESDM) (2014) Peraturan Menteri Energi dan Sumber Daya Mineral Nomor 38 Tahun 2014 tentang Penerapan Sistem Manajemen Keselamatan Pertambangan Mineral dan Batubara (SMKP). Available at: https://peraturan.bpk.go.id/Details/142467/permen-esdm-no-38-tahun-2014 (Accessed: June 23, 2025).

Kementerian Energi dan Sumber Daya Mineral (KESDM) (2018) "Keputusan Menteri Energi dan Sumber Daya Mineral Nomor 1827 K/30/MEM/2018 tentang Pedoman Pelaksanaan Kaidah Teknik Pertambangan yang Baik." KESDM. Available at: https://jdih.esdm.go.id/dokumen/download?id=Keputusan+Menteri+ESDM+Nomor+1827+K+30+MEM+2018.pdf (Accessed: June 23, 2025).

Li Zhenying (2020) Notice on Issuing the Regulations on the Function Allocation, Internal Organization and Staffing of the State Administration of Mine Safety Supervision, National Mine Safety Administration. Available at: https://www.chinamine-safety.gov.cn/jg/zyzz/202012/t20201210_375035.shtml (Accessed: June 23, 2025).

Mine Safety and Health Administration (2025a) "Code of Federal Regulations: Title 30 — Mineral Resources, Part 50 — Notification, Investigation, Reports and Records of Accidents, Injuries, Illnesses, Employment, and Production in Mines." Office of the Federal Register, National Archives and Records Administration. Available at: https://www.ecfr.gov/current/title-30/chapter-I/subchapter-I/part-50 (Accessed: June 21, 2025).

Mine Safety and Health Administration (2025b) Mine data retrieval system. Available at: https://www.msha.gov/data-and-reports/mine-data-retrieval-system (Accessed: June 21, 2025).

Minerals Council South Africa (2024) Mining Industry Occupational Safety & Health - OHS data. Available at: https://www.mosh.co.za/downloads/ohs-data (Accessed: June 20, 2025).

Mining Association of Canada (2025) Towards Sustainable Mining. Available at: https://mining.ca/towards-sustainable-mining/ (Accessed: June 22, 2025).

Ministerial Council on Mineral and Petroleum Resources (2009) "National Mine Safety Framework." Ministerial Council on Mineral and Petroleum Resources. Available at: https://www.industry.gov.au/sites/default/files/2018-11/national-mine-safety-framework-implementation-report.docx#:~:text=The%20National%20Mine%20Safety%20Framework%20(NMSF)%20is%20an%20initiative%20of,regime%20in%20the%20mining%20industry. (Accessed: June 22, 2025).

Ministério da Previdência Social (2025) Register Work Accident Report (CAT). Available at: https://www.gov.br/pt-br/servicos/registrar-comunicacao-de-acidente-de-trabalho-cat (Accessed: June 23, 2025).

Ministério da Previdência Social & Ministério do Trabalho e Emprego (2025) "Manual de Orientação do eSocial – Versão S-1.3." Secretaria de Previdência, Brasília. Available at: https://www.gov.br/esocial/pt-br/documentacao-tecnica/manuais/mos-s-1-3-consolidada-ate-a-no-s-1-3-03-2025.pdf (Accessed: June 23, 2025).

Ministério do Trabalho e Emprego (2024) "NR-22: Segurança e Saúde Ocupacional na Mineração — portaria no 225, de 26 de fevereiro de 2024." Ministério do Trabalho e Emprego. Available at: https://www.gov.br/trabalho-e-emprego/pt-br/acesso-a-informacao/participacao-social/conselhos-e-orgaos-colegiados/comissao-tripartite-partitaria-permanente/normas-regulamentadora/normas-regulamentadoras-vigentes/nr-22-atualizada-2024-3-arq-temporario-1.pdf?utm_source=chatgpt.com (Accessed: September 15, 2025).

Ministry of Energy, Mines and Low Carbon Innovation (2024) "Health, Safety and Reclamation Code for Mines in British Columbia." British Columbia: King's Printer. Available at: https://www2.gov.bc.ca/assets/gov/farming-natural-resources-and-industry/mineral-exploration-mining/documents/health-and-safety/code-review/minescode_april_2024_web.pdf (Accessed: June 22, 2025).

Ministry of Labour and Employment (no date) Directorate General of Mines Safety. Available at: https://labour.gov.in/organizationsofmole/directorate-general-mines-safety-dgms#:~:text=These%20are%20administered%20by%20the,Union%20Ministry%20of%20Labour%20%26%20Employment. (Accessed: June 23, 2025).

Muzaffar, S. et al. (2013) "Factors associated with fatal mining injuries among contractors and operators," Journal of Occupational & Environmental Medicine, 55(11), pp. 1337–1344. Available at: https://doi.org/10.1097/jom.0b013e3182a2a5a2.

National Informatics Centre (2025) Open Government Data (OGD) Platform India.

Nunes, J.P. et al. (2023) ILO Introductory Report: Safe and healthy working environments for all. Sydney, Australia: International Labour Organization. Available at: https://www.ilo.org/sites/default/files/wcmsp5/groups/public/%40ed_protect/%40protrav/%40safework/documents/publication/wcms_906187.pdf (Accessed: June 20, 2025).

O'Neill, S. et al. (2013) Issues in the measurement and reporting of work health and safety performance: a review. Canberra: Macquarie Lighthouse Press.

Organização Internacional do Trabalho (2025) Observatório de Segurança e Saúde no Trabalho. Available at: https://smartlabbr.org/ (Accessed: June 23, 2025).

Parliament of India (1952) "The Mines Act, 1952." The Gazette of India. Available at: https://labour.gov.in/sites/default/files/theminesact1952.pdf (Accessed: June 23, 2025).

Pemerintah Republik Indonesia (2010) "Peraturan Pemerintah Nomor 55 Tahun 2010 tentang Pembinaan dan Pengawasan Penyelenggaraan Pengelolaan dan Pelaksanaan Usaha Pertambangan Mineral dan Batubara." Sekretariat Negara RI. Available at: https://peraturan.bpk.go.id/Download/156267/PP%2055%20Tahun%202010.pdf (Accessed: June 23, 2025).

People's Republic of China (2002) "Law of the People's Republic of China on Work Safety (Presidential Order No.70 of 2002)." National People's Congress. Available at: https://natlex.ilo.org/dyn/natlex2/natlex2/files/download/76096/CHN76096%20Eng2.pdf (Accessed: June 23, 2025).

People's Republic of China (2021) "Law of the People's Republic of China on Safety in Mines (2021 Revision)." National People's Congress. Available at: https://natlex.ilo.org/dyn/natlex2/natlex2/files/download/31943/CHN31943.pdf (Accessed: June 23, 2025).

Queensland Government (1999) "Coal Mining Safety and Health Act 1999." Office of the Queensland Parliamentary Counsel. Available at: https://www.legislation.qld.gov.au/view/whole/html/inforce/current/act-1999-039 (Accessed: June 23, 2025).

Republic of Chile (1983) "Código de Minería (Law No. 18 248)." Diario Oficial de la República de Chile. Available at: https://www.bcn.cl/leychile/navegar?idNorma=29668 (Accessed: June 20, 2025).

Republic of Chile (2004) "Reglamento de Seguridad Minera (Supreme Decree No. 132)." Diario Oficial de la República de Chile. Available at: https://www.bcn.cl/leychile/navegar?idNorma=221064 (Accessed: June 20, 2025).

Republik Indonesia (2009) "Undang-Undang Nomor 4 Tahun 2009 tentang Pertambangan Mineral dan Batubara." Sekretariat Negara Republik Indonesia. Available at: https://peraturan.bpk.go.id/Details/38578/uu-no-4-tahun-2009 (Accessed: June 23, 2025).

Rikhotso, O., Shabangu, M. and Havenga, Y. (2024) "The Illusive Pipedream of Zero Harm: A South African Mining Industry Perspective," Safety, 10(3), p. 65. Available at: https://doi.org/10.3390/safety10030065.

Rostekhnadzor (2020) "Order No. 505 Federal norms and rules for safe mining operations and mineral processing." Russian Federal Service for Environmental, Technological and Nuclear Supervision (Rostekhnadzor).

Russian Federation (1997) "Federal Law No. 116-FZ On Industrial Safety of Hazardous Production Facilities." Ministry of Justice of the Russian Federation. Available at: https://cornplus.ru/userfls/ufiles/fz-116.pdf (Accessed: June 24, 2025).

"Russian Federation: State Regulation and Mining Law Development" (2015) Encyclopedia of Mineral and Energy Policy, pp. 1–4. Available at: https://doi.org/10.1007/978-3-642-40871-7_67-1.

Safe Work Australia (2025) Dashboards by industry: Mining. Available at: https://data.safeworkaustralia.gov.au/interactive-data/industry/mining (Accessed: June 20, 2025).

United Nations, Department of Economic and Social Affairs (2025) Harnessing the potential of critical minerals for sustainable development. 2. Johannesburg: United Nations Publication. Available at: https://desapublications.un.org/sites/default/files/publications/2025-01/WESP%202025_Harnessing%20the%20Potential%20of%20Critical%20Minerals%20for%20Sustainable%20Development_WEB.pdf (Accessed: June 20, 2025).

United States Securities and Exchange Commission (2011) "Mine Safety Disclosure (Final Rule Release No. 33-9286; 34-65385; File No. S7-30-11)." Washington, DC: U.S. Government Printing Office.

Xu, M. (2023) China's coal mine accidents rise amid push for higher production, Reuters. Available at: https://www.reuters.com/markets/commodities/chinas-coal-mine-accidents-rise-amid-push-higher-production-2023-02-24/?utm_source=chatgpt.com (Accessed: June 23, 2023).

SİSMİK YÜKLERİN ATIK BARAJLARININ STABİLİTİSİNE ETKİSİNİN İNCELENMESİ

INVESTIGATION OF THE EFFECT OF SEISMIC LOADS ON THE STABILITY OF TAILINGS DAMS

H. Çelt, K. Hasözdemir, A. Başçetin[1]

İstanbul Teknik Üniversitesi, Maden Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü
([1] Sorumlu yazar: abascetin@itu.edu.tr)

ÖZ

Çalışmanın amacı, Türkiye'deki bir atık barajının stabilitesinde sismik aktivitelerin etkisini, zaman, jeolojik faktörler ve baraj tasarımı göz önünde bulundurularak değerlendirmektir. Çeşitli senaryolar elde etmek için parametreler değiştirilmiş ve sonuçlar analiz edilmiştir. Senaryolar Slide3 yazılımı ile 3D olarak modellenmiştir. Öncelikle statik durumda stabiliteler belirlenmiş ve daha sonra sismik yükler eklenmiştir. Şiddetli anlık yağış etkisinin modellenebilmesi için boşluk suyu basıncı oranı (H_u) her aşama için artacak şekilde seçilmiştir. Analizlerde gövde dolgusu ve atık malzemeye ait kohezyon (c), içsel sürtünme açısı (φ) ve birim hacim ağırlığı gibi temel zemin parametreleri sabit tutularak, farklı gözenek suyu basıncı oranlarını temsil eden Hu katsayıları altında güvenlik katsayısı değişimi gözlemlenmiştir. Elde edilen veriler üzerinden çoklu parametrik regresyon analizleri gerçekleştirilmiş, FS ile c, φ ve H_u arasındaki istatistiksel ilişkiler doğrusal modellerle ortaya konmuştur. Sonuçlar, kohezyon ve içsel sürtünme açısının stabiliteyi artırıcı, Hu katsayısının ise azaltıcı yönde etkili olduğunu göstermiştir.

Anahtar Kelimeler: Şev stabilitesi, atık barajı, sonlu elemanlar yöntemi, güvenlik faktörü

ABSTRACT

This study aims to evaluate the impact of seismic activity on the stability of a tailings dam in Turkey, considering temporal, geological factors, and dam design. Parameters were varied to generate different scenarios, and the results were analyzed accordingly. The scenarios were modeled in 3D using Slide3 software. Initially, the stability conditions were determined under static loading, followed by the inclusion of seismic loads. To simulate the effect of sudden and intense rainfall, the pore water pressure ratio (H_u) was increased incrementally at each stage. In the analyses, key geotechnical parameters such as cohesion (c), internal friction angle (φ), and unit weight of the dam fill and tailings material were kept constant. At the same time, the factor of safety (FS) was observed under varying Hu values. Based on the resulting data, multiple parametric regression analyses were conducted, and linear models were established to reveal the statistical relationships between FS and the parameters c, φ, and H_u. The results indicated that while cohesion and internal friction angle had a positive effect on stability, the H_u coefficient had a negative influence.

Keywords: Slope stability, tailings dam, finite elements method, factor of safety

GİRİŞ

Atık barajları, madencilik ve endüstriyel faaliyetler sonucunda oluşan artık malzemelerin uzun vadeli ve güvenli şekilde depolanmasını amaçlayan yapılardır. Bu tür barajlar, yalnızca sıvıların değil, aynı zamanda katı parçacıkların (çoğunlukla silt, kil, kum) depolanmasını da içerdiğinden, geleneksel su barajlarından farklı mühendislik özelliklerine sahiptir. Kullanılan malzemeler genellikle saha şartlarına bağlı olarak değişir; kil, kum ve kayaç kırıntıları gibi doğal malzemeler ile birlikte flotasyon sonrası kalan atıklar da dolgu amacıyla kullanılmaktadır. Bu malzemelerin jeomekanik özellikleri (kohezyon, boşluk suyu basıncı, içsel sürtünme açısı) barajın stabilitesi için yüksek önem taşımaktadır.

Bölgenin depremselliği de atık barajlarının yapımında kritiktir. Yatayda ve düşeyde deprem sismik katsayıları barajın stabilitesini etkileyen önemli bir etkendir. Özellikle yatay sismik katsayısı arttıkça güvenlik katsayısı yaklaşık doğrusal şekilde azalmaktadır (Sahoo vd., 2018). Baraj sahasında gerçekleşen depremler barajda sıvılaşma sorununu meydana getirmekte ve baraj stabilitesinin kaybına neden olmaktadır.

Atık barajları, inşa yöntemlerinin çeşitliliği, kullanılan dolgu malzemesinin heterojenliği ve uzun süreli yüklemeye maruz kalmaları nedeniyle zamanla farklı duraysızlık mekanizmalarına karşı hassas hâle gelirler. Bu duraysızlıklar çoğunlukla çok bileşenli fiziksel süreçlerin, dış çevresel etkilerin ve zemin içi dinamiklerin etkileşimi sonucu gelişir. Yapısal güvenliğin ihlali, genellikle ani bir çökme olarak gözlemlense de, arka planda yer alan gerilim birikimi, drenaj sorunları veya zemin karakteristiğindeki değişimler uzun bir süreye yayılmış olabilir (Clarkson ve Williams, 2021).

Barajın en düşük stabiliteye sahip bölgesi seçilmiştir. Farklı koşullarda yağış sonrası durum analiz edilmiştir. Barajın seçilen bölgesinin statik ve pseudo-statik analizleri farklı c, φ ve H_u değerlerine göre analiz edilmiştir. Bu jeomekanik parametrelerin birbirleri arasındaki korelasyon ortaya konmuştur. Parametrelerin değişiminde hangisinin daha kritik bir role sahip olduğu ortaya konmuştur.

YAPILAN ÇALIŞMALAR

Atık barajı stabilitesinin güvenilir şekilde değerlendirilebilmesi için, baraj gövdesini oluşturan zeminlerin dayanım parametrelerinin gerçekçi ve mühendislik açısından anlamlı aralıklarda tanımlanması gereklidir. Bu çalışma kapsamında kullanılan φ ve c değerleri, yapılan laboratuvar deneylerine ve proje raporunda verilen zemin sınıflamalarına dayalı olarak belirlenmiş; bu değerlerin çevresinde oluşturulan alternatif senaryolar ile stabilite analizleri gerçekleştirilmiştir.

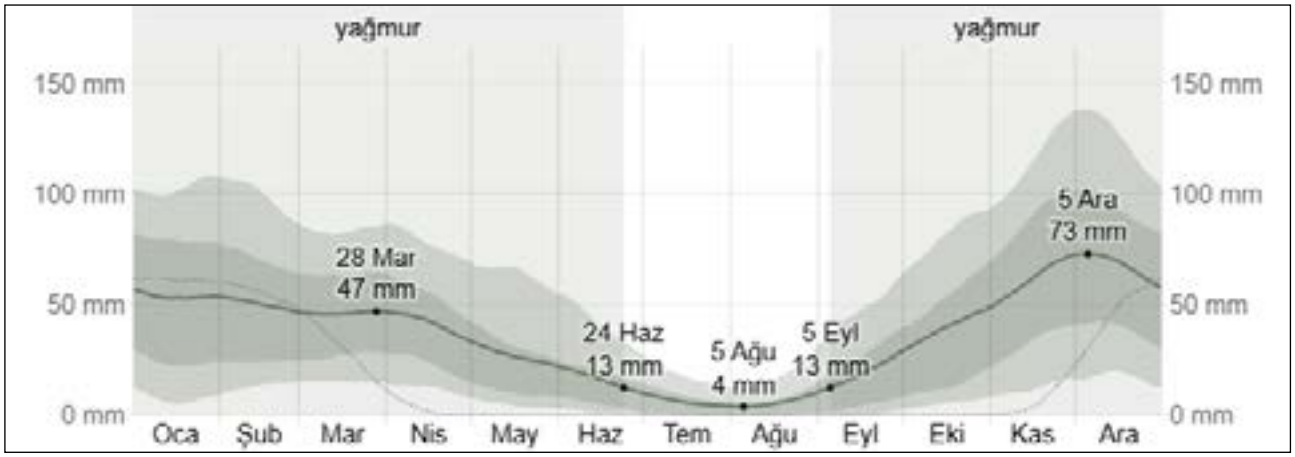
Analiz yaklaşımı, sabit birim hacim ağırlığı ve sabit zemin tipi varsayılarak, φ ve c parametrelerinin mühendislik gerçekliği içerisinde makul sayılabilecek küçük adımlarla arttırıldığı sistematik bir varyasyon üzerine kuruludur. Bu sayede, parametrelerin küçük değişimlerinin güvenlik katsayısına olan etkisi doğrudan gözlemlenmiş ve parametrik duyarlılık analizi yapılabilmiştir. Parametreler değişen seviyelerde kohezyon için (26-35 kPa) ve içsel sürtünme açısı için (38-44°) değerleri kullanılmıştır. Seçilen kohezyon ve içsel sürtünme açısı değerlerinin birbirine yakın tutulmasının amacı, gerçek saha koşullarında gözlemlenebilecek varyasyonların modellenmesi ve mühendislik tasarımları açısından sınır durumların belirlenmesidir. Buna ek olarak atık barajının inşa edildiği bölgenin deprem ivme katsayıları yönetmeliğe (Resmî Gazete, 2007) göre yatayda (k_h) 0.26, düşeyde (k_v) ise 0.13 olarak belirlenmiştir.

Yapılan stabilite analizlerinde kullanılan H_u parametresi fiziksel ve hidrolojik temellere dayalı olarak belirlenmiştir. Bölgenin yağış karakteristiklerine göre H_u değerleri belirlenmiştir ve daha yüksek Hu değerlerinin yalnızca deneysel karşılaştırma amacıyla kullanılmıştır H_u katsayısı Eşitlik (1)'de tanımlanmıştır.

Hu, gözenek suyu basıncının (u), zemin üzerindeki toplam dikey gerilmeye (σ_v) oranı olarak tanımlanır. Burada, u yağış sonucu oluşan gözenek suyu basıncıdır, σ_v ise zemin derinliği boyunca oluşan toplam dikey

gerilmedir. H_u değeri, zemin içerisinde suyun yük taşıma kapasitesine olan etkisini temsil eder ve özellikle yağış sonrası stabilite analizlerinde kritik rol oynar. Gözenek suyu basıncı Eşitlik (2)'de, toplam dikey gerilme ise Eşitlik (3)'te gösterilmiştir. Su birim hacim ağırlığını (γ_w), dolgu malzemesinin yoğunluğunu (γ_z) ve (h) su kolonunun yüksekliğini ifade etmektedir.

Barajın bulunduğu bölgeye ait meteorolojik verilere göre, bölgedeki tipik yoğun yağış senaryoları 50–75 mm düzeyinde olmakta (Şekil 1) ve bu yağışlar çoğunlukla birkaç saatlik sürelerde gerçekleşmektedir. Yağışın yüzeyden zemine etkilediği derinlik ise genellikle 1–2 metreyi geçmemektedir. Çizelge 1'de, farklı yağış miktarları ve için hesaplanan H_u oranlarını göstermektedir.



Şekil 1. Bölgenin ortalama aylık yağmur (Cedar Lake Ventures, 2025)

Aşağıda hesaplanan değerlere dayanarak, $H_u = 0.022$ değeri orta şiddette bir yağış senaryosunu (yaklaşık 50 mm) temsil ederken, $H_u = 0.04$ değeri şiddetli fakat olası bir yağışın (yaklaşık 75–85 mm) yüzeyden 1 m derinliğe sızması durumunu temsil etmektedir. Analizlerde $H_u = 0.125$, 0.25, 0.375 ve 0.5 gibi daha yüksek değerler de test edilmiştir.

Çizelge 1. Hu değeri hesaplaması

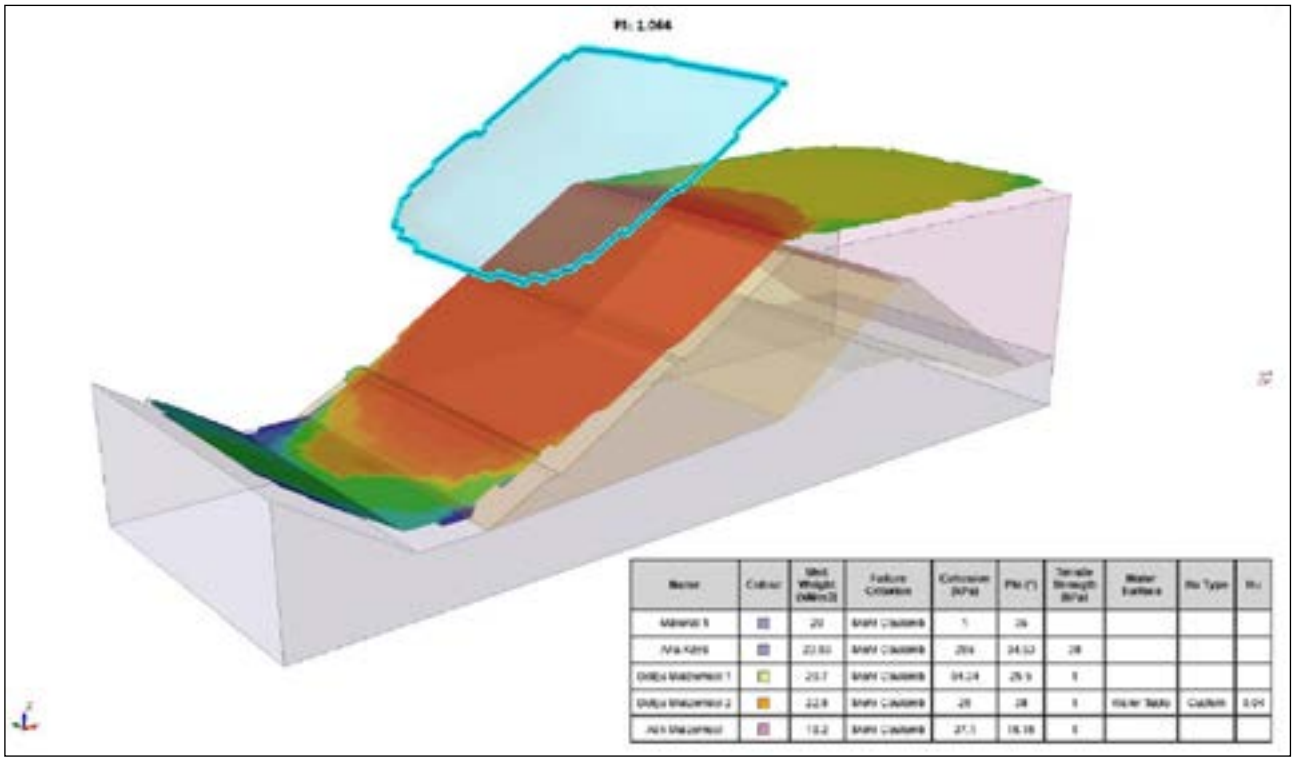
Yağış (mm)	Zemin Derinliği (m)	Gözenek Suyu Basıncı u (kPa)	Dikey Gerilme σv (kN/m³)	H_u (u/σv)
10	1	0.098	22	0.004
25	1	0.245	22	0.011
50	1	0.491	22	0.022
75	1	0.736	22	0.033
100	1	0.981	22	0.045

Limit Denge Analizi

Bu çalışmada, atık barajının stabilitesi hem statik hem de yarı statik (yağış ve sismik koşullar) yüklemeler altında değerlendirilmiştir. Analizlerde, limit denge yöntemleri arasından Spencer ve Morgenstern-Price yöntemleri tercih edilmiştir. Bu iki yöntemin seçilme nedeni, diğer klasik yöntemlerin aksine hem moment hem de kuvvet denge denklemlerini aynı anda sağlayabilmeleri ve dolayısıyla daha gerçekçi güvenlik katsayıları sunmalarıdır. Özellikle baraj gibi geometrik olarak karmaşık, çok katmanlı yapılar içeren ve sismik etkiler ile gözenek suyu basıncı gibi değişkenlere duyarlı sistemlerde, ara dilim kuvvetlerini dikkate alan ve kuvvetlerin

yönünü tanımlama imkânı veren bu yöntemler, mühendislik açısından daha güvenilir çözümler sağlamaktadır. Ayrıca bu yöntemler, kullanıcıya ara kuvvet dağılımını kontrol etme olanağı sunduğundan, analiz sonuçlarının senaryo bazlı yorumlanmasını da mümkün kılmaktadır.

İki yöntem ile toplamda 140 farklı analiz gerçekleştirilmiştir. Bu senaryolar öncesinde bahsedilen kohezyon ve içsel sürtünme açısı değerleri ile, belirlenen farklı H_u değerleri ile oluşturulmuştur. Barajın geometrisi ve seçilen en zayıf durum Şekil 2'de gösterilmiştir. Şekil 1'de görüldüğü üzere 2 farklı kil dolgu ile inşa edilen barajın tamamen atıkla dolduğu andaki pseudo-statik durumu analiz edilmişir. Güvenlik katsayısı kabul edilebilir durumun biraz altında kalmaktadır.



Şekil 2. Analiz sonrası yüzey güvenlik haritası

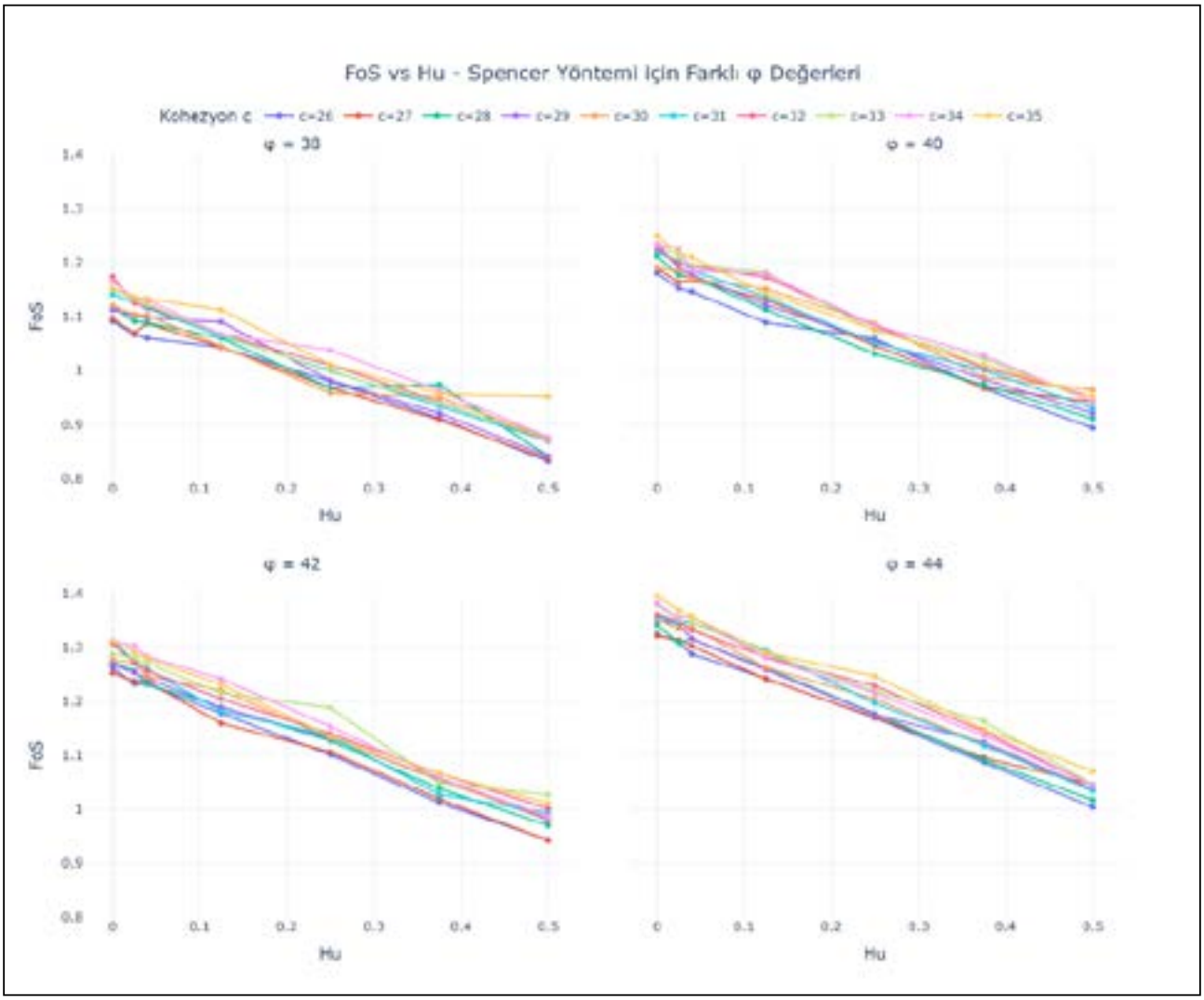
Parametrelerin Stabilite ile İlişkisi

Baraj stabilitesini etkileyen temel parametrelerin güvenlik katsayısı üzerindeki etkisini daha sistematik bir biçimde analiz edebilmek amacıyla regresyon analizi gerçekleştirilmiştir. Analizde , φ ve H_u bağımsız değişkenler olarak tanımlanmış; güvenlik katsayısı ise bağımlı değişken olarak modellenmiştir. Analiz yalnızca sismik etkilerin bulunduğu durumları kapsamaktadır.

Analiz için oluşturulan veri setleri, farklı , φ ve H_u kombinasyonlarına karşılık gelen güvenlik katsayısı sonuçlarını içermekte olup hem Spencer hem de Morgenstern–Price limit denge yöntemleriyle ayrı ayrı değerlendirilmiştir. Her bir yöntem için toplam 280 adet analiz yapılmıştır ve bu veriler kullanılarak iki ayrı regresyon modeli üretilmiştir.

Görselleştirme sonucunda, FoS değerlerinin Hu arttıkça belirgin biçimde azaldığı gözlemlenmiştir. Bu azalma, tüm ϕ ve c kombinasyonları için geçerliliğini korumaktadır. Bu durum, artan gözenek suyu basıncının zeminin efektif gerilmesini azaltarak kayma direncini düşürdüğünü ve dolayısıyla stabiliteyi olumsuz etkilediğini göstermektedir. Aynı zamanda, c ve φ parametrelerindeki artışın FoS üzerinde olumlu etkileri olduğu da grafikler üzerinden fark edilebilmektedir. Daha yüksek kohezyon ve içsel sürtünme açısı değerlerine sahip zeminlerde, Hu'daki artışa rağmen FoS'un nispeten daha yüksek seviyelerde kalmaktadır. Ayrıca grafikler

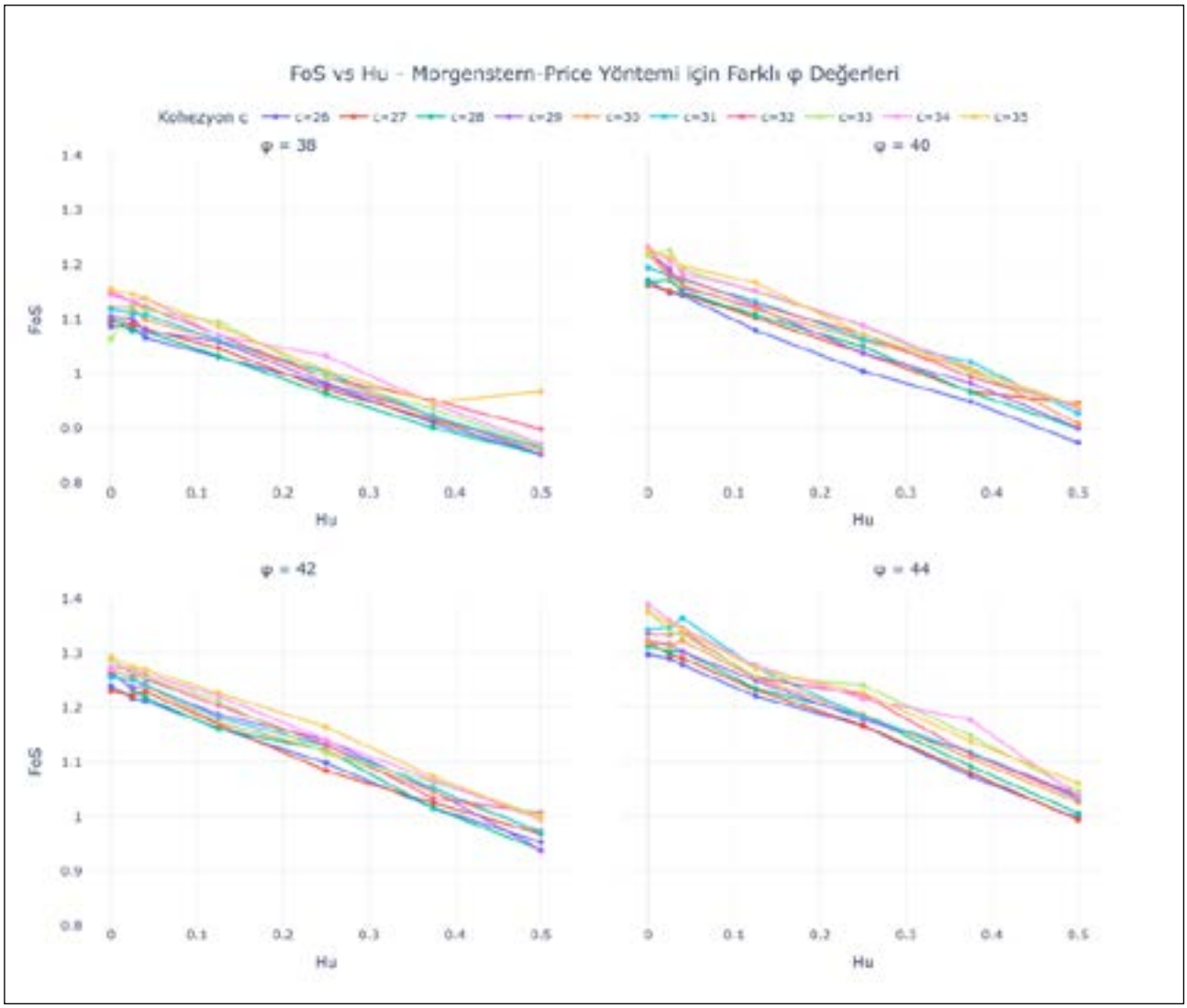
üzerinden, FoS ile bağımsız değişkenler (c, φ ve H_u) arasındaki ilişkinin büyük ölçüde doğrusal (lineer) bir eğilim sergilediği Şekil 3 ve 4'te görülmektedir. Bu durum, doğrusal regresyon analizinin uygulanabilirliğini desteklemektedir ve modelleme için verinin uygun olduğunu göstermektedir.



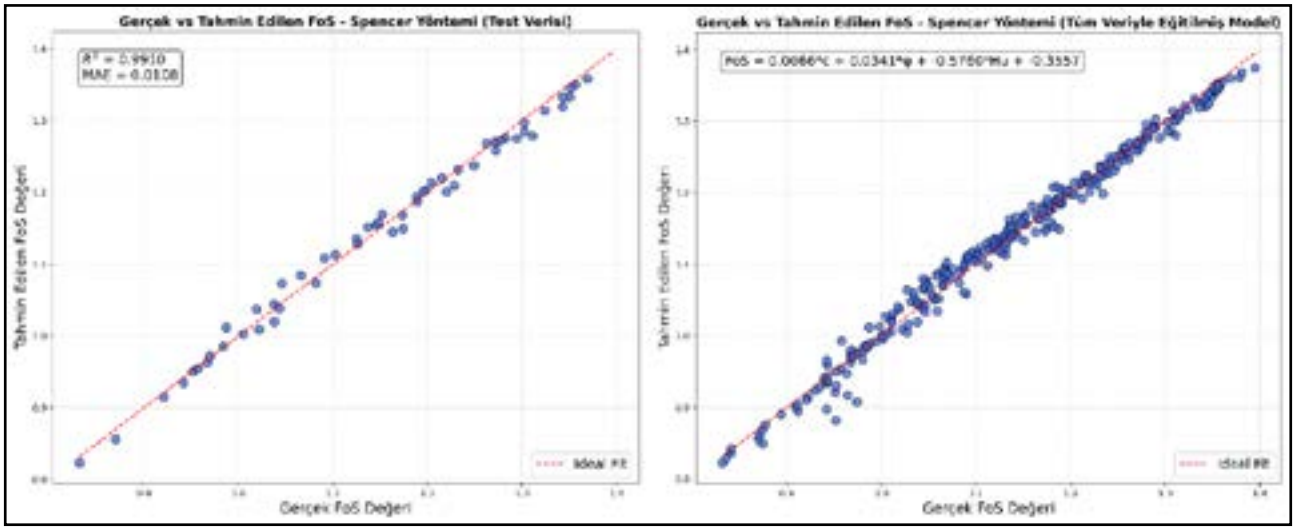
Şekil 3. Spencer yöntemi için farklı φ ve c değerlerine bağlı olarak FoS- H_u ilişkisi

Modelin genelleme özelliğini sınamak amacıyla, veri seti eğitim (%80) ve test (%20) olmak üzere ikiye ayrılmıştır. Bu aşamada yalnızca train verisiyle eğitilen model, daha önce hiç görmediği test verisi üzerinde değerlendirilmiş, böylece modelin aşırı öğrenme (overfitting) yapıp yapmadığı kontrol edilmiştir. Tüm analizler Python kullanılarak, Jupyter Notebook ortamında ve Scikit-learn kütüphanesi ile gerçekleştirilmiştir. Her iki yöntem (Spencer ve Morgenstern–Price) için doğrusal regresyon modelleri ayrı ayrı oluşturulmuş; model performansı determinasyon katsayısı (R^2) ve Ortalama Mutlak Hata (MAE) metrikleriyle değerlendirilmiştir. Regresyon modeli olarak doğrusal aşağıdaki Eşitlik 4. ile tanımlanmıştır.

Buna ek olarak, modellerin sistematik sapma içerip içermediğini test etmek amacıyla artık (residual) analizleri yapılmış, hataların sıfır etrafında rastgele ve simetrik dağılıp dağılmadığı incelenmiştir. Bu analizler sonucunda modellerin sadece tahmin gücü açısından değil, istatistiksel varsayımlara uygunluk açısından da güvenilir sonuçlar verdiği görülmüştür. Model doğrulama süreci tamamlandıktan sonra, tüm veri seti kullanılarak nihai modeller yeniden eğitilmiş ve bu modellerin regresyon denklemleri elde edilmiştir. Her iki yönteme ait nihai model çıktıları ve performanslarına ilişkin detaylı değerlendirmeler, ilerleyen paragraflarda sunulmuştur.

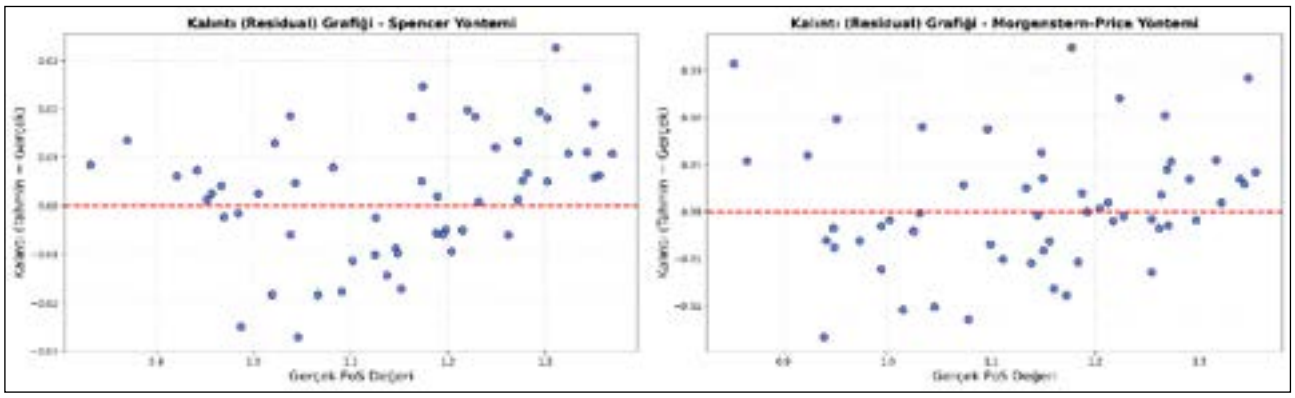


Şekil 4. Morgenstern–Price yöntemi için farklı φ ve c değerlerine bağlı olarak FoS- H_u ilişkisi



Şekil 5. Spencer yöntemi için test verisi tüm veri setiyle eğitilen modelin tahmin edilen ve gerçek FoS değerlerinin karşılaştırılması

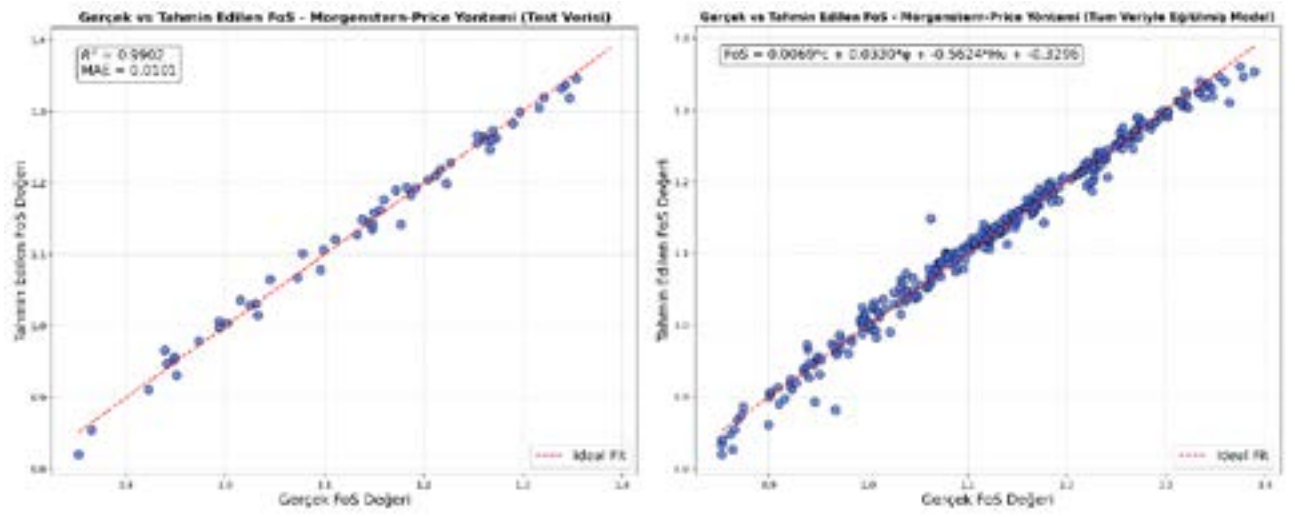
Spencer yöntemi için oluşturulan regresyon modeli, test verisi üzerinde yapılan değerlendirmede modelin R^2 değeri 0.9910, MAE değeri ise 0.0108 olarak bulunmuştur. Bu değerler, modelin yalnızca train verisine aşırı uyum sağlamadığını (overfitting), aynı zamanda daha önce görmediği veriler üzerinde de tutarlı tahminler gerçekleştirebildiğini göstermektedir. Tahmin edilen ve gözlenen FoS değerlerinin y = x doğrusu etrafında toplandığı Şekil 5, bu uyumu görsel olarak desteklemektedir. Doğrusal regresyon varsayımlarının sağlanıp sağlanmadığını değerlendirmek amacıyla yapılan artık (residual) analizlerinde (Şekil 6), hataların sıfır etrafında rastgele ve simetrik dağıldığı gözlemlenmiştir. Bu dağılım, modelin sistematik bir sapma içermediğini ve istatistiksel olarak tutarlı sonuçlar sunduğunu göstermektedir.



Şekil 6. Spencer ve Morgenstern-Price yöntemleri için artık (residual) grafiği

Model doğrulama sürecinin tamamlanmasının ardından, tüm veri seti kullanılarak nihai model eğitilmiş ve modelin tüm veri kümesi üzerindeki performansı Şekil 7'de sunulmuştur. Bu grafik, eğitilen modelin regresyon doğrusunu ve tahmin başarımını görsel olarak ortaya koymaktadır. Nihai modele ait regresyon denklemi ise aşağıda verilmiştir.

Benzer biçimde, Morgenstern–Price yöntemi için de ayrı bir doğrusal regresyon modeli geliştirilmiş ve test verisi üzerinden performans değerlendirmesi yapılmıştır. Bu modelde R^2 değeri 0.9902, MAE değeri ise 0.0101 olarak bulunmuştur. Şekil 7'de görüldüğü gibi, tahmin edilen değerler gözlenenlerle büyük ölçüde örtüşmektedir. Artık analizleri de Spencer yöntemine benzer şekilde hataların sıfır etrafında rastgele dağıldığını göstermiştir (Şekil 6). Bu durum, modelin sistematik bir önyargı taşımadığını ve varsayımlara uygun şekilde çalıştığını göstermektedir.



Şekil 7. Morgenstern-Price yöntemi için test verisi tüm veri setiyle eğitilen modelin tahmin edilen ve gerçek FoS değerlerinin karşılaştırılması

Nihai modelin genel performansı Şekil 7'de sunulmuştur. Bu grafik, tüm veri setiyle oluşturulan modelin regresyon doğrusu ve ilgili denklemini sunmaktadır. Bu modelde elde edilen nihai regresyon denklemi aşağıda verilmiştir. Bu formül, Spencer yöntemiyle elde edilen denkleme oldukça benzemektedir. Bu benzerlik, modellerin matematiksel olarak tutarlı sonuçlar sunduğunu göstermektedir.

Yapılan regresyon analizleri sonucunda, kohezyon, içsel sürtünme açısı ve gözenek suyu basıncı oranının güvenlik katsayısı üzerinde anlamlı ve tutarlı etkiler oluşturduğu görülmüştür. Her iki yöntemle elde edilen doğrusal modeller, parametrelerle stabilite arasındaki ilişkiyi göstermekte olup, benzer sonuçlar vermiştir.

Sonuç olarak, gerçekleştirilen parametrik regresyon analizi, c, φ ve gözenek suyu basıncı oranı H_u değişkenlerinin baraj stabilitesi üzerindeki etkilerini hem istatistiksel hem de mühendislik açısından anlamlı biçimde ortaya koymuştur. Elde edilen doğrusal regresyon modelleri, özellikle sismik yükleme altındaki senaryolarda, güvenlik katsayısının bu üç temel parametreyle güçlü biçimde ilişkili olduğunu göstermiştir. Kohezyon ve içsel sürtünme açısı pozitif etkiler sunarken, gözenek suyu basıncı oranı negatif bir eğilim göstermiştir; bu sonuçlar mühendislikte bilinen fiziksel mekanizmalarla tamamen örtüşmektedir. Her iki yöntemde (Spencer ve Morgenstern–Price) elde edilen regresyon katsayılarının benzerliği, modellerin tutarlılığını desteklemektedir. Bununla birlikte, mevcut analiz yoğunluğu sabit alınarak yapılmıştır ve bu parametre modele dahil edilmemiştir. Modelin daha geniş kapsamlı hale getirilmesi amacıyla, ilerleyen çalışmalarda yoğunluk, sismik ivme gibi ilave parametrelerin de modele dahil edilmesi gerektiği değerlendirilmektedir. Ayrıca, çalışmada kullanılan veri seti yalnızca belirli bir baraj konfigürasyonuna ve sınırlı sayıda analiz sonucuna dayandığı için, farklı zemin tipleri, baraj geometrileri ve saha koşullarını kapsayacak şekilde veri çeşitliliğinin artırılması, modelin genellenebilirliğini daha da güçlendirecektir.

SONUÇLAR VE TARTIŞMA

Analiz sonuçları, özellikle düşük kohezyon ve düşük içsel sürtünme açısı değerleri birlikte değerlendirildiğinde, artan gözenek suyu basıncının stabilite üzerinde belirgin bir zayıflatıcı etkisi olduğunu ortaya koymuştur. Yapılan çalışmada H_u katsayısı 0.0'dan 0.5'e kadar kademeli olarak artırılmış ve her senaryo için güvenlik katsayısı hesaplanmıştır. $H_u \geq 0.5$ olan durumlarda, Spencer ve Morgenstern-Price yöntemleriyle yapılan Slide3 analizlerinde bazı kritik kesitlerde güvenlik katsayısının 0.8 ile 1.0 aralığına kadar düştüğü tespit edilmiştir. Bu değerler, pseudo-statik stabilite için kabul edilebilir minimum sınırların altında kalmakta olup, bu durum barajın dış şevinde kayma yüzeylerinin oluşma riskinin yüksek olduğuna işaret etmektedir.

Bu bulguların daha sistematik şekilde değerlendirilmesi amacıyla regresyon analizleri gerçekleştirilmiştir. Sonuçlar c, φ ve H_u değişkenlerinin güvenlik katsayısı üzerinde belirgin ve tutarlı etkiler yarattığını ortaya koymuştur. Kohezyon ve içsel sürtünme açısı güvenlik katsayısını artırırken, gözenek suyu basıncı oranı azaltıcı bir eğilim göstermiştir. Her iki yöntemde (Spencer ve Morgenstern–Price) elde edilen benzer regresyon katsayıları, modellerin tutarlılığını desteklemektedir. Bununla birlikte, çalışmada kullanılan veri setleri yalnızca sabit yoğunluk değerine ve tek bir baraj konfigürasyonuna dayanmaktadır. Bu durum, elde edilen modellerin mevcut sınırlar içinde geçerli ve anlamlı olduğunu göstermektedir. Ancak daha genel bir model oluşturabilmek için farklı zemin türleri, baraj geometrileri ve saha koşullarını içeren veri setleriyle modelin genişletilmesi gerekmektedir. Bunun gibi çalışmalarla, modelin genellenebilirliği arttırılmalı ve farklı koşullarda da güvenilir tahminler sağlayıp sağlamadığı kontrol edilmelidir.

TEŞEKKÜR

Bu çalışmada bana her zaman destek olan Özge Ece Özalp'e teşekkürlerimi sunarım.

KAYNAKÇA

Cedar Lake Ventures. (n.d.). Balya Bölgesinde Yıl Boyu İklim ve Hava Durumu. Weather Spark. https://tr.weatherspark.com

Clarkson, L., Williams, D. (2021). An Overview of Conventional Tailings Dam Geotechnical Failure Mechanisms. Mining, Metallurgy & Exploration 38, 1305–1328 https://doi.org/10.1007/s42461-021-00381-3

Fell, R., MacGregor, P., Stapledon, D., Bell, G., Foster. M. (2014). Geotechnical Engineering of Dams, 2nd Edition. In CRC Press eBooks. https://entrospace.nilebasin.org/handle/20.500.12351/485

Resmî Gazete (2007). Deprem Bölgelerinde Yapılacak Binalar Hakkında Yönetmelik. (Sayı: 26454). https://www.resmigazete.gov.tr/eskiler/2007/03/20070306-3.htm

Sahoo, P. P., Shukla, S. K., & Mohyeddin, A. (2018). Slope Stability of Tailing Dam Under Seismic Excitation. In: Solving Pavement and Construction Materials Problems with Innovative and Cutting-edge Technologies, GeoChina 2018, 76-82.

PATLAMADAN KORUNMA DOKÜMANI: TARİHSEL GELİŞİMİ VE ULUSLARARASI MEVZUATTAKİ KARŞILIĞI

EXPLOSION PROTECTION DOCUMENT: HISTORICAL DEVELOPMENT AND ITS CORRESPONDENCE IN INTERNATIONAL LEGISLATION

J. Demirören[1*], M. A. Demirören[2]

1 Gülport Liman Hizmetleri A.Ş.
(*Sorumlu yazar: j.demiroren@gulport.com)
2 Güllük Mandalya Turizm ve Liman Hizmetleri A.Ş.

ÖZ

Patlayıcı ortamlar, endüstriyel iş yerlerinde ciddi güvenlik riskleri oluşturur ve bu risklerin yönetimi için ulusal ve uluslararası düzenlemeler gereklidir. Türkiye'de Patlamadan Korunma Dokümanı, patlayıcı ortamların tanımlanması ve kontrolü için temel bir araçtır. Bu çalışma, dokümanın Türkiye'deki tarihsel gelişimini inceleyerek Avrupa Birliği, Amerika Birleşik Devletleri ve diğer ülkelerin düzenlemeleriyle karşılaştırır. Yapay zeka destekli teknolojiler, patlama önlemede yeni bir çağ açmaktadır. Bulgular, dokümanın etkinliğini artırmak için teknik kapasitenin ve yasal çerçevenin güçlendirilmesi gerektiğini göstermektedir.

Anahtar Kelimeler: Patlamadan korunma dokümanı, patlayıcı ortam, iş güvenliği, yapay zeka

ABSTRACT

Explosive atmospheres pose significant safety risks in industrial workplaces, necessitating national and international regulations. In Turkey, the Explosion Protection Document is a key tool for identifying and controlling such environments. This study examines the historical development of the document in Turkey, comparing it with regulations in the European Union, the United States, and other countries. Artificial intelligence-supported technologies are ushering in a new era of explosion prevention. Findings indicate the need to enhance technical capacity and the legal framework to improve the document's effectiveness.

Keywords: Explosion protection document, explosive atmosphere, occupational safety, artificial intelligence

GİRİŞ

Patlayıcı ortamlar, yanıcı gazlar, tozlar veya buharların tutuşmasıyla endüstriyel tesislerde ciddi tehlikeler yaratır. Türkiye'de Patlamadan Korunma Dokümanı, bu riskleri yönetmek için geliştirilmiş bir araçtır ve iş yerlerinin güvenlik stratejilerini şekillendirir.

Bu çalışma, Patlamadan Korunma Dokümanı'nın (PKD) Türkiye'deki tarihsel gelişimini ve uluslararası mevzuatla karşılaştırmasını incelemek için sistematik bir literatür taraması ve karşılaştırmalı analiz yöntemini benimsemiştir. Türkiye'deki PKD'nin evrimini anlamak için resmi mevzuatlar, teknik raporlar ve akademik yayınlar taranmıştır.

Uluslararası karşılaştırma için Avrupa Birliği'nin ATEX direktifleri, ABD'nin OSHA düzenlemeleri ve seçilen diğer ülkelerin (örneğin, Avustralya ve Kanada) patlama önleme standartları incelenmiştir. Yapay zeka uygulamalarının değerlendirilmesi için, patlayıcı ortamların yönetiminde kullanılan yapay zeka temelli teknolojilere ilişkin güncel literatür ve vaka çalışmaları analiz edilmiştir. Veriler, tematik analiz yöntemiyle sınıflandırılmış ve karşılaştırmalı bir çerçevede sunulmuştur.

PATLAMADAN KORUNMA DOKÜMANININ TARİHSEL GELİŞİMİ: TÜRKİYE PERSPEKTİFİ

Erken Dönem: Endüstriyel Risklerin Farkındalığı

Türkiye'de patlayıcı ortam farkındalığı, 1960'lı ve 1970'li yıllarda maden kazalarıyla başladı. 1974 Zonguldak patlaması, 43 can kaybıyla, yanıcı gaz kontrolü gerekliliğini vurguladı. Güvenlik, temel havalandırma ile sınırlıydı; doküman gibi bir araç yoktu. 1988 İş Sağlığı ve Güvenliği Tüzüğü, patlayıcı maddeleri düzenlese de yetersizdi.

Avrupa Birliği Uyum Süreci ve İlk Adımlar

1990'larda Avrupa Birliği ile ilişkiler, iş güvenliği standartlarını etkiledi. Avrupa Birliği'nin 1999/92/EC (ATEX 137) Direktifi model oldu. 26 Aralık 2003'te yayımlanan yönetmelik, dokümanı tanımladı ve risk analizi, zon sınıflandırması (Zone 0, 1, 2) ile teknik önlemleri zorunlu kıldı. Ancak, uygulama teknik uzmanlık eksikliğiyle sınırlı kaldı.

6331 Sayılı Kanun ve Modernizasyon

2012'de 6331 sayılı İş Sağlığı ve Güvenliği Kanunu, dokümanı güçlendirdi. 2013 yönetmeliği, bilimsel risk analizi, çalışan eğitimi ve düzenli güncellemeyi zorunlu kıldı. 2015-2020 denetimlerinde, kimya ve enerji sektörlerinde dokümanın %80 oranında bulunduğu, ancak %30'unda eksiklikler olduğu raporlandı. Günümüzde doküman yaygın, ancak tutarlılık ve teknik bilgi eksikliği devam ediyor.

ULUSLARARASI MEVZUATTAKİ KARŞILIKLAR

Avrupa Birliği: ATEX Direktifleri

Avrupa Birliği'nde 1999/92/EC (ATEX 137) ve 2014/34/EU (ATEX 114), patlayıcı ortamları düzenler. ATEX 137, Explosion Protection Document hazırlanmasını zorunlu kılar; risk analizi, zon sınıflandırması ve ex-proof ekipman içerir. Avrupa sistemi, Türkiye'deki doküman için ilham kaynağıdır.

Amerika Birleşik Devletleri: OSHA ve Proses Güvenliği

Amerika Birleşik Devletleri'nde OSHA'nın 29 CFR 1910.119 Process Safety Management standardı, patlama risklerini proses güvenliğiyle ele alır. Standard, tehlike analizi ve çalışan eğitimini kapsar.

Diğer Yaklaşımlar

Avustralya'da Work Health and Safety yasaları, tehlikeli alan sınıflandırmasını gerektirir. Japonya'da Industrial Safety and Health Act, risk analizini zorunlu kılar. Birleşik Krallık'ta RIDDOR, patlama olaylarının raporlanmasını sağlar, ancak Türkiye'de doküman veri tabanına entegre değildir.

DÜNYA'DA MEYDANA GELEN MADEN PATLAMALARI

Avrupa

Oaks patlaması (İngiltere, 1866), metan ve toz patlamasıyla 361 can kaybına neden oldu; havalandırma iyileştirildi, 1872 Yasası çıktı. Courrières felaketi (Fransa, 1906), 1099 ölüyle gaz ölçümlerini standartlaştırdı. Amerika Monongah patlaması (Amerika Birleşik Devletleri, 1907), 362 can kaybıyla Maden Bürosu'nun kurulmasını sağladı. Upper Big Branch (2010), 29 ölüyle kömür tozu izlemeyi zorunlu kıldı.

Türkiye

Kozlu patlaması (1992), 263 can kaybıyla 2003 yönetmeliği için itici güç oldu. Soma faciası (2014), 301 ölüyle doküman denetimlerini sıkılaştırdı.

Amasra (1960), 63 can kaybıyla gaz izleme ihtiyacını vurguladı. Tüpraş İzmir (1999), 2 ölüyle dokümanın endüstriyel kapsamını genişletti. Sakarya Hendek (2020), 7 ölüyle dokümanın dinamik güncellenmesi gerekliliğini ortaya koydu. Amasra (2022), 41 ölüyle teknolojik entegrasyon ihtiyacını gösterdi.

Çizelge 1, Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı'nın 2015-2020 denetim raporlarına göre Türkiye'de Patlamadan Korunma Dokümanı (PKD) uygulamalarındaki eksikliklerin dağılımını görselleştirmekte olup, standart dışı dokümanların %30 ile en yaygın sorun olduğunu ortaya koymaktadır.

Çizelge 1. Türkiye'de patlamadan korunma dokümanı (PKD) uygulamalarındaki eksikliklerin dağılımı

Eksiklik Türü	Oran %
Standar Dışı PKD	30
Yetersiz Risk Analizi	25
Çalışan Eğitim Eksikliği	20
Güncellenmeyen PKD	15
Denetim Yetersizliği	10

Kaynak: Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı, 2021

Olayların PKD üzerine etkisi

Bu facialar, dokümanın risk analizi ve önleme planlarını şekillendirdi. 2003 yönetmeliği, Kozlu ve Tüpraş gibi olaylara yanıt verdi. Soma ve Amasra, dokümanın aktif risk yönetim aracı olmasını sağladı, ancak denetim eksiklikleri sürüyor.

YAPAY ZEKA DESTEKLİ PATLAMA ÖNLEME VE GÜNCEL UYGULAMALAR

Yapay zeka, patlayıcı ortamların yönetiminde devrim yaratıyor. Sistemler, IoT sensörleri ve makine öğrenimiyle metan ve toz birikimlerini gerçek zamanlı tespit ediyor. Yapay zeka, patlayıcı ortamların yönetiminde dönüştürücü bir etki yaratarak endüstriyel güvenliği küresel ölçekte güçlendirmektedir. Gerçek zamanlı gaz ve toz algılama sistemleri, madenlerden kimyasal tesislere, petrol platformlarından çelik üretimine kadar geniş bir yelpazede patlama risklerini azaltmaktadır. Metan birikimini %0.2 ila %5 LEL aralığında tespit eden ve toz patlamalarını %90'ın üzerinde doğrulukla önleyen bu teknolojiler, sıfır can kaybı ve %15 ila %40 oranında olay azalması sağlamıştır. Türkiye'de YZ kullanımı henüz sınırlı olsa da, pilot projeler umut verici sonuçlar

sunmaktadır. Ancak, bu teknolojilerin yaygınlaşması için teknik altyapı, uzmanlık eğitimi ve devlet teşvikleri kritik önem taşımaktadır. Yapay zeka, patlamadan korunma dokümanlarının etkinliğini artırarak iş güvenliğinde yeni bir çağ başlatmaktadır. Örnek olaylar aşağıda sunulmaktadır:

1.Anglo American, Güney Afrika (2023): Platin madenlerinde yapay zeka destekli sistem, metan birikimini %5 LEL'de tespit ederek patlamayı önledi; %95 doğrulukla sıfır can kaybı sağlandı (Anglo American, 2023; Intrinsically Safe Store, 2024).

2.BHP Billiton, Avustralya (2022): Queensland kömür madeninde yapay zeka, metan birikimini %0.5 LEL'de algıladı; 2020-2022'de patlama olayları %30 azaldı (BHP, 2024; Dust Safety Science, 2024).

3.Vale, Brezilya (2021): Demir madeninde yapay zeka sensörleri, toz patlama riskini %20 azalttı; 15 olay önlendi (Vale, 2024; IChemE, 2023).

4.CV Technology, Amerika Birleşik Devletleri (2023): Firefly Eximio sistemi, tahıl tesislerinde toz patlamalarını %35 azalttı (Dust Safety Science, 2024; CV Technology, 2023).

5. Amerika Birleşik Devletleri'nde 2021'de 860 patlama olayı raporlandı; yapay zeka kullanılan tesislerde bu oran %15 düşüktü (Statista, 2024).

6.Avrupa'da ATEX uyumlu tesislerde yapay zeka, 2015-2020'de patlama olaylarını %25 azalttı (European Commission, 2021).

7. Glencore, Avustralya (2024): Yeni Güney Galler kömür madeninde yapay zeka, metan birikimini %0.8 LEL'de tespit etti; 2023-2024'te kazalar %25 azaldı (Glencore, 2024; Dust Safety Science, 2024).

8. BP, Birleşik Krallık (2022): Clair petrol platformunda yapay zeka, gaz sızıntısını %0.3 LEL'de algıladı; güvenlik olayları %18 azaldı (BP, 2024; HSE, 2023).

9.Cargill, Amerika Birleşik Devletleri (2023): Firefly Eximio, tahıl tesisinde toz birikimini %10 konsantrasyon sınırında tespit etti; %90 doğruluk sağlandı (Dust Safety Science, 2024; NFPA, 2023).

10.Türkiye'de yapay zeka kullanımı %5'le sınırlı; pilot projelerde %10 risk azalması gözlendi (ÇSGB, 2023).

11. Rio Tinto, Avustralya (2023): Pilbara demir madenlerinde yapay zeka tabanlı otonom sensör sistemi, metan gazı birikimini %0.4 LEL'de tespit ederek patlama riskini önledi; 2022-2023'te güvenlik olayları %28 azaldı (Rio Tinto, 2023; Journal of Mining Science, 2023).

12. Sinopec, Çin (2022): Kimyasal tesislerde derin öğrenme destekli YZ sistemi, yanıcı gaz sızıntılarını %0.2 LEL'de algıladı; tesis güvenliğinde %40 iyileşme sağlandı, 8 patlama olayı önlendi (Sinopec, 2023; Process Safety and Environmental Protection, 2022).

13. ArcelorMittal, Kanada (2024): Çelik üretim tesisinde YZ tabanlı toz izleme sistemi, yanıcı toz birikimini %15 konsantrasyon sınırında tespit etti; patlama riski %30 azaldı, sıfır can kaybı sağlandı (ArcelorMittal, 2024; Journal of Loss Prevention in the Process Industries, 2024).

14. Saudi Aramco, Suudi Arabistan (2023): Petrol rafinerisinde YZ destekli IoT sensörleri, gaz sızıntılarını %0.5 LEL'de algıladı; 2022-2023'te güvenlik olayları %22 azaldı (Saudi Aramco, 2023; Safety Science, 2023).

15. Teck Resources, Şili (2022): Bakır madenlerinde makine öğrenimi tabanlı risk tahmini sistemi, metan ve toz patlama risklerini %25 oranında azalttı; 10'dan fazla olay önlendi (Teck Resources, 2023; Mining Engineering Journal, 2022).

Yapay zeka teknolojilerinin farklı sektörlerdeki patlama önleme başarı oranlarını Çizelge 2 'de özetlemektedir.

Çizelge 2. YZ teknolojilerinin patlama önlemedeki başarı oranları

Sektör	YZ Teknolojisi	Başarı Oranı %
Madencilik	Makine Öğrenimi	30-40
Tahıl Tesisleri	Derin Öğrenme	35
Petrol ve Gaz	Iot-YZ Entegrasyonu	18-22
Kimya	YZ Entegrasyonu	40

Kaynak: Anglo American, 2023; BP, 2024;
Dust Safety Science, 2024; Process Safety and Environmental Protection, 2022

KARŞILAŞTIRMALI DEĞERLENDİRME

Türkiye'de Patlamadan Korunma Dokümanı (PKD), 2013 tarihli "Patlayıcı Ortamların Tehlikelerinden Çalışanların Korunması Hakkında Yönetmelik" ile düzenlenir ve Avrupa Birliği'nin ATEX 1999/92/EC direktifinden esinlenir. Ancak, PKD'nin yasal bağlayıcılığı, teknik standartların eksik entegrasyonu ve uygulama tutarsızlıkları nedeniyle sınırlıdır. ATEX, zon sınıflandırması (Zone 0, 1, 2), ex-proof ekipman ve risk analizi için detaylı gereklilikler sunar; uyum, bağlayıcı cezalarla denetlenir (European Commission, 1999). Türkiye'de PKD, risk değerlendirmesi ve zon sınıflandırmasını içerir, ancak IEC 60079 serisinin teknik detayları tam uygulanmaz. Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı'nın 2015-2020 denetim raporları, PKD'lerin %30'unda eksiklikler olduğunu gösterir; cezalar, Avrupa'daki gibi caydırıcı değildir (ÇSGB, 2021). Bu, PKD'nin bağlayıcılığını zayıflatır ve iş yerlerinde tutarlı uygulamayı engeller.

Amerika Birleşik Devletleri'nde OSHA'nın 29 CFR 1910.119 Process Safety Management (PSM) standardı, patlama risklerini bağlayıcı bir proses güvenliği çerçevesiyle yönetir; NFPA 652, toz patlamalarına özel zorunlu kurallar içerir (OSHA, 2023; NFPA, 2023). OSHA, ciddi ihlallerde yüksek para cezaları uygular, bu da bağlayıcılığı güçlendirir. Avustralya'nın Work Health and Safety (WHS) yasaları, AS/NZS 60079 standardına dayanır ve eyalet denetimleriyle sıkı uyum sağlar (Safe Work Australia, 2023).

Türkiye'de ise denetimler devlet odaklıdır ve bağımsız denetim eksikliği, PKD'nin bağlayıcılığını sınırlar. Ulusal veri tabanı olmayışı, risk analizini ve yaptırımları zayıflatır. PKD'nin bağlayıcılığını artırmak için teknik standartlar (IEC 60079) yönetmeliğe entegre edilmeli, bağımsız denetimler zorunlu kılınmalı ve ihlal cezaları caydırıcı hale getirilmelidir. ATEX ve OSHA'daki gibi merkezi bir veri tabanı, uyumun izlenmesini güçlendirebilir. Teknolojik entegrasyon teşvik edilse de, Türkiye'de bağlayıcı bir zorunluluk eksikliği, PKD'nin etkinliğini uluslararası standartlara kıyasla azaltmaktadır.

SONUÇLAR VE TARTIŞMA

Bu çalışma, Türkiye'deki Patlamadan Korunma Dokümanının (PKD) tarihsel gelişimini inceleyerek, Avrupa Birliği, Amerika Birleşik Devletleri ve diğer ülkelerin mevzuatları ile karşılaştırmalı bir analiz sunmuştur. Bulgular, Türkiye'nin 2003 ve 2013 yıllarında önemli mevzuat adımları attığını göstermekte; ancak uygulamada ciddi eksikliklerin sürdüğünü ortaya koymaktadır.

1. PKD'nin Uygulama Düzeyi ve Eksiklikleri: 2015-2020 denetim raporlarına göre, PKD'lerin %30'u standart dışıdır, %25'inde risk analizi yetersizdir ve %20'sinde çalışan eğitimi eksiktir. Bu durum, mevzuatın varlığına rağmen sahada uygulama zafiyeti olduğunu göstermektedir. Özellikle teknik yeterlilik ve güncelleme süreçlerinde ciddi aksaklıklar yaşanmaktadır.

2. Uluslararası Mevzuatla Karşılaştırma: Avrupa Birliği'nin ATEX 1999/92/EC direktifi ve ABD'nin OSHA 29 CFR 1910.119 standardı gibi düzenlemeler, sadece mevzuat değil, aynı zamanda bağlayıcı denetim sistemleri ve yaptırımlar ile desteklenmektedir. Türkiye'de ise teknik standartlar mevzuata tam entegre edilmemiş, denetimler bağımsız değildir ve caydırıcılık zayıftır. Bu, Türkiye'nin uygulama etkinliğini sınırlamakta ve iş güvenliği performansını olumsuz etkilemektedir.

3. Yapay Zeka Teknolojilerinin Etkisi: Yapay zeka ve IoT tabanlı gaz ve toz izleme sistemleri, farklı ülkelerde %15 ila %40 arasında patlama riskini azaltmıştır. Türkiye'de bu teknolojilerin kullanımı yalnızca %5 seviyesindedir, ancak pilot projelerde %10 oranında risk azalması gözlenmiştir. Bu, YZ'nin doküman etkinliğini güçlendirecek önemli bir araç olduğunu göstermektedir.

4. Sektörel ve Kültürel Farklılıklar: Çalışma, madencilik, kimya ve tahıl sektörlerinde farklı YZ başarı oranları ortaya koymuş, ayrıca ülkelerin kültürel-regülatif farklılıklarının doküman uygulamasını etkilediğini göstermiştir. Örneğin Avustralya'da eyalet bazlı denetim sistemleri sayesinde daha etkili sonuçlar alınmaktadır.

Sonuç olarak; Türkiye'de PKD'nin varlığı önemli bir kazanımdır; ancak bağlayıcı denetim mekanizmaları, teknik standart entegrasyonu (IEC 60079), uzman eğitimleri ve ulusal veri tabanı eksiklikleri, dokümanın etkinliğini azaltmaktadır. Yapay zeka tabanlı önleme sistemlerinin pilot uygulamalarla yaygınlaştırılması, hem erken uyarı sistemleri hem de risk azaltımı açısından büyük potansiyel taşımaktadır. Uluslararası örneklerden hareketle, Türkiye'nin yasal altyapıyı güçlendirmesi, cezai yaptırımları caydırıcı hale getirmesi ve bağımsız denetim organları kurması, dokümanın uygulama düzeyini artıracaktır. Patlamadan korunma, sadece teknik bir zorunluluk değil, aynı zamanda kültürel ve sistemik bir güvenlik anlayışı gerektirir. Türkiye, mevzuat ile başladığı bu süreci, uygulama bütünlüğü ve teknolojik entegrasyon ile tamamlamalıdır.

KAYNAKLAR

Anglo American. (2023). 2023 sustainability report. http://www.angloamerican.com

BHP. (2024). 2024 annual report. http://www.bhp.com

BP. (2024). 2022 annual report. http://www.bp.com

Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı. (2021). 2015-2020 denetim raporları. Ankara: ÇSGB.

Dust Safety Science. (2024). 2023 dust explosion incident report. http://www.dustsafetyscience.com

European Commission. (1999). Directive 1999/92/EC (ATEX 137). Brussels: EC.

European Commission. (2021). ATEX implementation report. http://ec.europa.eu

Glencore. (2024). 2024 sustainability report. http://www.glencore.com

HSE. (2023). Fire and explosion. http://www.hse.gov.uk

IChemE. (2023). AI in chemical and mining safety. London: IChemE.

Intrinsically Safe Store. (2024). AI in hazardous areas: Revolutionizing safety. http://www.intrinsicallysafestore.com

Journal of Loss Prevention in the Process Industries. (2024). Real-time dust monitoring with AI in steel manufacturing. Journal of Loss Prevention in the Process Industries, 82, 105–118.

Journal of Mining Science. (2023). AI-based gas detection systems in iron ore mining: A case study of Rio Tinto. Journal of Mining Science, 59(5), 789–802.

Mining Engineering Journal. (2022). Machine learning for explosion risk prediction in copper mines. Mining Engineering Journal, 74(6), 101–115.

NFPA. (2023). NFPA 652: Standard on combustible dust. http://www.nfpa.org

OSHA. (2023). 29 CFR 1910.119: Process safety management. Washington, DC: OSHA.

Process Safety and Environmental Protection. (2022). Deep learning applications for gas leak detection in chemical plants. Process Safety and Environmental Protection, 158, 112–125.

Proscon Mühendislik. (2023). Patlamadan korunma dokümanı.http://www.proscon.com.tr

Resmî Gazete. (2012). 6331 sayılı iş sağlığı ve güvenliği kanunu. Ankara: Resmî Gazete.

Resmî Gazete. (2013). Patlayıcı ortamların tehlikelerinden çalışanların korunması hakkında yönetmelik. Ankara: Resmî Gazete.

Safe Work Australia. (2023). Work health and safety regulations. http://www.safeworkaustralia.gov.au

Sasol. (2020). 2020 annual report. http://www.sasol.com

Safety Science. (2023). IoT and AI integration for explosion risk mitigation in oil refineries. Safety Science, 160, 45–58.

Statista. (2024). Explosion incidents in the U.S. http://www.statista.com

Tüpraş. (2021). 2021 sürdürülebilirlik raporu. http://www.tupras.com.tr

Vale. (2024). Prêmio Valor inovação. http://www.vale.com

MINE CLOSURE AND POST-MINING LAND USE – A CASE STUDY FROM ISTRIA COUNTY, REPUBLIC OF CROATIA

B. Farkaš [1, *], A. Hrastov [2], I. Štefičar [2]

[1] *Faculty of Mining, Geology and Petroleum Engineering, Zagreb, Croatia*
([*]Corresponding Author: branimir.farkas@rgn.unizg.hr)
[2] *RUDAR PROJEKT d.o.o, Zagreb, Croatia*

ABSTRACT

The long mining history in the Republic of Croatia has resulted in numerous closed and/or abandoned surface and underground mines, many of which have not been adequately reclaimed and repurposed. With the increase in awareness of the importance of environmental protection and the impact of exploitation on nature and people, it has become common for mining projects to include methods of reclamation after the completion of mining works. This article analyses Croatian Mining Law, as a starting point for planning the closure and reclamation of mining sites. Also, documentation from the field of spatial planning, which provides general proposals for post-mining land use, was analysed. Options for implementing reclamation and post-mining land use were given in the example of Istria County, due to the numerous mining sites and diversity of mineral raw materials found there. Istria County provides excellent examples of post-mining land use, such as transforming an abandoned coal mine into a tourist visitor centre. Nevertheless, post-mining land use for most closed or abandoned mines is only planned but not implemented.

Keywords: Mine closure, reclamation, post-mining land use, Istria County, Croatian legislation

INTRODUCTION

Mine site closure and reclamation are a worldwide problem that has been addressed by many scholars. Boak and Beale (2008) gave an overview of good examples of closed and repurposed mining sites. IBRAM (Brazilian Mining Association) issued a manual for planning the closure of mining sites (Sánchez et al., 2014), which can be applied internationally. Ammerer and Feiel (2020) provide an overview of good practices in the closure and post-mining land use at the global level. In 2021, the European Commission offered extensive guidelines for the mining sites closure (C&E - Consulting und Engineering GmbH, 2021). Pagouni et al. (2024) provide an overview of legal acts, criteria and methods in post-mining land use.

The reclamation and post-mining use of closed and abandoned mining sites in Croatia have gained attention over the past 20 years due to increasing environmental awareness. Gašparović et al. (2009) analysed models of landscape rehabilitation and post-mining land use of open-pit mines from the perspective of landscape architects, in the same year Perić et al. (2009) explored the possibilities of revitalization of the open pit "Očura I" with autochthonous species of trees and shrubs. Anić Vučinić et al. (2017) analysed the role of environmental impact assessment in post-mining land use. Farkaš & Hrastov (2023) conducted a thorough review of the existing legislation of the Republic of Croatia in the mining sector, focusing on the reclamation of inactive mining sites and providing guidelines for reclamation. Additionally, an in-depth analysis was performed on

both the legislative framework and the technical feasibility of establishing solar power plants on sites designated for solid raw material exploitation (Farkaš et al., 2024, 2025).

In the Republic of Croatia, the Ministry of Economy (ministry in charge of mining) keeps the Register of Mining Sites. At the beginning of 2025 in the Mining Sites Register, there are: 337 active mining sites, 64 inactive mining sites and 408 closed mining sites (Ministry of Economy, 2025). Inactive mining sites still require technical reclamation and/or repurposing. While closed mining sites are supposed to undergo technical reclamation and/or repurposing, this is not always the case, and many of these sites remain abandoned and not reclaimed. In addition to registered mining sites, there are numerous illegal as well as abandoned mining sites.

An examination of legislative frameworks in the mining sector, which serve as the foundation for planning the closure and reclamation of mining sites, is conducted. Additionally, spatial planning documentation is reviewed to provide general proposals for post-mining land use.

The implementation of legislative acts in spatial planning documentation is demonstrated using Istria County as an example due to its numerous active, closed, and abandoned mining sites, as well as the variety of mineral resources extracted through surface and underground mining.

STUDY AREA

Istria County is in the western part of Croatia, on the Istrian Peninsula, in the northeastern Adriatic Sea. It covers an area of 2,813 km² and administratively includes 10 cities and 31 municipalities (Figure 1).

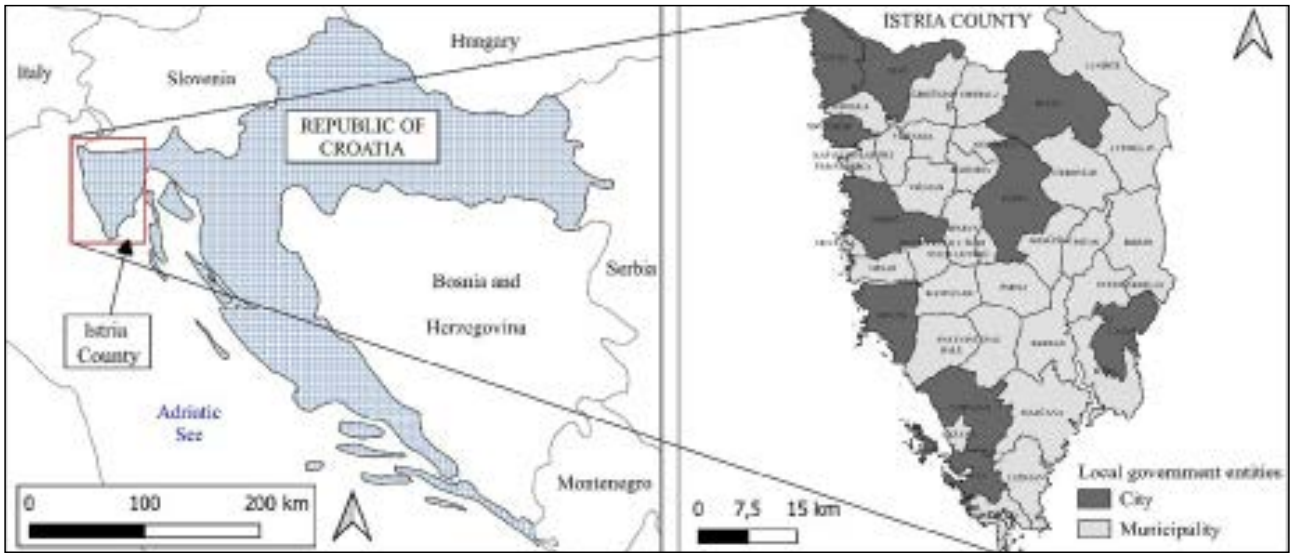


Figure 1. Study area – Istria County

Geomorphologically, Istria is divided into three distinct regions: White, Gray, and Red Istria. White Istria is characterized by the elevated karstic terrain of mountains Učka and Ćićarija. Gray Istria, located in the central part of the peninsula, is a depression filled with flysch material from the Raša River, where rolling flysch hills dominate the landscape. Red Istria encompasses the southwestern and western parts of the peninsula, named after the abundant red soil covering a plateau composed of Jurassic and Cretaceous carbonate rocks (Miko et al., 2013).

Istria has a long mining tradition, dating back to ancient times with the exploitation of building stone in the Red Istria region. The area around the town of Labin is renowned for its coal mines, where exploitation continued until the 1990s. Bauxite mining has taken place intermittently since the 16th century, and today, only one open pit mine remains active (Miko et al., 2013). Notably, Istria is home to what is believed to be

the world's first bauxite mine (Marušić et al., 1992). In Istria, flint sand was also exploited, and cement was produced using limestone, marl, loess, red soil, as well as bauxite and clay.

As of 2025, there are a total of 79 registered mining sites in Istria County (Ministry of Economy, 2025). Of these, 44 are active with issued mining concession, and 13 don't have mining concession, meaning they do not have a permit for mining. Three mining sites are inactive, while 32 have been closed. Figure 2 shows the distribution of exploitation sites according to the exploited mineral raw material.

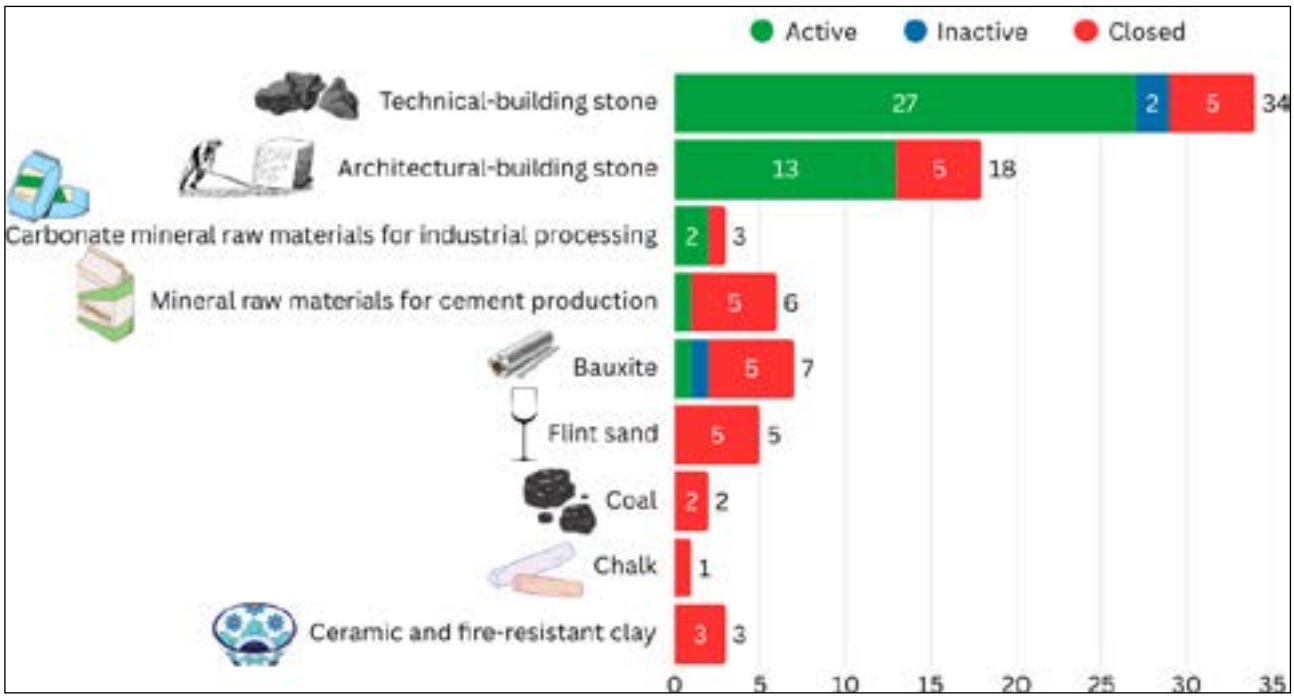


Figure 2. Distribution of mining sites in Istria County

OVERVIEW OF CROATIAN LEGISLATION

Given the long history of mining, dating back to ancient times, numerous closed and/or abandoned underground and open pit mines exist in Republic of Croatia that have never undergone proper reclamation or repurposing. Mining Act and Spatial Planning Act are the key legislative acts regulating the reclamation of mining sites during and after closure, along with the possibilities for their repurposing. An analysis of these acts provides a concise overview of the necessary steps for implementing rehabilitation from a mining perspective and the solutions required from a spatial planning standpoint.

Reclamation of Mining Sites

The Mining Act in the Republic of Croatia (Croatian Parliament, 2013a) defines reclamation as mining operations that implement measures to secure mining sites, eliminating the risk of danger to people, property, nature, and the environment, together with ensuring the repurposing of the land following spatial planning documents. The Mining Act defines two types of reclamation: regular reclamation and the reclamation of inactive mining sites. Regular reclamation must be conducted by every concession holder at active mining sites, alongside active mineral exploitation. Reclamation of inactive sites involves two methods (models) for reclaiming inactive exploitation sites – with and without mineral exploitation. The entire process of implementing the reclamation of inactive mining sites involves the Ministry of Economy, local government, companies, citizens and other public administration bodies that issue the necessary documentation.

A distinct procedure is established for each model, with the Ministry of Economy overseeing the entire process. The first model (reclamation with mineral exploitation) requires additional mining operations on an existing inactive mining site, based on which the conditions for granting a concession are determined. Reclamation of inactive mining sites without exploitation is also known as technical reclamation. This model is exclusively conducted to implement safety measures to prevent potential risks to people, property, nature, and the environment; the Ministry also provides the financial resources for the whole process.

Spatial Planning Legislation

Spatial planning in Croatia is regulated by the Spatial Planning Act (Croatian Parliament, 2013b) and the spatial planning documents – Spatial Plans, which define the spatial planning system and ensure the conditions for land use, land protection, and management. This creates the foundation for social and economic development, environmental and nature protection, quality construction, and the rational use of natural and cultural resources.

To achieve the objectives of spatial planning, Spatial Plans are developed, which, based on their significance, can be divided into several levels:

- Spatial Plan of the Republic of Croatia,
- county spatial plans and
- spatial development plans of cities or municipalities.

All levels of spatial plans, in a broader or narrower sense, define zones designated for the exploration of mineral deposits and mining. Spatial development plans of cities and municipalities may prescribe stricter conditions and measures for interventions in space, including for mining sites, compared to spatial plans of higher levels (e.g. republic spatial plans). The local government, through spatial plans, often define post-mining land use. The most common types of repurposing include landscape reclamation of mining areas, permanent waste disposal, hospitality and tourism purposes, or sports and recreational use, depending on the location and final shape of the mining site.

Spatial plans are developed by experts, primarily landscape architects, with public participation in the process, allowing citizens to provide suggestions and comments during public consultations. Before the final version of the spatial plan is adopted, the ministry charge of spatial planning issues its approval, based on which the local government council confirms the spatial plan.

MINE CLOSURE, RECLAMATION AND REPURPOSING – A CASE STUDY OF ISTRIA COUNTY

A review of spatial development plans of cities and municipalities in Istria County (Ministry of Physical Planning, 2025) was conducted to evaluate how local authorities plan the reclamation of mining sites and post-mining land use. The data gathered from the spatial plans includes locations designated for reclamation, the reclamation methods, and the repurposing after reclamation. The identified locations were entered into the "QGIS" software (QGIS Association, 2025) to display the spatial distribution. Active, inactive, and closed mining sites from the Register of Mining Sites were also loaded into QGIS to check if the locations designated for reclamation align with registered mining sites. The Mining and Geological Study of Istria County was also consulted to determine whether the identified reclamation sites could be linked to illegal or abandoned mining sites.

Reclamation and Post-Mining Land Use of Mining Sites Registered in the Register of Mining Sites

As a result of the spatial plans review, it was found that, out of the 74 locations designated for reclamation, nine correspond to active mining sites, eight to inactive sites, and 20 to closed sites.

Out of the 44 active mining sites, three of this combines both surface and underground mining (technical building and dimension stone), while the remaining sites are exclusively open pit mines. The spatial plans encourage underground mining wherever possible, as it has a smaller impact on the landscape. Additionally, mining in open pit mines should start with the top bench, followed by lower benches, allowing for reclamation of mined areas simultaneously with exploitation, and enabling the cost of reclamation to be offset by the mining operations. Of the total number of active mining sites, nine do not have any designated repurposing plan after the completion of mining. For the remaining sites, the most common is exclusively biological reclamation, along with proposals for sports and recreational areas, hospitality and tourism areas, industrial parks, and ports. In some cases, the reclamation of mining site is achieved through the disposal of construction (inert) waste. Among the active mining sites, one site is notable as it lacks a mining concession, yet the Spatial Plan classifies it as an abandoned site with no possibility of mining. Furthermore, a site that has been confirmed as active in 2024 is in an area not designated for mining according to the Spatial Development Plan.

Of the three inactive exploitation sites, two are dimension stone quarries, both designated for reclamation in spatial plans. One site is slated for reclamation through disposal of inert construction waste, while the other is planned for biological reclamation. The third inactive site is a bauxite mining site covering 17,614.08 ha, where mining occurred only in limited areas, raising questions about why such a large area was designated. Within this inactive mining sites, seven locations have been identified for reclamation in the spatial development plans. One of these, according to the Mining and Geological Study of Istria County (Miko et al., 2013), is confirmed as an abandoned architectural-building stone quarry rather than a former bauxite mining area. The remaining six locations are likely linked to bauxite mining. All sites are designated for agricultural areas or forest land through biological rehabilitation.

Closed mining sites include open pit and underground mines (coal and silica sand). A review of The Orthophoto Map of Republic of Croatia (DGU, 2023) for specific sites indicates that no mining activities occurred within their designated boundaries, as there is no visible evidence of mining in the area. Within these closed sites, 20 locations have been identified in spatial development plans for reclamation and repurposing, including hospitality and tourism, recreational use, industrial parks, or exclusively biological rehabilitation. Notably, four of these closed mining sites cover several thousand hectares, yet mining occurred only in specific areas, raising questions about why such vast areas were originally designated.

The Remaining Mining Sites Planned for Reclamation

The locations designated for reclamation in the spatial plans are not connected to those listed in the Mining Site Register, resulting in a misalignment between the spatial plans and the actual status of the mining sites. A total of 35 such locations have been identified, most of which are planned exclusively for biological reclamation, with agricultural and forested areas designated for these sites. A smaller number of locations are marked for tourism, hospitality, and sports-recreation areas, as well as for a port and the disposal of construction waste. Three locations have been identified in the Mining and Geology Study (Miko et al., 2013) as mining and exploration sites that were listed in the Register at the time the study was written. Additionally, four other locations are marked as mineral resource deposits. Figure 3 illustrates the area of Istria County, highlighting locations designated for reclamation and/or repurposing as outlined in the Spatial plans and mining sites listed in the Mining Site Register.

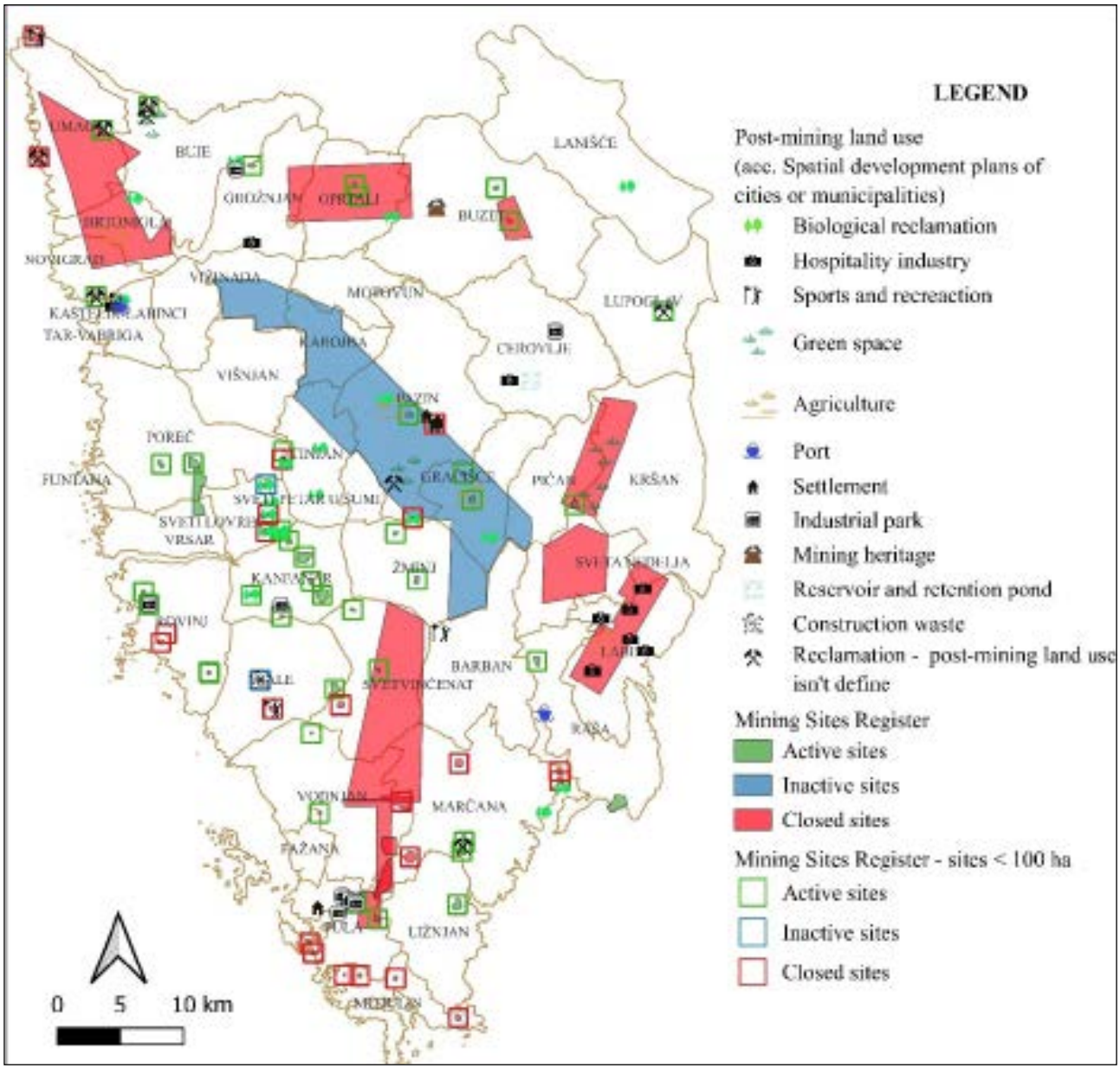


Figure 3. A map of Istria County mining and reclamation sites

Examples of Post-Mining Land Use

The repurposing of post-mining sites reflects innovative uses and integrating post-mining land use into broader community and cultural development, turning former industrial areas into spaces of public value. By emphasizing post-mining use as a priority, spatial plans can transform mining legacies into enduring contributions to tourism, recreation, and ecological rehabilitation. Table 1 highlights four examples where the repurposing of abandoned mines has been carried out, and these areas are now serving the local community.

Table 1. Examples of post-mining land use

Place	Mineral raw material/mining type	Post-mining land use
Raša	coal / underground mine	As part of the "Kova Experience" project, approximately 1.5 km of mining tunnels have been repurposed for tourist visits, along with a small museum dedicated to the life of miners in Raša. The project involved an investment of around 870,000 euros (Arsiana d.o.o., 2025).
Medulin	architectural-building stone / open pit mine	The quarry, originating from ancient times, is now utilized as a venue for various cultural events, including concerts and performances. It also hosts art colonies, where the preserved stone is employed as a material for sculpture production (Visit Pula, 2024).
Tar - Vabriga	architectural-building stone / open pit mine	An abandoned ancient quarry has been biologically reclaimed and integrated into a tourist resort (Šprem, 2019).
Umag	Mineral raw materials for cement production / open pit mine	Open pit mine has been repurposed into a recreational lake, with olive groves planted and a walking trail developed. There are also plans for the construction of a hotel complex (Croatian Chamber of Economy, n.d.).

CONCLUSION

Even though awareness of the reclamation and repurposing of exploitation sites in the Republic of Croatia has significantly increased over the past two decades, the analysis conducted in the example of Istria County clearly shows that there is still a substantial number of abandoned mining sites without any reclamation or repurposing plans. Additionally, for some active sites, no repurposing plans are foreseen. For the mining sites designated for reclamation, biological reclamation is most planned, followed by plans for tourism and hospitality, sports and recreation, industrial purposes, seaport construction, communal services, and water retention areas. Furthermore, even though reclamation and repurposing are planned for many abandoned sites, these activities have not yet been implemented. The reasons for this lack of action may include unresolved property and legal issues, significant financial costs, and insufficient awareness of the issue. A disproportion exists between the Mining Register and Spatial plans that is causing that some mining sites cannot be reclaimed and repurposed. Over the years, certain closed mining sites have been removed from the list, as evidenced by the Mining and Geological Study, likely due to inadequate record-keeping. It is important to note that mining sites, both surface and underground, possess the potential to be reclaimed and repurposed, thereby contributing positively to the local community. These areas can be transformed into visitor centres, venues for concerts, performances, and art colonies, thus enhancing their value beyond their initial state prior to mining. Consequently, spatial plans should identify closed, inactive, and active mining sites and outline the potential options for reclamation and repurposing of these areas.

REFERENCES

Ammerer, G., & Feiel, S. (2020). *D2.1 Inventory of global best practice scenarios for mine-closure and related social strategies and civic inclusion and related potentials and challenges*.

Anić Vučinić, A., Krišto, L., Melnjak, I., & Radetić, L. (2017). The Role of Environmental Impact Assessment in Rehabilitation and Conversion of Exploitation Fields. *Environmental Engineering - Inženjerstvo Okoliša*, *4*(2), 117–121. In Croatian.

Arsiana d.o.o. (2025). *Arsiana - Kova expirience*. https://arsiana.hr/

Boak, R., & Beale, G. (2008). Mine Closure and Reclamation-Practical Examples of Options and Issues. *Mine Water and the Environment* , 119–122.

C&E - Consulting und Engineering GmbH. (2021). *Guidelines for Mine Closure Activities and Calculation and Periodic Adjustment of Financial Guarantees*. https://doi.org/https://data.europa.eu/doi/10.2779/350770

Croatian Chamber of Economy. (n.d.). *Terra Istriana*. Centar Za Investicije . Retrieved April 1, 2025, from http://212.15.185.13/projects/9770-terra-istriana

Croatian Parliament. (2013a). *Mining Act (NN 56/13, 98/19, 83/23)*. Narodne novine. In Croatian.

Croatian Parliament. (2013b). *Physical Planning Act (NN 153/13, 65/17, 114/18, 39/19, 98/19, 67/23)*. Narodne novine. In Croatian.

DGU. (2023). The Orthophoto Map of Republic of Croatia *LiDAR 2022/23*. Geoportal. https://geoportal.dgu.hr/services/inspire/orthophoto_lidar_2022_2023/wms

Farkaš, B., & Hrastov, A. (2023). Analysis of the legislative framework and technical feasibility of installing solar power plants on solid mineral raw material mining sites. In Croatian.

Farkaš, B., Hrastov, A., & Štefičar, I. (2024). Reclamation protocols for inactive mining sites in the Republic of Croatia. *Rudarstvo i Geologija Danas - Zbornik Radova*, 66–74. https://doi.org/10.5937/RGD24005F

Farkaš, B., Hrastov, A., & Štefičar, I. (2025). Possibility of installation of solar power plants in exploitation sites. *Proceedings of XVI International Mineral Processing and Recycling Conference*, 250–255.

Gašparović, S., Mrđa, A., & Petrović Krajnik, L. (2009). Landscape Models of Reclamation and Conversion of Quarries; Recovering Landscapes. *Prostor: A Scholarly Journal of Architecture and Urban Planning*, *17*(2(38)), 372–385. In Croatian.

Marušić, R., Sakač, K., & Vujec, S. (1992). The world's oldest bauxite mining. *7th Int. Congr. ISCOBA*, 15–20.

Miko, S., Kruk, B., Dedić, Ž., Kruk, L., Peh, Z., Kovačević Galović, E., Gabrić, A., Matičec, D., Fuček, L., Palenik, D., & Oštrić, N. (2013). Mining-geological study of potential and management of raw materials in the Istarska County. *Croatian Geological Survey.* In Croatian.

Ministry of Economy. (2025). Mining Sites Register. In Croatian. https://jisms.gospodarstvo.gov.hr/#/maps

Ministry of Physical Planning, C. and S. A. (2025). Physical planning information system. In Croatian. https://ispu.mgipu.hr/#/

Pagouni, C., Pavloudakis, F., Kapageridis, I., & Yiannakou, A. (2024). Transitional and Post-Mining Land Uses: A Global Review of Regulatory Frameworks, Decision-Making Criteria, and Methods. *Land*, *13*(7), 1051. https://doi.org/10.3390/land13071051

Perić, S., Medak, J., Pilaš, I., Vrbek, B., & Tijardović, M. (2009). Prvi rezultati istraživanja mogućnosti revitalizacije kamenoloma Očura i autohtonim vrstama drveća i grmlja. *Šumarski List*, *133*(5–6), 309–317.

QGIS Association. (2025). *QGIS Geographic Information System* (3.36.2). http://www.qgis.org

Sánchez, L., Silva-Sánchez, S., & Neri, A. (2014). *Guide for Mine Closure Planning*. IBRAM - Brazilian Mining Association.

Šprem, K. (2019). Roman Quarries and the Transportation of Building Stone in Ancient Istria. *Histria*, *9*, 13–36. In Croatian. https://doi.org/10.32728/h2019.01

Visit Pula. (2024). *Discover Cave Romane*. https://www.visitpula.hr/see-do/cave-romane/

YERALTI MADENLERİ İÇİN TRAFİK VE PERSONEL YÖNETİM SİSTEMİNİN ÖNEMİ

THE IMPORTANCE OF TRAFFIC AND PERSONNEL MANAGEMENT SYSTEM FOR UNDERGROUND MINES

K. Özçelebi[1], D. Demir[1]*, Y. Topaloğlu[1], U. Koçbıyık[2], A Yazgan[2], O. Çakır[2], V. Nabiyev[3],

[1]Çolakoğlu Mühendislik Mak. San. ve Tic. Ltd. Şti.
[2]Karadeniz Teknik Üniversitesi Elektrik Elektronik Müh. Böl.
[3]Karadeniz Teknik Üniversitesi Yapay Zeka Müh. Böl.
**doguhan@colakoglumakina.com*

ÖZ

Bu çalışmada, yeraltı madenciliğinde, personel ve araçların takibi, konumlandırılması ve yönetimi insan sağlığı, endüstri ve ekonomik açıdan değerlendirilmiştir. Yeraltında doğrudan GPS sistemlerinin kullanımı uydulara direk görüş (LOS) sağlanamamasından dolayı mümkün değildir. Yer altındaki maden galerileri ve ana yollar genellikle tek şerit olarak açılmaktadır. Bu nedenle yer altında araçlar özellikle karşı yönde ilerlerken kaza ve trafik oluşturma riski barındırmaktadır. Çalışmada yeraltı maden trafiğinin nasıl kontrol edilebileceği ve bunun için hangi teknolojilerin kullanılabileceği değerlendirilmiştir. Bu çalışmada ayrıca, yer altı madenlerinde dar, tek şeritli yollarda hareket eden araçların minimum çarpışma riskiyle ilerleyebilmesi için basit bir trafik yönetimi algoritması da önerilmektedir.

Anahtar Kelimeler: Yeraltı madenciliği, personel takibi, trafik yönetimi, RFID

ABSTRACT

This study evaluates the tracking, positioning, and management of personnel and vehicles in underground mining from human health, industrial, and economic perspectives. Direct use of GPS systems underground is not possible due to the lack of direct line of sight (LOS) to satellites. Underground mine corridors and main roads are generally single-lane. Therefore, vehicles traveling underground pose a risk of accidents and traffic congestion, especially when traveling in the opposite direction. This study evaluates how underground mining traffic can be controlled and the technologies available for this purpose. This study also proposes a simple traffic management algorithm to minimize the risk of collisions between vehicles traveling on narrow, single-lane roads in underground mines.

Keywords: Underground mining, personnel tracking, traffic management, RFID

GİRİŞ

Dünyada teknolojinin gelişmesi bu alanda kullanılan malzemelerin tedarik zinciri ile doğrudan ilintilidir. Söz konusu malzemelerin de pek çoğu yer altı madenciliği sayesinde araştırmacıların kullanımına sunulmaktadır. Son zamanlarda hızla artan madencilik uygulamaları, yeraltı madenciliğinde trafik ve personel yönetimi çözümlerinin önemini daha da artırmaktadır. Araştırmacılar, takip ve yönetim sistemleri için literatürde farklı yaklaşımlar sunmaktadırlar. Günümüzde yaygın olarak kullanılan temel teknolojiler arasında RFID (Radyo Frekansı ile Tanımlama), (Ni et al., 2011) , UWB (Ultra Geniş Bant), (Li et al. 2020), Low Energy (BLE) (Bai et al. 2020), IoT (Nesnelerin İnterneti) tabanlı veri toplama sistemleri (Zhang et al. 2023) ve mesh ağ teknolojileri (Shibalabala et al.) yer almaktadır. RFID, personel ve araçlar için kullanılabilmektedir. Personel kullanımında yetkisiz girişler önlenebilir ve acil durumların koordine edilebilir. Araç kullanımında ise araç konumları limitli hızlar için takip edilebilir. RFID sistemleri okuyucuları ve etiketleri madenlerde kullanılmaktadır. Hassas bir konumlandırma istendiğinde ise UWB sistemleri, tercih edilebilir. RFID'ye göre daha yüksek maliyetli bir çözüm sunmaktadır ve genellikle daha dar mekanlarda tercih edilmektedir. BLE teknolojisi ise enerji tasarrufu ve düşük maliyetli kurulum avantajı ile tercih edilmektedir. Bu sistemler çoğunlukla giyilebilir cihazlara entegre edilerek, personelin sürekli izlenmesine olanak tanır. Madenlerin içinde toplanan tüm veri IoT desteği ile internet ortamına aktarılmakta ve anlık takibin maden dışından da gerçekleştirilebilmesine olanak sağlamaktadır. Ayrıca verilerin analizi ve karar destek mekanizmalarının uygulamaları da bu sayede sağlanabilmektedir. Tekrarlayıcı destekli mesh ağ sistemleri ise yeraltında sinyal iletiminin zayıf olduğu alanlarda sinyali tekrar oluşturmakta ve haberleşmeyi mümkün kılmaktadır. Bu alanda çalışan firmalar ver araştırmacılar, yukarıda bahsedilen teknolojilerin madenlere uygulama sürecinde, madene ve bölgeye özgü çözümler yerine genel geçer her madende çalışabilecek çözümler üretme noktasında ArGe yapmaya devam etmektedirler. Bunun için önerilecek global sistemin çamurlu, nemli ortamlarda çalışabilir olması, enerji ihtiyacının minimum olması, insan müdahalesinin minimum olması, uzun süre çalışabilmesi ve doğru yönlendirme yapması beklenmektedir. Bunun için gerçekleştirilecek donamlıların çalışmasını ve kontrolünü sağlayacak bir optimizasyon algoritmasının varlığı büyük önem arzetmektedir. Algoritma, araçların ve insanların takibini gerçekleştirip en optimum yönetimi sağlarken aynı zamanda hataları ve olası çözümleri de raporlamalıdır. Bu anlamda bu çalışmada basit bir çarpışma önleyici algoritma verilmiş ve örnek bir senaryo üzerinden sunulmuştur.

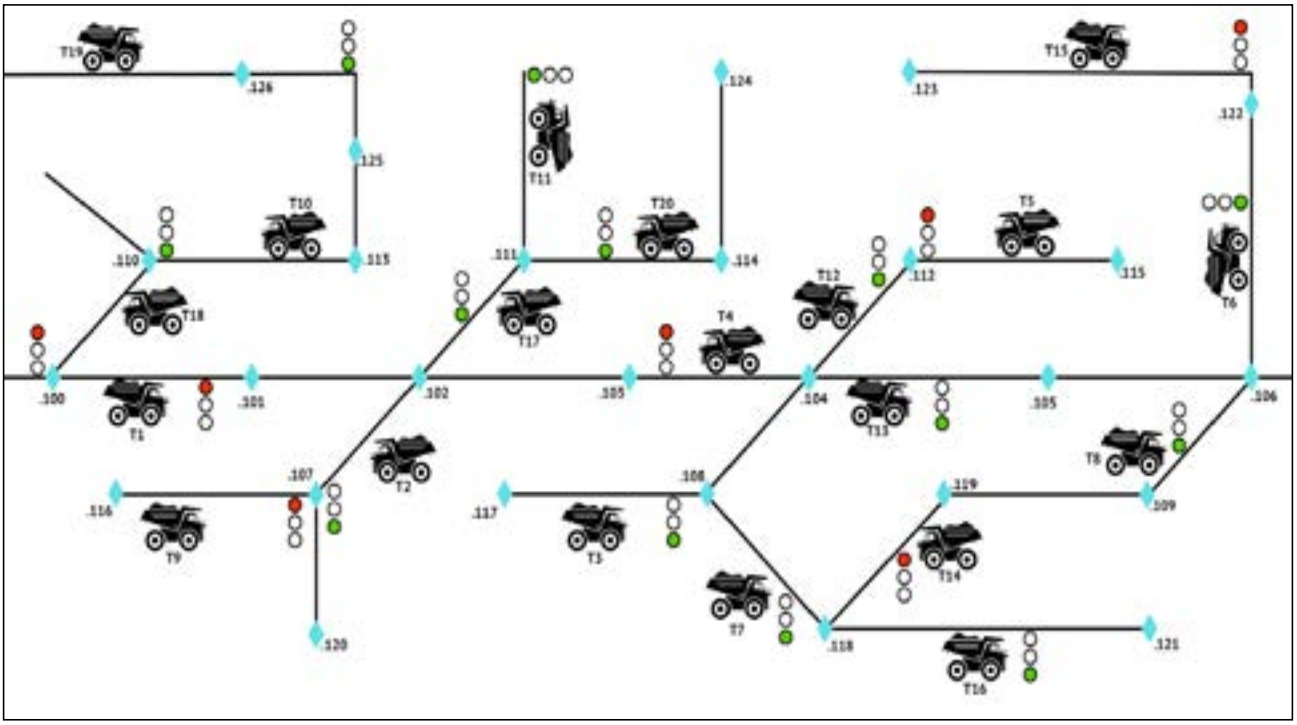
Çalışmanın kalan kısmında Uygulama senaryoları ile örnek bir algoritma verilmektedir. Daha sonra Tartışma kısmında araçların çarpışmadan güvenli şekilde ilerleyebilmesinin getireceği insan sağlığı ve ekonomik getiriler yorumlanmıştır. Sonuç kısmı ile çalışma tamamlanmıştır.

UYGULAMA SENARYOLARI VE ÖRNEK BİR ALGORİTMA

Yeraltı madenciliğinde trafik ve personel yönetim sistemlerinin uygulama senaryoları, hem güvenlik hem de operasyonel iyileştirme açısından oldukça geniş bir yelpazeye sahiptir. Bu sistemlerin kurulumunda temel amaç; iş kazalarını önlemek, personel takibini kolaylaştırmak ve maden içi trafiği düzenli hale getirmektir. Aşağıda Şekil 1 ile örnek bir maden için trafik yönetim şeması verilmektedir.

Şekil 1 ile verilen yeraltı maden ana hat ve galerisinde 20 adet araç ve 27 adet konum noktası verilmektedir. Bu örnek uygulamada ana hat üzerinde ilerleyen 2 araç ve 7 adet konum belirlenmiştir. Diğer araçlar ve konumlar galeriler içinde bulunmaktadır. Genel olarak uygulanan RFID sistemlerinde konumlarda RFID okuyucular ve araçlarda ise aktif etiketler kullanılmaktadır. Personel uygulamalarında benzer durum söz konusudur. Bazı durumlarda aktif yerine elektromanyetik dalga ile enerjilenebilen pasif sensörler de tercih edilebilmektedir. Bu durumda haberleşme mesafesi düşmekte ancak batarya kullanım zorunluluğu ortadan kalkmaktadır. Daha sonra bu veriler ağ üzerinden merkezi birime iletilmekte ve karar verici algoritmalar sayesine konumlar belirlenerek trafiğin yönetilmesi minimum çarpışma amaç fonksiyonu ile sağlanmaktadır. UWB sistemlerinde ise çok kısa darbeler kullanılır ve yüksek bant genişliği sayesinde hassas çözünürlüğe ulaşılmaktadır. Nispeten daha yüksek maliyetli olsa da konumlandırma hassasiyetinin önemli olduğu yerlerde tercih edilebilmektedir. Personel ve araç takibinin önemi acil durumlar ortaya çıktığında daha da artmaktadır.

Yukarıdaki Şekil 1 ile verilen senaryoda 112 nolu konumda bir yangın oluştuğu varsayıldığında madenin en alt kısmında (haritada sağ taraf) bulunan 125 nolu araca bu bilginin ulaştırılması el telsizi ya da insan yardımıyla dakikalar alabilir. Oysa takip sistemi aktif ise bu veri saniyenin altındaki bir zaman diliminde 125 nolu araca ulaştırılabilir ve olası bir facia önlenebilir.



Şekil.1. Örnek bir maden ve trafik yönetim şeması

Farklı bir yeraltı maden haritası üzerinde yol boyunca yerleştirilen sensörler ve araçlar olduğu varsayılsın. Bu güzergahta araçların konumlarını ve yön bilgilerini tespit etmek için bu çalışmada önerilen algoritmanın çalışma prensibi bu kısımda açıklanmaktadır. Tasarlanan yol üzerinde sınırlı sayıda galeri (hedef nokta) ve cep (araçların geçici olarak beklemesi için alan) mevcuttur. Araçların çarpışmaması için yönlü trafik akışı, cep kullanımı ve planlama algoritmaları geliştirilmiştir. Önerilen yöntem, farklı senaryolarda test edilmiştir. Problemin modellenmesinde sistem yapısı aşağıdaki gibi belirlenmiştir. Toplam uzunluğu metre cinsinden L olan bir maden kesiti için sensörler d metre aralıklarla yerleştirilmiştir: $\{s_1,s_2,...,s_k\}$. Örnek madende n adet galeri ve m adet cep bulunmaktadır; Galeriler, $G=\{g_1,g_2,...,g_n\}$, cepler ise $C=\{c_1,c_2,...c_m\}$ olarak ifade edilmektedir. Başlangıçta madende k adet araç bulunmaktadır. $V=\{v_1,v_2,\ldots,v_k\}$. Senaryoya göre araçlar A başlangıç noktasından başlayarak belirlenen bir galeriye ulaşmalı ve sonra A noktasına geri dönmelidir. Araçların yönü sadece iki sensör arasındaki geçişten anlaşılmaktadır. Cepler, çarpışmanın önlenmesi için karşıdan gelen araçların geçmesi için kullanılır ve araçlar cepte belirli bir süre bekleyebilir. Araçlar hareket ettikçe sensörler tarafından izlenmektir. İki araç aynı anda ters yönde aynı segmentte bulunursa çarpışma riski doğmakta ve bu durumda bir araç en yakın uygun cepte beklemeye yönlendirilmektedir.. Araçlar sadece boş cepleri kullanabilmektedir ve burada bekleme süresi sınırlıdır. Yön bilgisi sensör geçişleriyle elde edilmektedir. Her aracın pozisyonu p_i ve hızı v_i bilinmektedir. Yön bilgisi (+1, -1) olarak atanmaktadır. Sensörlerin pozisyonları $S_k = k*d$ olarak gösterilirse (burada k, sensör indeksidir) bu durumda araçların tanımı $A(p_i, v_i, d_i)$ şeklinde yapılabilir. Sensör verileriyle ileri yönde hareket S_i ve sonra S_{i+1} olarak ifade edilebilir. (Uygun olarak geri yönde hareket S_{i+1}, S_i şeklinde olacaktır). Araçların A_k konumları, y_k yön bilgilerinden de faydalanarak aşağıdaki ifade ile verilebilir:

$$A_k = i*d+\Delta x \qquad (1)$$

Burada Δx sensörler arası mesafeye göre ara konumdur. İleri yönde haraketler $y_k=+1$, geri yönde ise $y_k=-1$ olarak ifade edilebilir.

En yakın çeplerin hesaplanması A_k aracı çarpışma yaşıyorsa en yakın C_n cebi için $\min|x_k-c_n|$, n=1,2,...N değeri hesaplanmaktadır.

Genel olarak algoritma aşağıdaki şekildedir.

1. *Sensör verilerini al ve tüm araçların xk konumlarını ve yk* yönlerini belirle

2. *Araçlar arasındaki* Δx_{ij} *mesafelerini bul.*

3. Çarpışma riski olup olmadığını kontrol et: $\Delta x_{ij} < d_{güv}$ *ise çarpışma riski olmakta*

4. Çarpışma riski varsa en yakın cebe yönlendir. $C_n = min_n|x_k-c_n|$,

5. *Araçların yönlerini ve konumlarını dinamik olarak güncelle.*

Algoritmanın çalışması (+1,+1,-1,-1) durumu üzerinden verilebilir. Burada A_1,A_2 aynı yönde soldan sağa, A_3 ve A_4 ise yine aynı yönde olup sağdan sola hareket etmektedir.

A_1: x_1=100 m, y_1=+1

A_2: x_2=300 m, y_2=+1

A_3: x_3=700 m, y_3=-1

A_4: x_4=800 m, y_4=-1

$\Delta x_{12}=x_2-x_1$=200 m

$\Delta x_{34}=x_4-x_3$=100 m

$\Delta x_{13}=x_3-x_1$=600 m

$\Delta x_{24}=x_4-x_2$=500 m

Uzaklıklar hesaplandıktan sonra karşı yöndeki araçlar için hesaplamalar gerçekleştirilir (A_2 ve A_3)

$\Delta x_{23}=x_3-x_2$= 400 m

Buradan Δx_{23} >d/2 olduğu için hareket güvenli olmakta ve araçlar ilerlemeye devam etmektedirler.

Tüm senaryolar oluşturulduktan sonra uygun güncellemelerle işlemlere devam edilmektedir.

TARTIŞMA

Yeraltı madenciliğinde personel ve araç takip ve yönetim sistemi, başta insan sağlığı olmak üzere, trafik kazalarının azaltılması ve ekonomik çıktıların artırılması açısından çok önemlidir. Dünya üzerinde yapılan araştırmalar bunu desteklemektedir. ABD MSHA verilerine göre 2000–2021 arasında yeraltı madenciliğinde toplam 403 ölüm vakası kaydedilmiştir. Çökme kaynaklı ölümler ise 125 vakayla en büyük grubu oluşturmakta ancak bunların 103'ü de motorlu araç kazalarından kaynaklanmaktadır (ICMM verileri (2022)). World Bank tahminine göre ise diagnoz edilmeyen büyük kazalar ve plansız duruşlar, yıllık üretimin yaklaşık %5'ine karşılık gelebilir (World Bank, 2017); bu da özellikle orta ölçekli işletmelerde milyonlarca dolarlık kayıp an-

lamına gelmektedir. 2008–2017 döneminde ABD yeraltı madenciliğinde 167 ölüm olayının toplam toplumsal maliyeti yaklaşık 257 milyon USD olarak hesaplanmıştır (CDC/NIOSH Mining Statistics). Yukarıda açıklanan kayıpların minimum seviyeye indirgenmesi için bu çalışmada odaklanılan personel ve araç takip sistemlerinin geliştirlmesi ve bir optimizasyon algoritması ile desteklenmesi büyük önem arzetmektedir. McKinsey & Company'nin raporlarına göre, bu tür çözümler sayesinde bazı sektörlerde verimlilik artışı %20 ye kadar artmaktadır. Ayrıca bu iyileşme üretim kapasitesini de %10'a kadar artırabilmektedir (McKinsey, 2015).

Ülkemiz açısından değerlendirdiğimizde farklı bölgelerimizde pek çok maden ve maden işletmeleri mevcuttur. Devlet destekleri ve firmaların doğru Ar-Ge yapılanmaları sayesinde sürecin ülkemiz açısından hızla beklenen noktaya ulaşacağı öngörülmektedir. Maden işletmeleri açısından bakıldığında ise Personel ve araç takip sistemlerinin uzun vadede getireceği ekonomik katkının bu alanda gerçekleştirecekleri yatırım maliyetlerinin çok üzerinde olabileceği öngörülmektedir.

SONUÇ

Bu çalışmada yeraltı madenciliğinde personel ve araç takip sistemlerin takibinin ve yönetiminin önemine odaklanılmış ve dünyadaki kaza oranları ile çalışma somut verilerle desteklenmiştir. Literatürde bu alanda kullanılan RFID, Mesh ağ, IoT, UWB ve BLE gibi teknolojiler değerlendirilmiş ve birbirlerine olan üstünlükleri ve genel kullanım amaçları sunulmuştur. Çalışmanın sonunda elde edilen bulgulara göre ülkemizdeki madenlerin hızla teknolojik olarak takip sistemleri ile donatılması hem insan sağlığı hem de ekonomik beklentiler açısından büyük önem arzetmektedir. Bu çalışmada ayrıca yer altı madenlerindeki dar yollarda hareket eden araçların minimum çarpışma riskiyle ilerleyebilmesi için basit bir trafik yönetimi algoritması da önerilmiştir.

KATKILAR

Bu çalışma, 3231586 kodlu TÜBİTAK 1501 projesi ile desteklenmiştir. Ayrıca Çolakoğlu Mühendislik Mak. San. ve Tic. Ltd. Şti. bünyesinde yürütülen saha analizleri ve mühendislik değerlendirmeleri temel alınarak hazırlanmıştır. Yazarlar, bildirinin hazırlanmasında sektörel gözlem, literatür araştırması ve teknolojik uygulama deneyimlerinden yararlanmıştır. Akademik ve endüstriyel düzeyde işbirliği olanaklarının geliştirilmesi hedeflenmiştir.

KAYNAKLAR

L. M. Ni, D. Zhang and M. R. Souryal, "RFID-based localization and tracking technologies," in IEEE Wireless Communications, vol. 18, no. 2, pp. 45-51, 2011.

M. -G. Li, H. Zhu, S. -Z. You and C. -Q. Tang, "UWB-Based Localization System Aided With Inertial Sensor for Underground Coal Mine Applications," in IEEE Sensors Journal, vol. 20, no. 12, pp. 6652-6669, 15 June15, 2020.

L. Bai, F. Ciravegna, R. Bond and M. Mulvenna, "A Low Cost Indoor Positioning System Using Bluetooth Low Energy," in IEEE Access, vol. 8, pp. 136858-136871, 2020.

H. Zhang, B. Li, M. Karimi, S. Saydam and M. Hassan, "Recent Advancements in IoT Implementation for Environmental, Safety, and Production Monitoring in Underground Mines," in IEEE Internet of Things Journal, vol. 10, no. 16, pp. 14507-14526, 2023.

J. Shibalabala and T. G. Swart, "Performance Analysis of Wireless Mesh Networks for Underground Mines," 2020 International Conference on Artificial Intelligence, Big Data, Computing and Data Communication Systems (icABCD), Durban, South Africa, 2020

ICMM & McKinsey dijitalleşme ve kaza azaltımı raporları (2012–2022)

World Bank 2017 annual report

Maden kazalarında mesleki ölümlerin sayısı ve oranı https://www.cdc.gov/niosh/mining/data-stats/methodology.html



HAVALANDIRMA

MINE VENTILATION

TALİ VANTİLATÖR SEÇİMİNİN İŞLETME VERİMLİLİĞİ VE MALİYETLER ÜZERİNDEKİ ETKİSİ

THE IMPACT OF AUXILIARY FAN SELECTION ON OPERATIONAL EFFICIENCY AND COSTS

S. Bozdoğan [1,*], S. C. Özer [2], A. Ramazanirend [1,2], A. Fişne [1]

[1] *İstanbul Teknik Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü*
*(*Sorumlu yazar: bozdogans16@itu.edu.tr)*
[2] *Howden, a Chart Industries Company*

ÖZ

Yeraltı madenlerinde havalandırma, iş sağlığı, güvenlik ve operasyonel sürekliliğin sağlanması açısından kritik bir bileşendir. Tali havalandırma sistemleri, üretim ve hazırlık faaliyetlerinin sürdürüldüğü kör galerilerde yeterli hava miktarının sağlanması amacıyla yaygın bir şekilde kullanılmaktadır. Ancak, tali vantilatör seçiminde genellikle yalnızca ilk yatırım maliyeti (CAPEX) dikkate alınmakta, uzun vadeli işletme maliyetleri (OPEX), enerji tüketimi ve verimlilik faktörleri göz ardı edilmektedir. Literatürde, havalandırma sistemlerinin toplam sahip olma maliyetinin (TCO) büyük ölçüde enerji tüketimi, bakım gereksinimleri ve ekipman ömrü tarafından belirlendiği gösterilmektedir. Bu çalışmada, aynı çalışma noktasında, eşdeğer hava miktarı ve basınç farkı oluşturan farklı verimlilik seviyelerine sahip tali vantilatörlerin enerji tüketimi, bakım maliyetleri ve işletme ömürleri dikkate alınarak kapsamlı bir maliyet analizi gerçekleştirilmiştir. Ayrıca, enerji tüketiminin yalnızca kurulu güç ile doğrudan ilişkili olmadığı, vantilatör verimliliğinin önemli bir belirleyici olduğu gösterilmiştir. Değişken frekans sürücüsü (VFD) kontrolünün enerji tüketimine ve havalandırma yönetimine etkisi değerlendirilmiş, sağladığı potansiyel tasarruflar tartışılmıştır. Sonuçlar, yüksek verimli vantilatörlerin ve VFD kontrollü sistemlerin uzun vadede toplam maliyetleri optimize edebileceğini göstermektedir. Çalışma, işletmelerin bilinçli vantilatör seçimleri yapmasına katkı sağlamayı ve enerji verimliliğini artıran stratejiler sunmayı amaçlamaktadır.

Anahtar Sözcükler: Tali vantilatör seçimi, enerji tüketimi, işletme verimliliği, yeraltı madenciliği

ABSTRACT

Ventilation is a critical component of underground mining, ensuring occupational safety, air quality, and operational continuity. Auxiliary ventilation systems play an essential role in providing adequate airflow in production and development headings. However, auxiliary fan selection is often based solely on initial capital expenditure (CAPEX), while long-term operational costs (OPEX), energy efficiency, and maintenance requirements are frequently overlooked. Literature indicates that the total cost of ownership (TCO) for ventilation systems is largely determined by energy consumption, maintenance demands, and equipment lifespan. This study conducts a comprehensive cost analysis by evaluating auxiliary fans operating at the same duty point, delivering identical airflow and pressure differentials, yet exhibiting different efficiency levels. It is demonstrated that energy consumption is not solely dependent on installed power but is significantly influenced by fan efficiency. Additionally, the impact of variable frequency drive (VFD) control on energy consumption and airflow reg-

ulation is examined, highlighting its potential for energy savings and operational optimization. The findings suggest that high-efficiency fans and VFD-controlled systems can significantly reduce long-term operational costs. This study aims to assist mining operations in making informed fan selection decisions while proposing strategies to enhance energy efficiency and cost-effectiveness.

Keywords: Auxiliary fan selection, energy consumption, operational efficiency, underground mining

GİRİŞ

Yeraltı madenlerinde yeterli miktar ve nitelikte temiz havanın tüm çalışma alanlarına ulaştırılması, gaz ve toz gibi kirleticilerin güvenli sınırlar içinde tutulması ile sıcaklık ve nem kontrolünün sağlanması kritik öneme sahiptir. Bu amaçla kullanılan havalandırma sistemleri, iki ana gruba ayrılmakta olup ana havalandırma sistemleri ve tali havalandırma sistemleri olarak sınıflandırılmaktadır. Ana havalandırma sisteminin temel görevi, yeryüzünden alınan temiz havayı ana hava yolları aracılığıyla yeraltına iletmek ve kirlenen havayı güvenli bir şekilde ocak dışına taşımaktadır. Buna karşılık tali havalandırma sistemleri, ana havalandırma şebekesinden alınan havayı doğrudan üretim galerileri, hazırlık galerileri gibi kör çalışma bölgelerine yönlendirerek bu alanlarda gerekli hava akışını sağlamaktadır. Her iki sistemde de kullanılan vantilatörler, hava yolları boyunca ortaya çıkan sürtünme ve şok kayıplarını karşılamak için gerekli basınç farkını üretmekte ve şebeke boyunca istenilen hava dağılımının elde edilmesinde kritik rol oynamaktadır.

Tali vantilatör seçimi, genellikle teknik gereksinimler ile yatırım maliyetleri (CAPEX) çerçevesinde değerlendirilmektedir (Acuña, 2021). Teknik gereksinimlerin belirlenmesinde temel husus, aynaya ulaştırılması hedeflenen temiz hava miktarı ile bu hava miktarının hareketini sağlamak için oluşturulması gereken basınç farkıdır. Belirli bir hava miktarı için gerekli basınç farkı ise doğrudan kullanılan hava kanalının fiziksel özelliklerine (sürtünme faktörü, çap, uzunluk) bağlıdır. Ayrıca, hava kanalı boyunca meydana gelen kaçak hava miktarları ile galeri ve vantilatör boyutları da teknik gereksinimlerin şekillenmesinde önemli rol oynamaktadır (De Souza, 2004). Bununla birlikte maden endüstrisinde, daha yüksek kurulu güce sahip tali vantilatörün daha fazla hava miktarı sağlayacağı yönünde yaygın bir yanılgı söz konusudur (Brake, 2017). Oysa kurulu güç ve güç tüketimi, yalnızca hava miktarı ile değil; aynı zamanda oluşturulması gereken basınç farkı, vantilatör verimi ve motor teknolojisi ile yakından ilişkilidir. Tüm bu teknik gereksinimler göz ardı edildiğinde, seçimlerin yalnızca kurulu güce dayalı olarak gerçekleştirilmesi hatalı sonuçlar doğurabilmektedir. Bu nedenle, doğru bir tali vantilatör seçimi yalnızca teknik kriterlerin sağlanmasıyla sınırlı kalmamalı, aynı zamanda uzun vadeli işletme koşulları da dikkate alınmalıdır.

Teknik gereksinimler kapsayıcı bir şekilde değerlendirildikten ve uygun çalışma noktasını sağlayabilecek vantilatör alternatifleri belirlendikten sonra, tali vantilatör seçiminin ikinci aşamasını ekonomik değerlendirme oluşturmaktadır. Ancak uygulamada seçimler çoğunlukla yalnızca ilk yatırım maliyetine (CAPEX) dayalı olarak yapılmaktadır. Oysa uzun yıllar hizmet verecek tali vantilatörlerde işletme maliyetleri (OPEX) büyük önem taşımaktadır. İşletme maliyetlerinin temelini enerji tüketimi ile bakım-onarım giderleri oluşturmaktadır. Enerji tüketimi ise doğrudan vantilatör verimiyle ilişkilidir. Faaliyetlerin kesintisiz sürdüğü dikkate alındığında, tali vantilatörlerin hizmet ömrü boyunca enerji maliyetlerinin, ilk yatırım maliyetlerini aşması kaçınılmazdır. Bununla birlikte, tali vantilatörlerin her ne kadar ilk yatırım maliyetini artırsa da değişken frekans sürücüsü (VFD) sistemleriyle donatılması ve yüzeyle irtibatının sağlanması, operasyon sırasında değişken hava miktarı gereksinimlerinin karşılanmasına ve duraksama dönemlerinde vantilatörün kapatılabilmesine olanak tanımaktadır. Bu sayede enerji tüketiminde önemli ölçüde tasarruf sağlanabilmektedir. Daha gelişmiş ve otomasyona sahip talebe bağlı havalandırma (ventilation on demand, VOD) sistemlerinin uygulanması ise yalnızca operasyonel esneklik sunmakla kalmamakta, aynı zamanda işletme maliyetlerinde kayda değer düşüşler de sağlamaktadır.

Bu çalışmada, farklı verimlilik seviyelerine sahip tali vantilatörlerin aynı hava miktarı ve basınç koşullarında enerji tüketimleri ve uzun vadeli işletme maliyetleri (OPEX) üzerindeki etkileri kapsamlı biçimde değerlendirilmiştir. Ayrıca, değişken frekans sürücüsü (VFD) uygulamalarının enerji tüketiminin azaltılması

ve havalandırma yönetimine sağladığı katkılar incelenmiştir. Çalışmanın temel amacı, yalnızca ilk yatırım maliyetine (CAPEX) dayalı seçimlerin ötesine geçerek uzun vadeli işletme maliyetlerini de dikkate alan bütüncül bir yaklaşım ortaya koymaktır. Böylece, yeraltı maden işletmelerinde enerji verimliliğini artıracak ve maliyet etkinliği sağlayacak vantilatör seçim stratejilerinin geliştirilmesine katkı sunulması hedeflenmektedir.

ÇALIŞMA BÖLGELERİNDE HAVA GEREKSİNİMİNİ BELİRLEYEN UNSURLAR

İşletme koşullarına uygun tali vantilatör seçiminin ilk adımı teknik gereksinimlerin belirlenmesidir. Söz konusu teknik gereksinimler başlıca, çalışma bölgesinde yeterli ve etkin hava dağılımını sağlayacak hava miktarının ve gerekli hava miktarının hareketini sağlayabilecek basınç farkının ortaya konulmasını kapsamaktadır. Yeraltı madenlerinde gerekli hava miktarının hesaplanmasında personel sayısı, yayılan gaz miktarı, kullanılan patlayıcı madde miktarı, toz miktarı, dizel motorlu araçlardan kaynaklanan gaz emisyonları ve hava hızı limitleri olmak üzere başlıca altı kriter dikkate alınmaktadır. Çevre formasyonlardan gaz çıkışının sınırlı olduğu ve yüksek kapasiteli dizel motorlu ekipmanların yaygın olarak kullanıldığı yeraltı metalik madenlerde ise bu kriterlerden özellikle dizel motorlu araçlardan yayılan gaz miktarı ile hava hızı limitleri belirleyici olmaktadır. Dizel ekipmanlara bağlı hava gereksiniminin hesaplanmasında farklı yaklaşımlar bulunsa da günümüzde en yaygın kullanılan yöntem, bu ekipmanların kurulu güç kapasitesine dayandırılmaktadır (McPherson, 1993). Dizel motorlu ekipmanların birim kurulu gücü için gerekli hava miktarına ilişkin katsayılar ülkelerin yasal düzenlemelerine göre farklılık göstermekte olup, Tablo 1'de çeşitli ülkelerde kullanılan değerler sunulmuştur. Türkiye'deki yasal mevzuatta dizel ekipmanlar için gerekli hava miktarına yönelik herhangi bir özel düzenleme bulunmamaktadır. Bu nedenle, uluslararası uygulamalarda yaygın olarak kullanılan 0,06 $m^3/s/kW$ değeri bu çalışmada esas alınmıştır.

Tablo 1. Farklı ülkelerde dizel ekipmanlar için havalandırma gereksinimleri (Gangal, 2012; Sierra, 2020)

Ülke	Hava Miktarı Gereksinimi
Avustralya	0,06 $m^3/s/kW$
Kanada	0,045 – 0,092 $m^3/s/kW$
Şili	0,063 $m^3/s/kW$
Güney Afrika	0,063 $m^3/s/kW$
İspanya	0,066 $m^3/s/kW$

Yeraltı çalışma bölgelerinde havalandırma etkinliğini doğrudan belirleyen parametrelerden bir diğeri de hava hızıdır. Galerilerde yeterli hava hızı sağlanamadığında, kirleticilerin tabakalaşarak lokal bölgelerde birikmesi ve tehlikeli konsantrasyonlara ulaşması kolaylaşmaktadır. Ayrıca, sıcaklık kontrolü ve toz problemlerinin önlenmesi açısından da uygun hava hızlarının elde edilmesi kritik öneme sahiptir (Roghanchi vd., 2016). Aşırı düşük hızlarda kirleticilerin ortamda kalış süresi uzarken, yüksek hızlarda ise toz partiküllerinin sürüklenmesi artarak çalışanlarda rahatsızlık ve görüş mesafesinde azalma gibi olumsuzluklara sebebiyet verebilmektedir (McPherson, 1993). Dolayısıyla hava hızının yalnızca alt ve üst sınırlarla tanımlanması değil, aynı zamanda çalışma koşullarına uygun "etkin aralığın" belirlenmesi de kritik öneme sahiptir. Türkiye'de yürürlükte bulunan Maden İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliği (2013), yeraltı madenlerindeki tüm açıklıklar için (kuyular, ana galeriler, üretim ve hazırlık aynaları vb.) hava hızının en az 0,5 m/s, en fazla 8,0 m/s arasında olmasını şart koşmaktadır. Bu düzenleme, mevzuat açısından geçerli ve bağlayıcıdır; ancak her çalışma alanı için teknik açıdan en uygun koşulları yansıtmayabilir. Literatürde, özellikle üretim ve hazırlık aynaları gibi yüksek emisyonun ve yoğun toz oluşumunun bulunduğu bölgelerde, hava hızının 1–3 m/s aralığında tutulması gerektiği vurgulanmaktadır (McPherson, 1993). Bunun üzerindeki 4 m/s ve daha yüksek değerlerin, toz taşınımını artırarak iş sağlığı ve çalışma konforu açısından olumsuz sonuçlar doğurabileceği bildirilmektedir. Ayrıca, farklı ülkelerdeki mevzuatlar incelendiğinde alt sınırların genellikle 0,3–0,5 m/s arasında değiştiği görülmekte, fakat bu hızlarda havanın hareketi dahi hissedilmediğinden etkin seyreltmenin sağlanamadığı ifade edilmektedir.

Bu bağlamda, bu çalışmada üretim aynasının havalandırılmasına yönelik senaryoda hava hızı 1 m/s olarak kabul edilmiştir. Böylece hem Türkiye'deki yasal düzenlemelerin öngördüğü minimum gereklilikler sağlanmış, hem de literatürde yer alan etkin seyreltme kriterleri dikkate alınmıştır.

UYGULAMA SENARYOSU VE TEKNİK DEĞERLENDİRME

Bu çalışmada uygulama senaryosu olarak, bir yeraltı metalik maden işletmesinde 150 metre uzunluğunda ve 23,5 m^2 kesit alanına sahip bir üretim aynası ele alınmıştır. Senaryoda, çevre formasyonlardan herhangi bir gaz emisyonu olmadığı kabul edilmiş ve yalnızca üretim faaliyetlerinin gerektirdiği havalandırma koşulları dikkate alınmıştır. Üretim faaliyetlerinin tam mekanize olarak; delme, patlatma, havalandırma, yükleme–nakliye ve tahkimat aşamalarından oluşan bir döngüde gerçekleştirildiği varsayılmıştır. Her bir döngü aşaması için literatürde tanımlanmış uygun ekipmanlar seçilmiş ve hava miktarı gereksinimlerinin belirlenebilmesi amacıyla ortalama işlem süreleri senaryoya dâhil edilmiştir. Bir günde iki döngünün tamamlandığı, dolayısıyla aynı aynada günde iki patlatmanın gerçekleştirildiği kabul edilmiştir. Oluşturulan örnek senaryo, bir aynada 24 saatlik faaliyetleri ve bu faaliyetler sırasında ihtiyaç duyulan hava miktarlarını kapsamaktadır. Çalışmanın temelini oluşturan uygulama senaryosundaki madencilik aşamaları ve bu aşamalarda gerekli hava miktarları Tablo 2'de sunulmuştur. Gerekli hava miktarları, dizel motorlu araçlardan yayılan gazlara göre, kW başına 0,06 m^3/s temiz hava gereksinimi esas alınarak hesaplanmıştır. Ancak, delik delme ve patlatma ile tahkimat aşamalarında bu yönteme göre hesaplanan hava miktarlarının, galeri kesiti de göz önüne alındığında, yaklaşık 0,3 m/s hava hızına karşılık geldiği görülmüştür. Bahsedildiği üzere bu hava hızı, etkin bir havalandırma için yetersizdir. Bu nedenle, hava hızı 1 m/s'nin altında kalan aşamalarda düzeltme yapılarak, gerekli hava miktarı kesit alanı ve minimum 1 m/s hava hızı esas alınarak artırılmıştır. Patlatma sonrası havalandırma aşamasında ise, kullanılan patlayıcı madde miktarına göre temiz hava gereksinimi belirlemeye yönelik hesaplamalar yapılmış, fakat elde edilen değer yine 1 m/s hava hızı limitinin altında kalmıştır. Bu nedenle, havalandırma aşaması için de gerekli temiz hava miktarı minimum 1 m/s hava hızına göre artırılarak dikkate alınmıştır. Son olarak, vantüp hattı boyunca meydana gelecek kaçaklar da göz önüne alınarak tali vantilatörlerin sağlayacağı hava miktarı kapasitesi, aynada hesaplanan hava miktarı gereksinimlerinin yaklaşık %20 fazlası olarak kabul edilmiştir (De Souza, 2004). Bu nedenle Tablo 2'de hem üretim aynasında gerekli hava miktarları hem de buna karşılık gelen vantilatör kapasite gereksinimleri birlikte sunulmuştur.

Tablo 2. Uygulama senaryosu kapsamında 24 saatlik faaliyetler ve hava miktarı gereksinimleri

Faaliyet	Ekipman	Kurulu Güç (kW)	Ortalama Süre (saat)	Hava Miktarı Gereksinimi (m^3/s)	Vantilatör Hava Miktarı Kapasitesi (m^3/s)
Delik Delme ve Patlatma	Jumbo	125	6	23,5	29
Havalandırma	-	-	2	23,5	29
Yükleme ve Nakliye	Yeraltı Yükleyici ve Kamyon	480	6	28,8	35
Tahkimat	Püskürtme Beton Robotu	129	4	23,5	29
Faaliyet Dışı Zaman*	-	-	6	-	-

*Faaliyet dışı zaman; vardiya değişimleri, ekipman yer değiştirmeleri ve operasyonel gecikmeler gibi üretim döngüsünde aktif faaliyetin olmadığı ancak sürecin doğal akışı içerisinde ortaya çıkan zorunlu duraklamaları kapsamaktadır.

Gerekli hava miktarlarının ve tali vantilatörlerin hava kapasitesinin belirlenmesinin ardından, seçilecek vantilatörün sağlaması gereken basınç farkının hesaplanması gelmektedir. Bu aşamada belirleyici un-

sur, tali havalandırma sisteminde kullanılan vantüp hattının fiziksel özellikleridir. Uygulama senaryosunda, Türkiye'deki yeraltı metalik madenlerde yaygın olarak kullanılan 1,2 m çapında ve 0,0029 kg/m³ sürtünme faktörüne sahip bez vantüp hattı esas alınmıştır. Hava yoğunluğu 1,2 kg/m³ olarak kabul edilmiştir. Buna göre, 150 m uzunluğundaki vantüp hattında, bu çalışmada belirlenen en yüksek hava miktarı olan 35 m³/s'nin aynaya iletilebilmesi için gerekli statik basınç farkı, Atkinson eşitliğinden türetilen ve Eşitlik 1'de sunulan bağıntı (McPherson, 1993) kullanılarak 1385 Pa olarak hesaplanmıştır.

$$P_{statik} = k \cdot \frac{L \cdot Per}{A^3} \cdot Q^2 \cdot \frac{\rho}{1{,}2} \quad (1)$$

Burada,

P_{statik} : Statik basınç farkı (Pa),
k : Sürtünme faktörü (kg/m³),
L : Uzunluk (m),
Per : Çevre (m),
A : Alan (m²),
Q : Hava miktarı (m³/s),
ρ : Hava yoğunluğu (kg/m³).

Statik basınç kaybı, esasen vantüp hattı boyunca sürtünmeden kaynaklanan sürekli dirençleri temsil etmektedir. Bununla birlikte, toplam basınç kaybının yalnızca statik kayıplardan oluşmadığı da göz önünde bulundurulmalıdır. Hava akış yönünün değiştiği noktalar (örneğin girişler, çıkışlar, daralma–genişleme bölgeleri ve dirsekler) akım düzenini bozarak şok kayıplarına neden olmakta, ayrıca hava hızına bağlı olarak dinamik basınç bileşenleri de ortaya çıkmaktadır. Dinamik basınç farkı, ortalama hava hızına bağlı olarak Eşitlik 2'de verilen bağıntı hesaplanabilmekte olup (McPherson, 1993), uygulama senaryosunda 35 m³/s hava miktarı için 575 Pa olarak bulunmuştur.

$$P_{dinamik} = \frac{v^2 \cdot \rho}{2} \quad (2)$$

Burada,

$P_{dinamik}$: Dinamik basınç farkı (Pa),
v : Hava hızı (m/sn),
ρ : Hava yoğunluğu (kg/m³).

Şok kayıplarının da hesaba katılması amacıyla pratik bir yaklaşım benimsenmiş ve hesaplanan statik ve dinamik basınç farklarının toplamı yaklaşık %10 oranında artırılarak toplam basınç farkı belirlenmiştir. Bu doğrultuda, uygulama senaryosunda, 35 m³/s hava miktarının belirtilen koşullar altında hareketinin sağlanması adına tali vantilatörün oluşturması gereken toplam basınç farkı 2150 Pa olarak hesaplanmıştır.

Bu çalışma kapsamında belirlenen toplam basınç farkı ve hava miktarı, tali vantilatör seçiminde esas alınacak çalışma noktasını (duty point) oluşturmaktadır. Uygulama senaryosunda bu değer 35 m³/s hava miktarı ve 2150 Pa basınç farkı olarak belirlenmiş olup, çalışmanın devamındaki ekonomik analizler de bu çalışma noktası temel alınarak yapılacaktır. Vantilatör seçiminde kurulu motor gücü yerine, belirlenen hava miktarı ve basınç farkı kombinasyonunun güvenli ve verimli biçimde sağlanıp sağlanamadığının incelenmesi esastır; zira aynı motor gücündeki farklı vantilatörler farklı çalışma koşullarına göre tasarlanmış olabilmektedir. Ayrıca çalışma noktası, yalnızca ilk yatırım kararlarını değil, uzun dönem işletme maliyetlerini ve enerji tüketimini de belirler. En önemlisi, belirlenen çalışma noktasının karşılanamaması yetersiz hava dağılımına, kirleticilerin

birikimine, görüş ve termal konforun bozulmasına yol açarak iş sağlığı ve güvenliği açısından kabul edilemez riskler doğurabilmektedir. Bu nedenle çalışma noktasının üreticiyle paylaşılması ve vantilatörün kararlı bölgede çalışacağının doğrulanması büyük önem taşımaktadır.

ENERJİ TÜKETİMİ VE MALİYET ANALİZİ

Yeraltı madenlerinde havalandırma sistemleri, güvenli ve sürdürülebilir üretimin vazgeçilmez bir bileşeni olmanın yanı sıra, toplam enerji tüketiminin en büyük kalemlerinden birini oluşturmaktadır. Çoğu işletmede havalandırma, toplam elektrik tüketiminin %60'ına kadar ulaşabilmekte (Kurnia vd., 2014), bu da doğrudan işletme maliyetleri üzerinde belirleyici olmaktadır. Bu nedenle, tali havalandırma sistemlerinde kullanılacak vantilatörlerin seçimi yalnızca teknik performans açısından değil, enerji verimliliği ve maliyet etkinliği açısından da kritik öneme sahiptir. Bu çalışmada belirlenen çalışma noktası, tali vantilatörlerin enerji tüketimi ve maliyet analizinin temelini oluşturmaktadır. Vantilatörlerin belirlenen koşullarda göstereceği performans hem güvenli hava dağılımını sağlamada hem de uzun dönem enerji tüketimi ve işletme giderlerini belirlemede anahtar rol oynamaktadır. Dolayısıyla bu bölümde, uygulama senaryosunda tanımlanan çalışma noktası dikkate alınarak vantilatörlerin enerji tüketimi ve maliyet etkileri incelenmiştir. Analiz kapsamında belirlenen teknik gereksinimleri karşılayabilen ancak farklı verimliliklere sahip vantilatör seçenekleri karşılaştırılmıştır. Böylece, yalnızca ilk yatırım maliyetleri değil, uzun dönemli enerji giderleri ve işletme sürdürülebilirliği açısından da en uygun alternatiflerin belirlenmesi amaçlanmaktadır.

Çalışma kapsamında oluşturulan uygulama senaryosunda belirlenen çalışma noktasını karşılayabilen, farklı verimlilik değerlerine ve farklı ilk yatırım maliyetlerine sahip üç adet tali vantilatör (Tablo 3) üzerinden analizler gerçekleştirilmiştir. Analizlerde bakım–onarım, faiz ve amortisman maliyetleri kapsam dışında bırakılmış olup, hesaplamalarda yalnızca ilk yatırım maliyeti ile enerji tüketim maliyetleri dikkate alınmıştır. Vantilatörlerin yıllık kullanım oranı ise %90 olarak kabul edilmiştir. Ayrıca birim enerji maliyeti 0,10 $/kWh olarak alınarak maliyet hesaplamaları gerçekleştirilmiştir.

Tablo 3. Analizlerde kullanılan tali vantilatörlerin verimleri ve ilk yatırım maliyetleri

Tali Vantilatör	Verim (%)	İlk Yatırım Maliyeti ($)
Vantilatör 1	80	25.000
Vantilatör 2	70	20.000
Vantilatör 3	60	15.000

Bu kapsamda, enerji tüketimi ve maliyet etkilerini değerlendirmek üzere üç farklı işletim senaryosu tanımlanmıştır. İlk senaryoda, herhangi bir kontrol donanımına sahip olmayan ve yalnızca tek bir çalışma noktasında çalışabilen tali vantilatörlerin, üretim bölgesinde ihtiyaç duyulan en yüksek hava miktarını (35 m^3/s) sürekli ve kesintisiz biçimde aynaya ilettiği varsayılmıştır. Bu durum, çalışmanın devamında "Sürekli Çalışma Senaryosu" olarak adlandırılmıştır.

İkinci senaryoda ise, yine maksimum hava miktarı (35 m^3/s) esas alınmakla birlikte, faaliyet dışı dönemlerde vantilatörün manuel olarak devre dışı bırakıldığı kabul edilmiştir. Böylece vantilatör yalnızca üretim aşamalarında çalışmakta, bekleme süresinde kapatılmaktadır. Bu yaklaşım, "Manuel Kesintili Çalışma Senaryosu" olarak tanımlanmıştır.

Üçüncü senaryoda ise, tali vantilatörlerin değişken frekans sürücüsü (VFD) ile donatıldığı ve Tablo 2'de sunulan üretim aşamalarına göre ihtiyaç duyulan hava miktarına uyumlu şekilde çalıştığı varsayılmıştır. Bu senaryo, enerji verimliliği açısından en gelişmiş yaklaşımı temsil etmekte olup "Değişken Frekans Kontrollü Çalışma Senaryosu" olarak adlandırılmıştır. Belirlenen bu üç senaryo, tali vantilatörlerin enerji tüketimi ve

maliyetler üzerindeki etkilerini farklı işletme koşulları altında ortaya koymak amacıyla ayrı ayrı ele alınmış ve çalışmanın bu bölümünde ayrıntılı olarak incelenmiştir.

Sürekli Çalışma Senaryosu

Bu senaryoda tali vantilatörler herhangi bir kontrol donanımına sahip olmadan, %90 kullanım oranı ile yıl boyunca kesintisiz çalışmaktadır. Vantilatörler tam yükte (35 m^3/s) ve faaliyet dışı zamanlar da dahil olmak üzere günde 24 saat aktif olarak işletilmektedir. Dolayısıyla bakım–onarım süreleri dışında durmaksızın çalıştıkları varsayılmaktadır. Gerçekleştirilen analizlerde farklı verimlilik değerlerine sahip üç alternatif tali vantilatör karşılaştırılmış ve sonuçlar Tablo 4'te sunulmuştur. Analizlere göre en yüksek verimliliğe sahip Vantilatör 1, yıllık enerji tüketimi ve enerji maliyeti açısından diğer seçeneklere kıyasla en avantajlı sonucu vermektedir. En düşük verimlilikteki Vantilatör 3 ise, Vantilatör 1'e kıyasla yılda yaklaşık 15.000 $ daha yüksek enerji maliyetine neden olmaktadır. Üstelik Vantilatör 1'in ilk yatırım maliyeti, Vantilatör 3'ten 10.000 $ daha yüksek olmasına rağmen, yalnızca bir yıl içinde enerji tasarrufu sayesinde bu farkı telafi edebilmektedir. Beş yıllık toplam sahip olma maliyetleri (ilk yatırım maliyeti + beş yıllık enerji maliyeti) dikkate alındığında, en düşük maliyetin Vantilatör 1'e ait olduğu görülmektedir. Vantilatör 1 ile Vantilatör 3 arasında beş yıl sonunda yaklaşık 110.000 $'lık bir fark oluşmakta ve bu fark, enerji verimliliğinin işletme ekonomisi üzerindeki kritik etkisini açıkça ortaya koymaktadır. Dolayısıyla sürekli çalışma koşullarında, ilk yatırım maliyeti daha yüksek olsa dahi, enerji verimliliği yüksek tali vantilatörlerin tercih edilmesi işletme verimliliği ve uzun vadeli maliyet etkinliği açısından en uygun seçenek olmaktadır.

Tablo 4. Sürekli Çalışma Senaryosu'na ait enerji tüketimi ve maliyet analizi

Vantilatör	Verim (%)	Yıllık Enerji Tüketimi (kWh/yıl)	Yıllık Enerji Maliyeti ($/yıl)	Beş Yıllık Sahip Olma Maliyeti ($)
Vantilatör 1	80	744.908	74.491	397.454
Vantilatör 2	70	851.323	85.132	445.662
Vantilatör 3	60	993.210	99.321	511.605

Manuel Kesintili Çalışma Senaryosu

Manuel Kesintili Çalışma Senaryosu'nda, Sürekli Çalışma Senaryosu'nda olduğu gibi herhangi bir kontrol donanımı bulunmamakta ve tali vantilatörler 35 m^3/s hava miktarında doğrudan çalışmaktadır. Ancak bu senaryoda, faaliyet dışı zamanlarda vantilatör manuel olarak kapatılmakta, dolayısıyla günde yaklaşık altı saat boyunca devre dışı kalmaktadır. Geriye kalan sürede ise yine %90 kullanım oranı ile tam yükte çalışarak çalışma bölgesine gerekli hava miktarını sağlamaktadır. Analizler sonucunda elde edilen değerler Tablo 5'te sunulmuştur. Sonuçlar, en yüksek verimliliğe ve ilk yatırım maliyetine sahip Vantilatör 1'in, en düşük verimliliğe ve düşük ilk yatırım maliyetine sahip Vantilatör 3'e kıyasla yıllık enerji maliyetlerinde yaklaşık 20.000 $ avantaj sağladığını göstermektedir. Bu fark, iki vantilatör arasındaki 10.000 $'lık ilk yatırım maliyeti farkının yalnızca altı ay içinde kapatılmasına imkân tanımaktadır. Beş yıllık sahip olma maliyetleri dikkate alındığında ise Vantilatör 1'in, Vantilatör 3'e kıyasla yaklaşık 80.000 $ daha avantajlı olduğu görülmektedir.

Manuel Kesintili Çalışma Senaryosu ile Sürekli Çalışma Senaryosu karşılaştırıldığında ise, her iki senaryoda da en avantajlı seçenek olarak Vantilatör 1'in tercih edilmesi durumunda, yalnızca faaliyet dışı zamanlarda vantilatörün kapatılması sayesinde yıllık enerji maliyetlerinde yaklaşık 20.000 $ tasarruf sağlandığı, beş yıllık toplam maliyet açısından bakıldığında ise bu farkın yaklaşık 90.000 $'a ulaştığı belirlenmiştir. Dolayısıyla, formasyondan herhangi bir gaz emisyonu olmadığı varsayımı altında, operasyonların durduğu zaman dilimlerinde vantilatörün manuel olarak kapatılmasının önemli bir maliyet avantajı ortaya koyduğu görülmektedir.

Tablo 5. Manuel Kesintili Çalışma Senaryosu'na ait enerji tüketimi ve maliyet analizi

Vantilatör	Verim (%)	Yıllık Enerji Tüketimi (kWh/yıl)	Yıllık Enerji Maliyeti ($/yıl)	Beş Yıllık Sahip Olma Maliyeti ($)
Vantilatör 1	80	558.681	55.868	304.340
Vantilatör 2	70	638.492	63.849	339.246
Vantilatör 3	60	744.908	74.491	387.454

Değişken Frekans Kontrollü Çalışma Senaryosu

Değişken Frekans Kontrollü Çalışma Senaryosu'nda önceki senaryolardan farklı olarak, analize dahil edilen tüm tali vantilatörlerin değişken frekans sürücüsü (VFD) donanımına sahip olduğu ve yeryüzü ile iletişimlerinin sağlandığı varsayılmıştır. İlgili VFD donanımının Tablo 3'te verilen ilk yatırım maliyetlerine ek olarak 10.000 $ ilave yatırım gerektirdiği kabul edilmiştir. Bu senaryoda vantilatörler, her bir madencilik faaliyetinde ihtiyaç duyulan hava miktarını sürücü sayesinde ayarlayabilmektedir. Buna göre yalnızca yükleme ve nakliye aşamasında 35 m^3/s hava miktarı karşılanmakta, faaliyet dışı zamanlarda vantilatör tamamen kapatılmakta, diğer aşamalarda ise 29 m^3/s hava miktarı sağlanmaktadır. Hava miktarındaki bu değişime bağlı olarak enerji tüketimlerinde önemli ölçüde azalma elde edilmesi beklenmektedir. Bakım–onarım zamanları dikkate alınarak %90 kullanım oranı varsayımı ile gerçekleştirilen analizlerin sonuçları Tablo 6'da sunulmuştur. Buna göre, VFD donanımının 10.000 $ ilave yatırım maliyetine rağmen, yıllık enerji maliyetlerinde kayda değer düşüş sağladığı görülmektedir. En verimli seçenek olan Vantilatör 1, en düşük verimli seçenek olan Vantilatör 3'e kıyasla yıllık enerji maliyeti bazında yaklaşık 13.000 $ avantaj sağlamaktadır. Beş yıllık sahip olma maliyetleri incelendiğinde ise Vantilatör 1'in Vantilatör 3'e kıyasla yaklaşık 55.000 $ daha avantajlı olduğu belirlenmiştir. Senaryolar arası karşılaştırmaya bakıldığında, her üç senaryoda da en avantajlı seçenek olan Vantilatör 1 temel alındığında, VFD kontrollü kullanımın Sürekli Çalışma Senaryosu'na kıyasla yıllık yaklaşık 35.000 $ daha düşük enerji maliyeti sağladığı, Manuel Kesintili Çalışma Senaryosu'na kıyasla ise yıllık yaklaşık 15.000 $ ek avantaj sunduğu görülmektedir. İlk yatırım maliyetlerinin daha yüksek olmasına rağmen, 5 yıllık sahip olma maliyetleri değerlendirildiğinde VFD kontrollü senaryonun Sürekli Çalışma Senaryosu'na göre yaklaşık 165.000 $ tasarruf sağladığı ortaya konulmaktadır. Bu bulgular, değişken frekans sürücüsü ile donatılmış tali vantilatörlerin yalnızca enerji tüketiminde değil, aynı zamanda uzun vadeli işletme maliyetlerinde de önemli avantajlar sağladığını açıkça göstermektedir. Enerji verimliliği yüksek vantilatörlerin VFD kontrolü ile birlikte kullanılması, ilk yatırım maliyetlerinin ötesinde işletme süresince çok daha büyük kazanımlar sunmakta, böylece sürdürülebilir ve ekonomik bir havalandırma yaklaşımı mümkün hale gelmektedir.

Tablo 6. Değişken Frekans Kontrollü Çalışma Senaryosu'na ait enerji tüketimi ve maliyet analizi

Vantilatör	Verim (%)	Yıllık Enerji Tüketimi (kWh/yıl)	Yıllık Enerji Maliyeti ($/yıl)	Beş Yıllık Sahip Olma Maliyeti ($)
Vantilatör 1	80	398.094	39.809	234.047
Vantilatör 2	70	454.964	45.496	257.482
Vantilatör 3	60	530.791	53.079	290.396

SONUÇLAR VE ÖNERİLER

Bu çalışmada, yeraltı metalik madenlerde tali havalandırma sistemlerinde vantilatör seçiminin yalnızca ilk yatırım maliyetleriyle sınırlı bir karar olmadığı, uzun vadeli işletme verimliliği ve iş güvenliği açısından kritik bir rol oynadığı ortaya konulmuştur. Uygulama senaryosu kapsamında belirlenen 35 m^3/s hava miktarı ve 2150 Pa basınç farkından oluşan çalışma noktası, hem güvenli bir havalandırma düzeni sağlamak hem de maliyet etkinliği değerlendirmelerini yapmak için temel alınmıştır. Elde edilen sonuçlar, enerji tüketimi ve toplam sahip olma maliyetlerinde vantilatör verimliliğinin en belirleyici unsur olduğunu göstermektedir. Sürekli çalışma koşullarında dahi yüksek verimli vantilatörlerin düşük verimlilere kıyasla yıllık bazda on binlerce dolar, beş yıllık dönemde ise yüz bin dolar düzeyinde maliyet avantajı sağladığı görülmüştür. Bu bulgular, kurulu motor gücüne göre yapılan seçimlerin yetersiz olduğunu ve mutlaka hava miktarı –basınç farkı ve verimlilik kombinasyonu temel alınarak karar verilmesi gerektiğini açıkça ortaya koymaktadır.

Senaryolar arası karşılaştırmalar, kontrol teknolojilerinin enerji yönetimi ve işletme ekonomisi üzerindeki etkilerini net bir şekilde göstermektedir. Manuel kontrol ile kısmi tasarruf sağlanabildiği görülmekle birlikte, en yüksek kazanımlar değişken frekans sürücüsü (VFD) donanımı ile elde edilmiştir. VFD ile donatılmış vantilatörlerin yalnızca ihtiyaç duyulan hava miktarını sağlamaları sayesinde enerji tüketimlerinde önemli ölçüde azalma gerçekleşmiş, beş yıllık toplam sahip olma maliyetlerinde sürekli çalışma senaryosuna kıyasla 165.000 $ düzeyine ulaşan avantaj elde edilmiştir. Bu bulgular, talebe bağlı havalandırma (VOD) ve VFD tabanlı çözümlerin yalnızca enerji verimliliği değil, aynı zamanda sürdürülebilir ve esnek bir işletme stratejisi sunduğunu kanıtlamaktadır.

Sonuç olarak, tali vantilatör seçiminde kurulu motor gücü yerine, belirlenen çalışma noktasına (duty point) uygun hava miktarı–basınç farkı kombinasyonunun esas alınması gerekmektedir. İlk yatırım maliyeti düşük ancak verimliliği zayıf vantilatörlerin tercih edilmesi kısa vadede cazip görünse de uzun vadede işletme maliyetlerini artırmakta, bu nedenle seçimlerde yüksek verimli ekipmanlara öncelik verilmesi gerekmektedir. Enerji verimliliğini artırmak ve toplam maliyetleri optimize etmek için VFD veya daha ileri düzey otomasyon tabanlı VOD çözümlerinin uygulanması önem taşımaktadır. Bunun yanı sıra seçilecek vantilatörün üretici firma ile paylaşılan çalışma noktasında kararlı bölgedeki performansının doğrulanması hem güvenli hem de sürdürülebilir bir havalandırma yönetiminin sağlanabilmesi için kritik bir gereklilik olarak öne çıkmaktadır.

KAYNAKLAR

Acuña, E. I., Levesque, M., & Hurtado, J. P. (2021). Auxiliary fan selection considering purchasing and energy costs based on fan curves. In Mine Ventilation, 3-11. CRC Press.

Brake, D. J. (2017). Auxiliary ventilation design-why and how mines waste so much power on inferior systems. In Proceedings Australian Mine Vent Conference, 27-34.

Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı. (2013). Maden İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliği. Resmi Gazete, Sayı. 28770.

De Souza, E. (2004). Auxiliary ventilation operation practices. Mine Ventilation, Taylor & Francis Routledge, 341-349.

Gangal, M. (2012). Summary of worldwide underground mine diesel regulations. In Proceedings of the 18th MDEC Conference, Toronto, Ontario.

Kurnia, J. C., Sasmito, A. P., Mujumdar, A. S. (2014). Simulation of a novel intermittent ventilation system for underground mines. Tunneling and Underground Space Technology, 42(0), 206–15.

McPherson, M.J. (1993). Subsurface ventilation and environmental engineering. Chapman & Hall, London.

Roghanchi, P., Kocsis, K. C., & Sunkpal, M. (2016). Sensitivity analysis of the effect of airflow velocity on the thermal comfort in underground mines. Journal of sustainable mining, 15(4), 175-180.

Sierra, C. (2020). Mine Ventilation: A Concise Guide for Students. Springer Nature.

GEÇMİŞTEN ALINAMAYAN DERSLERDE BUGÜN: TÜRK YERALTI KÖMÜR OCAKLARINDA SÜREGELEN HAVALANDIRMA SORUNLARI VE ÇÖZÜM ÖNERİLERİ

FORGOTTEN LESSONS OF THE PAST: PERSISTENT VENTILATION PROBLEMS IN TURKISH UNDERGROUND COAL MINES AND PROPOSED SOLUTIONS

N. Ünlü [1, *], K. Barış [2, *]

[1] *Maden Mühendisi*
[2] *Zonguldak Bülent Ecevit Üniversitesi, Madencilik ve Maden Çıkarma Bölümü*
*(*Sorumlu yazar: kbaris@beun.edu.tr)*

ÖZ

Türkiye yeraltı kömür ocaklarında geçmişten günümüze kadar temel olarak havalandırma kaynaklı yaşanan büyük facialar, sektörde büyük güvenlik riskleri oluşturmaya devam etmektedir. Bu facialarda, havalandırma sistemlerinin yetersiz ya da hatalı tasarlanması nedeniyle metan gazı ve/veya kömür tozu patlamalarının yanında yangın gibi olayların da yaşanması nedeniyle büyük can kayıpları yaşanmıştır. Bu bağlamda bu çalışma, ülkemizde yaşanan Karadon (2010), Soma (2014) ve Amasra (2022) facialarını ele alarak benzer kazaların önüne geçilememesinin sebeplerini tartışmakta ve çözüm önerileri sunmaktadır. Yaşanan facialarının ortaya çıkmasında; uygun olmayan havalandırma planlaması, etkili maden yönetim sistemi, acil durum planı ve müdahale sistemi eksiklikleri, elektrikli ekipman ve devre kesiciler, zayıf denetim ve yaptırım mekanizmaları, yetersiz belgelendirme ve bilgi dağıtımı ile yetersiz maden mühendisliği eğitiminin kazalarda kritik bir rol oynadığı kanaatine varılmıştır. Belirtilen konuların iyileştirilmesi sektördeki güvenlik kültürünün geliştirilmesinde ve kazaların önlenmesinde temel unsur olarak öne çıkmaktadır.

Anahtar Kelimeler: Madenlerde havalandırma, iş sağlığı ve güvenliği, maden mevzuatı.

ABSTRACT

In Turkish underground coal mines, major disasters primarily resulted from ventilation issues have historically posed significant safety risks and continue to do so today. These disasters have resulted in substantial loss of life due to methane gas and/or coal dust explosions, as well as fires, caused by inadequacies or deficiencies in ventilation systems. This study examines the Karadon (2010), Soma (2014), and Amasra (2022) disasters within this context, discussing the reasons behind the inability to prevent such incidents and proposes solutions. The study identifies several critical factors contributing to these tragedies, including improper ventilation planning, the lack of an effective mine management system and emergency ventilation plan, issues with electrical equipment and circuit breakers, weak audit and enforcement mechanisms, insufficient documentation and dissemination of knowledge, and inadequate mining engineering education. It is concluded that addressing these shortcomings is essential for fostering a stronger safety culture within the sector and preventing future accidents. Improvements in these areas are deemed fundamental to advancing safety standards in Turkey's mining industry.

Key Words: Mine ventilation, occupational health and safety, mining legislation.

GİRİŞ

Yeraltı ocaklarında havalandırmanın temel amacı çalışma alanlara yeterli temiz hava sağlayarak kirleticileri güvenli bir konsantrasyona seyreltmek ve kabul edilebilir bir konfor seviyesinin sağlanmasıdır. Bu amaçlar esasen oldukça açık ve basit olmasına rağmen bu amaçlara ulaşmak çoğu durumda basit değildir. Çünkü havalandırma; fizik, kimya, akışkanlar mekaniği ve termodinamik gibi bilim ve mühendislik konularında oldukça kapsamlı bilgi gerektirmektedir. Bu nedenle, iyi tasarlanmış ve verimli çalışan bir havalandırma sisteminin tesadüfen elde edilmesi mümkün değildir. Bu ancak ocak tasarımı ve yönetim süreçlerinde bilimsel havalandırma ilkelerinin ve uygulamalarının yer almasıyla mümkündür.

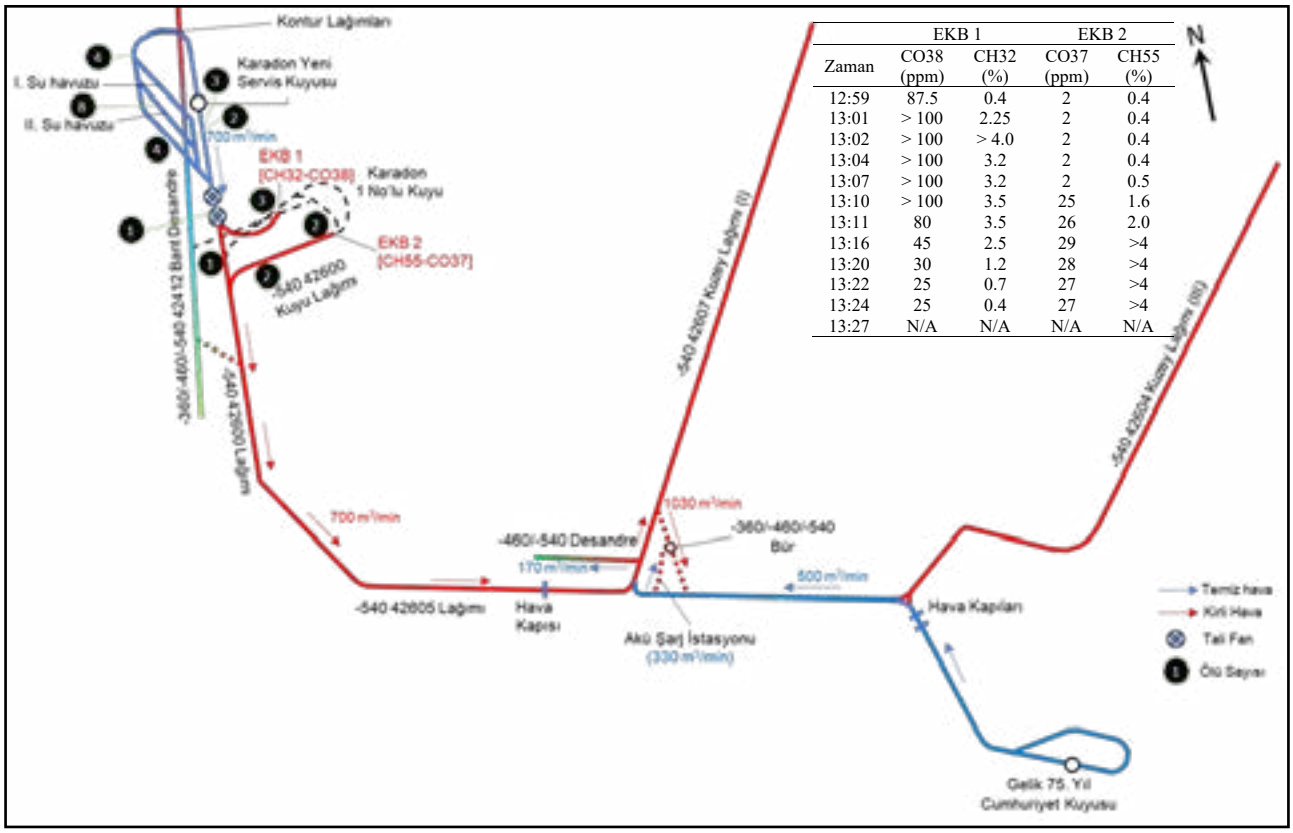
Yeraltı madenlerinde havalandırma ve havalandırmayla ilgili uygulamalar, yeraltı kömür madenlerinde sağlıklı ve güvenli bir ortamda üretim verimliliğini sağlamanın ve sürdürmenin en etkili yoludur. Havalandırmayı etkili ve verimli bir araç olarak kullanmak, büyük ölçüde teknik personel ve işçilerin teknik bilgisine ve algısına, ayrıca ülkenin ulusal madencilik mevzuatına bağlıdır. Bu bağlamda, ABD, Kanada ve Avustralya gibi madencilik sektöründen sağlanan kaynaklarla gelişmiş ülkeler, son 50 yılda konuya büyük önem göstermiş ve bilimsel araştırmalara büyük bütçeler ayırmış, madencilik mevzuatı üzerinde tartışmalar yapmış ve gerekli iyileştirmeleri sağlamışlardır. Ayrıca, bu tür ülkelerde madencilik sektörüne iş sağlığı ve güvenliği konularında ağır yaptırımlar uygulandığı da bilinmektedir. Buna göre, diğer ülkelerle karşılaştırıldığında, bu tür ülkelerde havalandırmayla ilgili kazaların sayısı, sıklığı ve şiddeti yıllar içinde önemli ölçüde azalmıştır.

2010-2022 yılları arasında Çin, Rusya, ABD, Kırgızistan ve Afganistan gibi çeşitli ülkelerdeki kömür ocaklarında meydana gelen havalandırmayla ilgili (grizu patlaması, boğulma, gaz zehirlenmesi, ani gaz boşalması, maden yangınları ve kendiliğinden yanma olayları gibi doğrudan veya dolaylı olarak maden havalandırmasıyla ilgili) tamamı yeraltı taşkömürü madenlerinde olmak üzere toplam 32 kaza meydana gelmiş ve toplam 642 madenci hayatını kaybetmiştir (Barış, 2023). Bu dönemde Çin'in 15 kazada toplam 330 madenciyi kaybetmesi ve bunun tüm ölümlerin %51,4'ünü oluşturması dikkat çekicidir 2010-2022 yılları arasında Türkiye'de ise toplam 16 kaza meydana gelmiş ve 422 madenci hayatını kaybetmiştir. Bu dönem içinde neredeyse her yıl benzer ölümlü kaza/kazaların yaşanması, Türkiye'de havalandırmayla ilgili kazaların, kömür türünden bağımsız olarak yeraltı madencilik sektörü için neredeyse bir "*norm*" haline geldiğini göstermektedir. 2010-2022 yılları arasında Türkiye, görece olarak düşük yeraltı üretim kapasitesine rağmen (150 milyon ton linyit ve 20,2 milyon ton taşkömürü (TKİ, 2021; TTK, 2022)), havalandırmayla ilgili kaza sayısı ve ölüm sayısı bakımından dünyanın geri kalanıyla tek başına yarışır gibi görünmektedir. Bu dönemde ülkemizde milyon ton kömür üretimi başına havalandırmayla ilgili kazalarda hayatını kaybedenlerin sayısı 2,48'dir (yeraltı linyit 2,17, taşkömürü 4,7). Örneğin Çin, 2010 ile 2021 yılları arasında 42,5 milyar ton kömür üretmişken (EIA, 2023) ve toplam kömür üretiminin yaklaşık %85'i yeraltı ocaklarından geldiği düşünüldüğünde (Xinjie ve diğerleri, 2023) milyon ton kömür üretimi başına havalandırmayla ilgili kazalarda hayatını kaybedenlerin sayısı 0,0077'dir.

Ülkemizde 103 madencinin hayatını kaybettiği Armutçuk (1983), 263 madencinin hayatını kaybettiği Kozlu (1992) ve 301 madencinin hayatını kaybettiği Soma (2014) faciası gibi büyük felaketler meydana gelmiş olmasına rağmen, alınabilecek derslerin sürekli olarak göz ardı edildiği değerlendirilmektedir. Bu durum madencilik sektöründe yaşanan havalandırmayla ilgili kazaların temel nedenlerini belirleme, anlama ve ele alma becerisinde kritik bir boşluk olduğunu göstermektedir. Yaşanan kazaların kurumsal ve bilimsel çerçevede analiz edilmesindeki eksiklikler ile etkili bir yaptırım mekanizmasının oluşturulamaması iş sağlığı ve güvenliği standartlarının geliştirilmesine ve alınacak tedbirlerin etkinliğine engel olmaktadır. Bu kapsamda bu çalışma, son 15 yıl içinde Türkiye yeraltı kömür ocaklarında meydana gelen ve havalandırma sorunları açısından benzerlikler gösteren Karadon (2010), Soma (2014) ve Amasra (2022) facialarını kısaca ele alarak geçmişten alınmayan derslerin nasıl benzer sonuçlara yol açtığını göstermeyi amaçlamaktadır. Çalışmada ayrıca geçmişten ders alma konusundaki eksikliklerin giderilmesine katkı sağlayabilecek öneriler de sunulacaktır.

KARADON MADEN FACİASI (2010)

Türkiye Taşkömürü Kurumu'nun (TTK) beş müessesesinden biri olan Karadon Müessesesi yeraltı ocağı Zonguldak'ın 12 km Kuzey'inde yer almaktadır. Kazanın yaşandığı dönemde -160, -260, -360, -460 ve kazanın yaşandığı -540 olmak üzere ocakta beş ana kat bulunmaktadır. -540 katı ile irtibat, Karadon Servis Kuyusu (+50/-735), Gelik 75. Yıl Cumhuriyet Kuyusu ve -460/-540 desandreden sağlanmaktadır (Şekil 1). 17.05.2010 günü 12:59'da EKB 1 hazırlık galerisinde yapılan patlatmadan sonra patlamanın olduğu 13:27'ye kadar bu galerideki CH32 ve CO38 numaralı sensörler anormal değerler kaydetmişlerdir. EKB 1'de yapılan patlamadan kısa süre sonra EKB 2'de bulunan CH55 ve CO37 sensörleri de kısa süre sonra beklenmeyen konsantrasyon değerleri ölçmeye başlamıştır (Şekil 1 -sensör verileri).



Zaman	EKB 1		EKB 2	
	CO38 (ppm)	CH32 (%)	CO37 (ppm)	CH55 (%)
12:59	87.5	0.4	2	0.4
13:01	> 100	2.25	2	0.4
13:02	> 100	> 4.0	2	0.4
13:04	> 100	3.2	2	0.4
13:07	> 100	3.2	2	0.5
13:10	> 100	3.5	25	1.6
13:11	80	3.5	26	2.0
13:16	45	2.5	29	>4
13:20	30	1.2	28	>4
13:22	25	0.7	27	>4
13:24	25	0.4	27	>4
13:27	N/A	N/A	N/A	N/A

Şekil 1. Karadon yeraltı ocağı -540 katı havalandırma planı (orijinal plandan üretilmiştir)

Bilirkişi raporları ve TTK kaza kanaat raporundan anlaşıldığı üzere patlama EKB 2 hazırlık galerisinde gerçekleşmiştir. Bu galeride fantüplerin yanarak eridiği (yüksek sıcaklık etkisi) ayrıca tel kafes ve ahşap tahkimatın geriye doğru savrulduğu (basınç etkisi) gözlenmiştir (Didari vd., 2010; TTK, 2010; Güyagüler vd., 2011). Sensör verilerinden EKB 1 galerisinde yüksek miktarda metan yayılımı olduğu anlaşılmaktadır. Bununla birlikte bilirkişi heyeti olay yeri incelemesinde; galeride patlatma sonrasında ani bir püskürme (degaj) olayı yaşandığının göstergesi olan 100 m^3 civarında ince taneli kömür olduğunu da tespit etmiştir. Patlama sonrasında -540/42600 numaralı hava dönüş galerisi üzerinde Çin Bürü bağlantısına yaklaşık 1000m mesafede bir göçük oluştuğu tespit edilmiştir. Göçük önüne Çin Bürü tarafından ulaşan tahlisiye ekipleri; 2000 ppm CO, % 10 > O_2 ve %5 < CH_4 ölçmüşlerdir. Gece vardiyasında Gelik 75. Yıl Cumhuriyet Kuyusu tarafına tali pervane kurularak göçük önüne vantüp çekilmiştir. Bu esnada 1500 ppm

CO ölçülmüştür. Tali pervaneye 18 Mayıs 2010 tarihinde saat 07.00 civarında yol verilebilmiştir. Hava dönüş yolunda ve -540 katındaki diğer hava kollarında patlama öncesindeki koşullarda (hava kapıları ve negatif basınç değerlerinde) hiçbir değişiklik yapılmamasına rağmen CO değerinde 17 saatlik süre sonunda % 25'lik bir azalma olduğu görülmektedir. Önceden çalışılmış bir "*havalandırma acil durum planı*" çerçevesinde

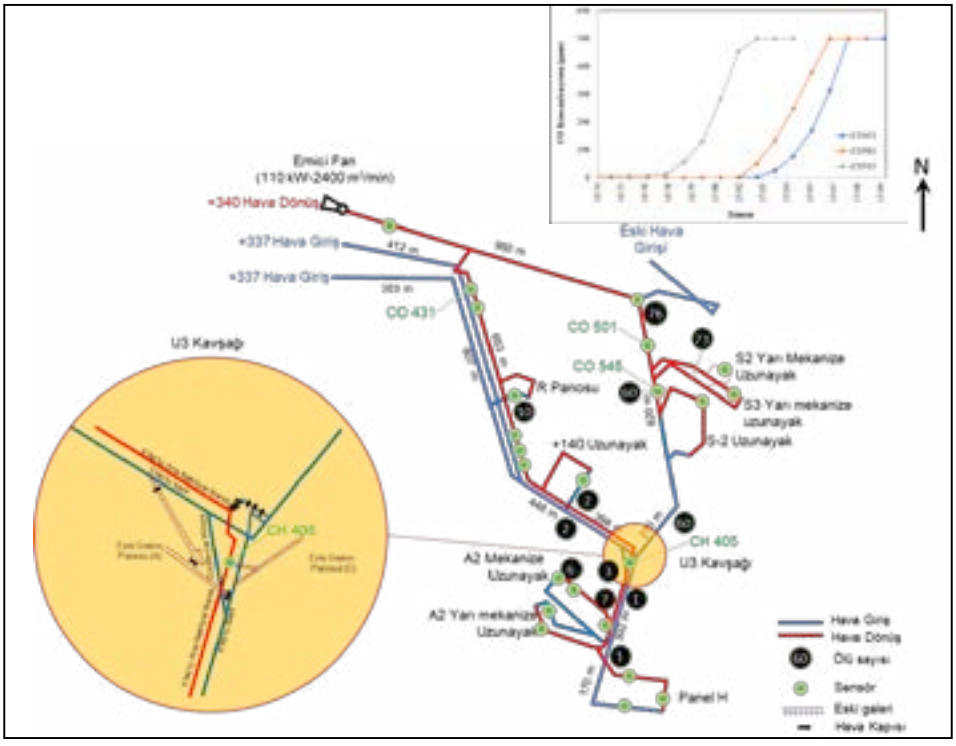
zamanında doğru müdahaleler yapılmış olsaydı patlama sahasındaki tehlikeli gazların çok daha kısa süre içinde uzaklaştırılmasının sağlanabileceği düşünülmektedir.

EKB 1 (18 m^2) ve EKB 2 (18 m^2) galerilerinin havalandırılması için sırasıyla bir adet 7,5 kW (Engart) ve bir adet 30 kW (Joy) fan kullanıldığı anlaşılmaktadır. EKB 1 galerisi havalandırma mesafesi yaklaşık 132 m ve EKB 2 galerisi havalandırma mesafesi ise yaklaşık 400 m'dir. TTK tarafından bu fanların 600 mm çaplı fantüplerle galerilere sırasıyla 185 m^3/dak ve 240 m^3/dak hava sağladığı bildirilmiştir. Bu değerler fan karakteristik eğrileri ile değerlendirildiğinde makul görünmektedir. Ancak, sağlanan hava miktarları ile galerilerde oluşan hava hızları EKB 1 için 0,17 m/s ve EKB 2 içinse 0,22 m/s'dir. Bu hava hızları metan tabakalaşmasını önlemek ve türbülanslı bir akış sağlamak için son derece yetersizdir. Hatta bu hava hızlarını hissetmek bile neredeyse mümkün değildir.

Bilirkişi bulguları EKB 2 galerisindeki CO ve CH_4 sensörünün arının 25-30 m gerisinde ve tabandan 1-1,5 m yüksekte olduğunu tespit etmiştir. Kesit içine hatalı yerleştirilen bu sensörlerin verileri incelendiğinde EKB 1 galerisinden yayılan metanın 7 dakika içinde EKB 2 galerisindeki sensör tarafından algılanmaya başladığı kolaylıkla anlaşılmaktadır (Şekil 1 – sensör verileri). Bunun en olası sebebi ise EKB 2 galerisini havalandıran tali fanın iki galeri arasında yerleştirilmesi nedeniyle EKB 1 galerisinden gelen kirli havanın EKB 2'ye verilmesidir (kısa devre). Bu olasılık, bilirkişinin ocakta yaptığı inceleme sırasında tali fanların birinin kablolarının yeni kesilmiş olduğunu ve yerinin değiştirildiğini tespit etmesi sonucu doğrulanmıştır.

SOMA MADEN FACİASI (2014)

Facianın yaşandığı yeraltı linyit ocağı Manisa'nın Soma ilçesi, Eğnez köyü yakınlarındadır. Facianın olduğu dönemde saha Türkiye Kömür İşletmelerine (TKİ) ait olup özel bir firma tarafından işletilmektedir. İşletmede A, H, S ve R olmak üzere dört bölgede iki mekanize (A2 ve R7), beş yarı mekanize (A1, H1, H2, S2 ve S3) ve üç de klasik (S2, S3 ve 140) uzunayak çalışmaktadır. +210/+280 kotları arasında teşkil edilmiş olan S panoları yeryüzüne en yakın konumundadır. A panoları +86 ve +95 kotları arasında teşkil edilmiş ve metanca zengin iki panodan oluşmakta ve H panosu ise +40 +65 kotları arasında teşkil edilmiş olup ocağın en derin panosu konumundadır (Şekil 2).



Şekil 2. Soma yeraltı ocağı havalandırma planı (orijinal plandan üretilmiştir)

Ocağa temiz hava +337 kotunda 18 m^2 kesitli iki desandreden sağlanmakta ve bu iki desandre +142 kotunda birleşmektedir. Daha sonra temiz hava U3 kavşağında iki kola ayrılmakta ve bir kol A ve H panolarına ve diğer kol ise S panolarına temiz hava sağlamaktadır. A ve H panolarının dönüşü +340 kotunda ana dönüş galerisine bağlı iken S panolarına hizmet eden müstakil bir dönüş yolu bulunmamaktadır. Bu nedenle S panolarındaki uzunayaklar kısmi ya da tamamen kirlenmiş hava ile havalandırılmaktadır. Genel olarak bakıldığında ocağın esasen bir temiz hava giriş ve bir kirli hava çıkışına sahip olduğu anlaşılmaktadır. Ocakta yaşanan facia 13 Mayıs 2014'te saat 14:45 sularında ocakta U3 kavşağı ve 4 No'lu bandın bulunduğu ana yolda dumanın fark edilmesiyle başlamış ve duman kısa süre içinde ocağın büyük bölümünü etkilemiştir. Olay sırasında S panolarında bulunan CO501 ve CO545 numaralı sensörler ile R, A ve H panolarının müşterek hava dönüşünde bulunan CO431 numaralı sensörün kayıtları dumanın görülmesinden kısa süre sonra ocakta CO seviyelerinin 500 ppm'i aştığını göstermektedir (Şekil 2). U3 kavşağındaki tek sensör olan CH405 numaralı metan sensörü A ve H panolarının hava dönüş yolu üzerindedir. Bu sensör 14:50 öncesinde %0,201 değerini ölçmüş, 15:15'e kadar herhangi bir ölçüm kaydetmemiş ve sonrasında %3,904 değerini ölçmüş ve devre dışı kalmıştır.

Ocakta yapılan kurtarma faaliyetleri sırasında +337 girişinden ocağa giren tahlisiye ekipleri 1200 m sonra (U3 kavşağına yakın) bant konveyör ve ahşap tahkimatta açık alevli yangın tespit etmiş, 16 madenciyi kurtarmış ve ocakta hava yönünü terse çevirme gibi işlemlerden sonra A ve H panolarından 120 madenci daha kurtarılmıştır. Ancak ne yazık ki ocakta 301 madenci hayatını kaybetmiştir. Ocağın çeşitli bölgelerinde hayatını kaybeden madencilerden 279'unun S panoları ve yakınında bulunması dikkat çekicidir. Bilirkişi raporu (Didari vd., 2016) ve TBMM araştırma raporundan anlaşıldığı üzere U3 bölgesinde birkaç göçük yaşanmış ve takiben bir yangın başlamış ve 4 No'lu ana nakliyat yolunda bant ve ahşap tahkimatın yanmasına neden olmuştur.

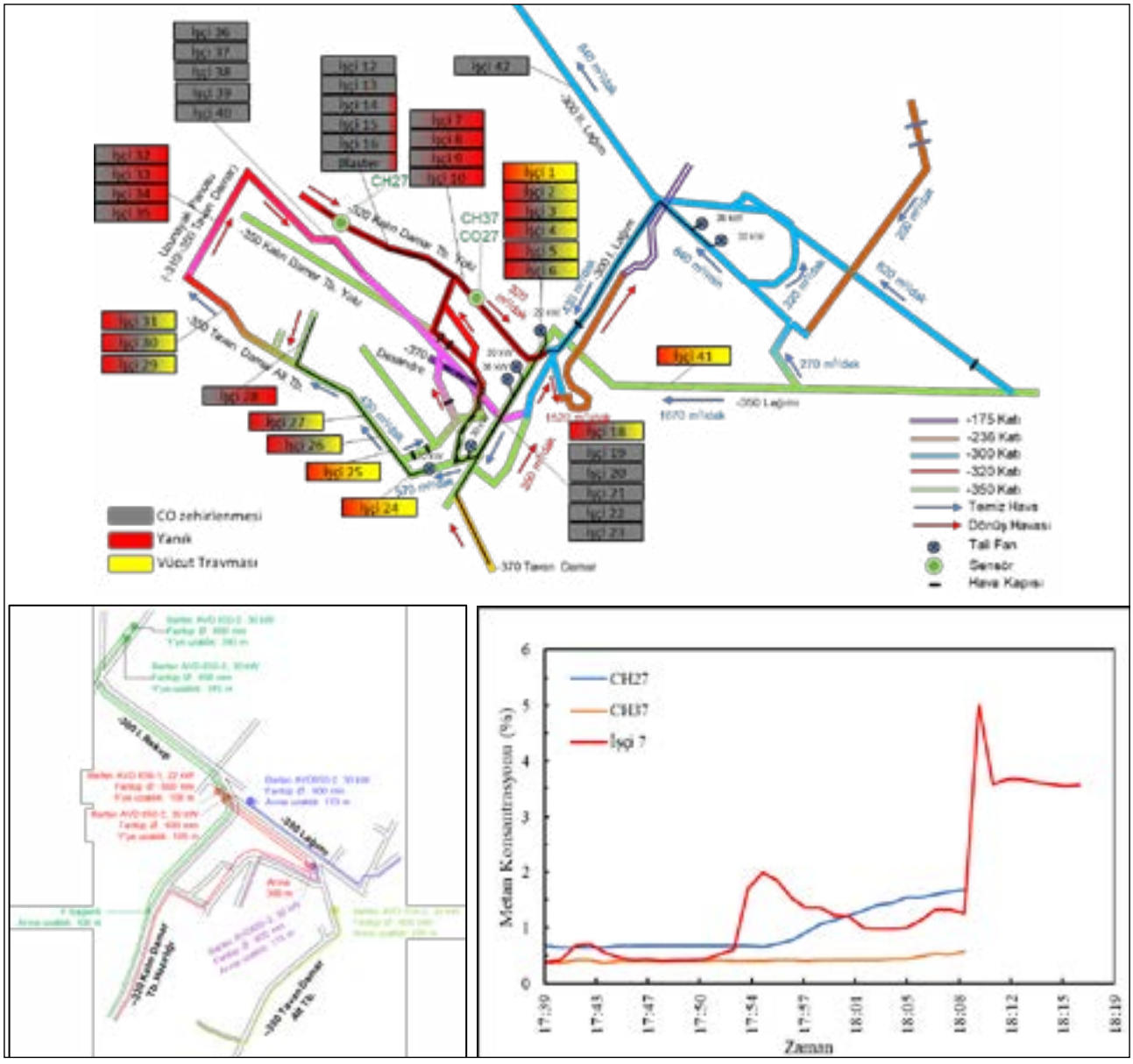
Olayla ilgili bilgiler dikkatlice incelendiğinde ocakta havalandırma planlaması ve yönetim önceliklerinin önemli zafiyetler yarattığı anlaşılmaktadır. Olayın hemen sonrasında yetkililerin tahlisiye ekiplerine güncel bir havalandırma planı sunamaması bile ocaktaki havalandırmanın kritik bir konu olarak görülmediğinin açık göstergesidir. Ocak ve havalandırma planı incelendiğinde olayın bu büyüklükte bir faciaya dönüşmesindeki temel nedenin yetersiz havalandırma planlaması olduğu anlaşılmaktadır. Yeraltı ocaklarında havalandırma için bir hava girişi ve çıkışının olması teorik olarak yeterli gibi görünse de özellikle ana yollar ya da yakınında meydana gelecek yangın ve patlama gibi olaylar büyük tehlikeleri beraberinde getirmektedir. Soma yeraltı ocağında teorik olarak iki temiz hava girişi (+152 kotunda birleşiyor) ve bir hava çıkışı olmasına rağmen ocak, esasen bir hava girişi ve bir hava çıkışına sahiptir. Bu nedenle, ana hava giriş ve dönüş yollarına çok yakın olan U3 bölgesinde meydana gelen bir olay ocağın tüm havalandırma sistemini etkilemiştir.

Ayrıca, Ocak havalandırma planı incelendiğinde; S panolarına hizmet eden müstakil bir hava dönüş yolunun olmadığı, bu panoların seri havalandırıldığı ve dönüş havasının yine aynı temiz hava yoluna verilerek ocak dışına atıldığı açıkça anlaşılmaktadır. U3 bölgesinde yaşanan yangın, göçük vb. etkilerle temiz ve kirli hava yollarının irtibatlanması nedeniyle S panolarına temiz hava yolundan kirli hava girişi olduğu görülmektedir. Bunun ise S panoları ve yakınında 209 kişinin hayatını kaybetmesinin temel sebebi olduğu düşünülmektedir. Temiz hava A ve H panolarına +142 kotundan (3 no'lu bant yolundan 4 no'lu bant yoluna) sürülmüş kulikar yolu ile sağlanmaktadır. Bu bağlantı sağlanmadan önce temiz hava bu panolara U3 bölgesinde bulunan ve 4 no'lu bandın yer aldığı ana yol vasıtasıyla verilmiştir. Ancak, kulikar yolunun açılmasından sonra bu bölgede (kulikar yolunun 4 nolu bant yolunu kestiği nokta ile U3 kavşağı arasında kalan bölge) hava kararsız hale gelmiştir. Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı uzmanlarının hazırladığı raporda kulikar yolunun açılmasından sonra bu bölgede hava miktarının 30-40 m^3/dak (16 m^2 kesitte 0,042 m/s hava hızı) civarında olduğu belirtilmiştir (Didari vd., 2016). Bu da işçilerin bu bölgedeki yüksek sıcaklıkla ilgili şikayetlerini doğrular niteliktedir (Didari vd., 2016). Bu bölgenin eski panolarla irtibatlı olduğu düşünüldüğünde, metan yayılımı ve tavanda tabakalaşmanın olası olduğu ayrıca kömürün oksidasyonu ve yangın açısından da koşulların uygun olduğu değerlendirilmektedir.

AMASRA MADEN FACİASI (2022)

Amasra Müessesesi TTK'nın beş müessesesinden biridir. Ocağın en derin kotu -370 olup, facia sırasında ocakta işyeri olarak; -350/-310 kotları arasında Tavan Damar'da teşkil edilmiş yarı mekanize, dönümlü çalışan bir uzun ayak, alt taban yolunda ayak önünde sürülen iki baca, -350/-310 tavan damar nefeslik içinden başlayarak ayak istikametinde sürülen(ayakla henüz irtibat sağlanmamış) ve bu panoyu ortadan bölen bir baca; ayak teşkil etmek için -320, ve -370 kotlarında Kalın Damar'da sürülen iki taban yolu hazırlığı; aynı pano içinde -350 kotundan sürülmüş ve kümes teli çekilerek girişi kapatılmış (havalandırılmayan) taban yolu; -370 kotunda Tavan Damar'da sürülen bir hazırlık desandresi ve -300 II. Rekupta -300 ve -350 kotları arasında sürülen bir hazırlık desandre lağımı ve tavan damar rekup lağımı bulunmaktadır. Ocakta günlük üretim yaklaşık 400 tondur.

+40 desandre başında kurulu 300 kW gücünde emici ana fan ile ocağa (+40/-250) kuyudan toplam 3750 m^3/dakika temiz hava sevk edilmektedir. Bu havanın 1670 m^3/dak'lık kısmı -350 katına gitmekte, bunun 570 m^3/dak'lık kısmı -310/-350 Tavan Damar pano temiz hava girişine ulaşmakta ve bu havanın da 430 m^3/dak'lık kısmı ise bu panodaki yarı-mekanize ayakta ve hazırlık galerilerinin tali olarak havalandırılmasında kullanılmaktadır. Ayrıca, 350 m^3/dak'lık hava ise -350 katını -300'e bağlayan nefeslikten geçmektedir (Şekil 3).



Şekil 3. Amasra yeraltı ocağı havalandırma planı olay öncesindeki önemli sensör değerleri (orijinal plandan üretilmiştir)

-300 Rekupta bulunan iki adet 30 kW gücünden Bartec AVD 650-tali fan -320 Kalın damar taban yolu hazırlığında kullanılmaktadır. Ayrıca, -350 katında dördü 30 kW ve biri 22 kW olmak üzere beş adet tali pervane çalışmaktadır. Bunlardan bir tanesi (30 kW) güneyde -370 Tavan Damar hazırlığına, ikisi (30 kW ve 22 kW) beklenmeyecek şekilde -320 Kalın Damar taban yolu hazırlığına, bir tanesi -370 su altı desandre hazırlığına ve bir tanesi de yarı mekanize panosunda ayak önü bacaya hava sağlamaktadır. Tüm tali fanlarda 600 mm çapında esnek fantüpler kullanılmaktadır.

Ocakta 14.10.2022 günü 18:09 sularında yaşanan bir patlama sonucunda 43 madenci hayatını kaybetmiş 9 madenci ise ağır yaralanmıştır. Patlama esnasında yarı-mekanize ayakta, -320 Kalın Damar Taban yolu hazırlığında, -370 su altı kalın damar taban yolu hazırlığında ve -300 ikinci rekup lağımında faaliyetler devam etmektedir. Görgü tanıkları ve tahlisiye ekiplerinin gözlemleri patlamanın -320 Kalın Damar taban hazırlığında olduğuna işaret etmektedir (Kuzu vd., 2022; Keçelioğlu, 2023). Şekil 4'ten görülebileceği üzere olayın hemen öncesinde arında yapılan patlatma sonrasında -320 Kalın Damar taban yolu hazırlık galerisinde (12 m^2) bulunan CH27 (arının 60-70m gerisinde, yan cidarda 1,5-2 m yükseklikte) no'lu sensör 17:57'de %0,7 ve patlamanın yaşandığı 18:09'da %1,69 CH_4 ölçmüştür. Aynı sırada CH 37 no'lu sensör (-300 I. Rekup girişine yakın) ise %0,4'ten başlayarak en son %0,57 CH_4 ölçümü kaydetmiştir. Patlama sırasında hayatını kaybeden nezaretçide bulunan portatif detektör ise 17:54 sularında %2 civarında CH_4 ölçerken, patlama öncesinde ani bir artışla %5'i geçen bir CH_4 konsantrasyonu ölçtüğü görülmektedir. Bilirkişi raporunda 01.01.2021 ile 14.10.2022 arasında CH27 no'lu sensörün birçok defa alarm %2 seviyesini geçtiğini ve hatta iki durumda %5 sınırını aştığını, bu hazırlık galerisinde %1,5'un bir norm haline geldiğini ve düzenli olarak %2'yi geçtiğini belirtilmiştir (Kuzu vd., 2022). Tüm bu bilgiler ışığında, özellikle hayatını kaybeden madencilerin bulunduğu yerler ve otopsi raporları dikkate alındığında, ilk patlamanın -320 Kalın Damar taban yolu hazırlığında -300 I. Rekuba yakın bir noktada olma olasılığının yüksek olduğu sonucuna varılabilir. Ayrıca, hayatını kaybeden madencilerin yerleri ve ölüm nedenlerinden anlaşıldığı üzere ocakta ilk patlamayı takip eden patlama/patlamaların da yaşanmış olması kuvvetle muhtemeldir.

Ocak havalandırma planı incelendiğinde; -320 Kalın Damar taban yolu hazırlığı dönüş havasının bir bölümünün, temiz hava yolu olan -300 I. Rekup'a verildiği, çoğu hazırlık galerisinin birbiriyle ve yarı-mekanize ayak hava girişiyle irtibatlı olduğu, -320 Kalın Damar hazırlığının dört adet tali fan ile havalandırıldığı ancak buna rağmen bu galeriye yeterli hava sağlanamadığı ve -350 katında ise aynı güzergah üzerinde beş adet tali fanın çalıştığı anlaşılmaktadır. Tali havalandırmada uzun mesafelerde 600 mm çapında fantüpler kullanılması hazırlık galerilerine yeterli hava sağlanamamasının bir sebebidir. Ayrıca, -350 katında çalışan fanların karakteristikleri incelendiğinde bu fanların sağlıklı çalışabilmesi için bu katta en az 2000 m^3/dak hava sağlanması gerektiği ancak bu kata 1670 m^3/dak havanın sağlandığı belirlenmiştir. Bunun yanında, bu kattan yarı-mekanize pano temiz hava girişine de 570 m^3/dak'lık bir temiz hava sağlandığı dikkate alındığında bu kattaki hava miktarının son derece yetersiz olduğu söylenebilir. Havalandırma planı incelendiğinde, -300 birinci rekup lağımına dönüş havaları yönlendirilen; -300/-370 kotları arasındaki bütün hazırlık bacalarının ve üretim panosunun kirli havalarının -300/-236 nefeslikten geçerek +40 ana aspiratöre ulaşmasının düşünüldüğü görülmektedir. Ancak bu nefeslik ve bağlantılı hava kollarında oluşan yetersizlikler nedeniyle, kirli havanın bir bölümü -300 ikinci rekup lağımına yönelmiş olmasına rağmen beklenen temiz hava miktarlarına da ulaşılamamıştır.

TARTIŞMA

Bu bölüm, çalışmada sunulan facialarda rol oynayan temel faktörlerdeki önemli benzerlikleri vurgulamakta ve tartışmaktadır. Bu facialarda grizu patlaması, kömür tozu patlaması, ocak yangını veya bunların bir kombinasyonu yer almış ve bu da hatalı planlama ve/veya etkin olmayan uygulamalara, ayrıca iyi tasarlanmış bir havalandırma acil durum planı da içeren bir ocak yönetim sisteminin eksikliğine işaret etmektedir. Dahası, arızalı elektrikli ekipman ve devre kesiciler, grizu patlamalarında önemli bir rol oynamıştır. Ne yazık ki, Armutçuk (1983) ve Kozlu (1992) facialarını düşünüldüğünde ülkemizde bu kalıcı teknik eksiklikler çözülememiş gibi görünmektedir. Teknik sorunların yanı sıra, yazarlar, Türkiye madencilik sektöründe mevzuat ve denetim sisteminin etkisizliği, kazalarla ilgili teknik ve yasal belgelere ulaşma zorluğu ve eğitim gibi sistemsel sorunların da bulunduğunu düşünmektedir.

Hatalı Ocak/Havalandırma Planlamaları ve Uygulamaları

Ocak planlaması ve havalandırma şebekesi tasarımı, yeraltı madenlerinde güvenli faaliyetler için temel bileşenlerdir. Patlama ve kendiliğinden yanma riskleri nedeniyle, yeraltı kömür madenleri uygun ocak planlarına ve iyi tasarlanmış havalandırma şebekelerine sahip olmalıdır. Uygun olmayan ocak ve havalandırma planlarına sahip yeraltı kömür ocakları, üretim ve hazırlık bölgelerine yeterli miktarda temiz hava sağlayamadıkları, hava hızı gereksinimlerini karşılayamadıkları ve üretim bölgeleri için müstakil hava dönüş yolları sağlayamadıkları için artan felaket riskleri taşırlar. Bu tür kömür ocaklarında, metan ve kömür tozu gibi tehlikeli ve yanıcı kirleticiler, maden açıklıklarında birikebilmekte ve bu da ciddi güvenlik sorunları yaratabilmektedir. Bu çalışmada sunulan kazalar dikkatle incelendiğinde hatalı planlamaların felaketlerin temel sebebi olduğu anlaşılmaktadır. Karadon ve Amasra facialarına neden olan temel etken, uygun olmayan tali havalandırma tasarımları nedeniyle hazırlık galerilerine yeterli havanın sağlanamamasıdır. Her iki ocakta da tali fanların yerleştirilmesi, uygun fantüp çapı ve havalandırma mesafelerinin doğru seçimi ve galeriler içindeki hız gereksinimleri gibi tali havalandırma tasarım hususları göz ardı edilmiştir. Ayrıca, Soma ve Amasra felaketleri, hatalı ocak ve havalandırma şebekesi tasarımları yönünden benzerlikler içermektedir. Bu ocaklarda çalışma alanlarından gelen dönüş havaları temiz havayla karışmış, birbirine bağlı çalışma alanlarının bulunması ise yıkıcı sonuçlara neden olmuştur. Ayrıca, gazların etkin bir şekilde izlenememesi, üç faciada da önemli bir rol oynamıştır. Soma ocağında olayın başladığı yerde metan sensörü bulunmazken, Karadon ve Amasra ocaklarında metan sensörleri yanlış yerleştirilmiş, metan birikiminin tespitini engellemiş ve facialarının yaşanmasına yol açmıştır.

Ocak Yönetim Sistemi ve Havalandırma Acil Durum Eylem Planı Eksikliği

Yeraltı ocaklarında güçlü bir ocak yönetim sistemi havalandırma için kritik olan ve çeşitli kaynaklardan gelen verileri sürekli olarak izleyen ve entegre eden merkezi bir sinir sistemi görevi görür. Potansiyel tehlikelerin sürekli olarak izlenmesine ve tanımlanmasına olanak tanıyan kritik havalandırma parametreleri hakkında gerçek zamanlı veriler toplar. İyi tasarlanmış bir havalandırma acil durum eylem planı ise patlamalar, ocak yangınları ve gaz püskürmeleri dahil olmak üzere çeşitli senaryoları dikkate almalıdır. Olayların erken tespiti, izolasyonu ve kontrolü, tahliye ve iletişim için özel eylemleri özetlemesi beklenir. Tetikleyici Eylem Müdahale Planı (Trigger Action Response Plan - TARP) ise havalandırma acil durum planının hayati bir bileşenidir. CH_4 veya CO konsantrasyonları gibi çeşitli hava kalitesi parametreleri için önceden belirlenmiş seviyelere göre hayata geçirilecek eylemleri tanımlar. Belirlenen seviyeler aşıldığında, TARP etkinleştirilerek işçiler, mühendisler ve yöneticiler de dahil olmak üzere ekipler tarafından önceden tanımlanmış bir dizi eylem izlenmelidir.

Bu çalışmada incelenen felaketler, yeraltı kömür ocaklarımızın güçlü ve etkili bir maden yönetim sistemi ile entegre edilmiş ve iyi tasarlanmış bir havalandırma acil durum planından yoksun olduğunu ortaya koymaktadır. Ocaklarda atmosferik izleme sistemleri mevcut olmasına rağmen, sağladıkları verilerin kalitesinin oldukça güvenilmez olduğu anlaşılmaktadır. Bu ise felaketlerin sonrasında ocaklardaki havalandırma koşulları hakkında önemli bilinmezliklere yol açmıştır. Soma ve Amasra ocaklarının yönetim birimleri olaylardan sonra tahlisiye ekiplerine güncel bir havalandırma planı bile sunamamıştır. Her iki ocağın yönetim ekiplerinin de bu kritik anlarda yönetim fonksiyonlarını yitirmeleri, inisiyatif alamamaları ve tahlisiye ekiplerini yönlendirememeleri ocakların önceden belirlenmiş bir havalandırma acil durum planına sahip olmadığını ve olaylara hazırlıksız yakalandıklarını göstermektedir.

Bazı unsurlar yasa ve yönetmeliklerle zorunlu kılınsa da yeraltı kömür ocaklarımızın önceden belirlenmiş bir havalandırma acil durum planı ile entegre edilmiş güçlü bir maden yönetim sistemi kullanması yaygın değildir. Ocaklarda atmosfer izleme sistemi ve personel takip sisteminin kurulumu ancak Soma olayından sonra zorunlu hale gelmiştir. Tetikleyici Eylem Müdahale Planı kavramı ise Türkiye madencilik sektörü için oldukça yeni olmakla birlikte ne yasa koyucular ne de sektör hala bu konunun öneminin farkında değildir. Ayrıca, yazarların bilgisine göre, uzaktan kumandalı havalandırma yapılarını (damper, hava kapısı vb.) deneysel olarak kullanan sadece birkaç kömür ocağı bulunmakta iken aktif patlama bastırma sistemlerini ise kullanan hiçbir ocak bulunmamaktadır.

Elektrikli Ekipman ve Devre Kesiciler

Yeraltı kömür ocaklarında elektrik, ekipman ve aydınlatmanın yanı sıra havalandırma ve iletişim sistemlerini çalıştırmak için gereklidir. Ancak, yeraltında elektrik kullanımı, tutuşmaya veya patlamaya neden olabileceği için beraberinde riskler getirir. Doğal olarak, hasarlı kablolar, uygun olmayan bağlantılar ve çalışmayan devre kesiciler ve bakımsız elektrik sistemleri ciddi güvenlik tehditleri oluşturabilir.

Çalışmada incelenen üç felakette de ortak faktör, metan/kömür patlamalarına veya ocak yangınına neden olan durumlardır. Madencilik mevzuatı yeraltı kömür ocaklarında alev sızdırmaz ekipman kullanımını zorunlu kılsa da arızalı bağlantılar veya alev sızdırmaz elektrikli ekipman ve/veya arızalı devre kesicilerin olaylarda önemli bir rol oynadığı görülmektedir. Bu nedenle, yeraltı kömür madenlerinde tutuşmaları/patlamaları önlemek için uygun ekipman kullanımı ve bunların düzenli olarak denetlenmesi ve bakımı oldukça önemlidir. Elektrikli ekipmanların kurulumu, periyodik bakımları, tamirleri ve nakilleri konusunda görevlendirilecek her kademedeki çalışanların sertifikalandırılması zorunluluğu getirilmelidir. Yeraltı ocak denetimlerinde görev alan ekiplerin içinde de elektrikli ekipmanların teknik yönden denetimini yapabilecek yetkinlikte kişilerin bulunması sağlanmalıdır.

Mevzuat ve Uygulamadaki Sorunları

Türkiye'deki yeraltı kömür madenlerindeki asgari havalandırma standartları, İş Sağlığı ve Güvenliği Kanunu (6331 Sayılı Kanun) kapsamında olup, ocaklar için bu koşullar Maden İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliğinde (ÇSGB, 2015) belirtilmiştir. İlk olarak 2013 yılında yayınlanan bu yönetmelikte Soma faciasından sonra 2015 yılında kapsamlı değişiklikler yapılmıştır. Güncelleme yeraltı kömür madenciliğinin çeşitli yönlerini kapsasa da bu bölümde bu çalışmanın kapsamı nedeniyle sadece havalandırma ile ilgili değişiklikler tartışılmaktadır.

2015 yılında yönetmelikteki köklü değişiklikler sonrasında, Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı ve Maden ve Petrol İşleri Genel Müdürlüğü gibi düzenleyici kurumlar tarafından yapılan ocak denetimleri sıklaşmıştır. Ancak, yönetmeliklerdeki belirsiz, eksik veya yanlış ifadeler madenciler, maden işletmecileri ve düzenleyiciler arasında neyin gerekli olduğu konusunda kafa karışıklığına yol açmıştır. Bu durum yönetmeliğin doğru bir şekilde uygulanmasını zorlaştırmıştır. Maden İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliğinde kafa karışıklığına yol açan ya da eksik/yanlış ifadelere örnek olarak; 0,5 m/s hava hızı koşulunun nerelerde aranacağının belirsizliği, atmosferik izleme sistemlerinde kullanılan sensörlerin sayısının çokluğu, bu sensörlerin kesit içindeki kesin yerlerinin belirtilmemiş olması, "sorpsiyon kapasitesi" gibi bilimsel olarak yanlış bir ifadenin kullanılması, kömür damarlarının gaz içeriğinin ölçülmesindeki ve ani püskürme riskinin belirlenmesindeki belirsizlik, kömür damarlarının kendiliğinden yanma eğiliminin belirlenmesinde hiçbir ayrıntı verilmemiş olması ve termal konfor koşullarının yetersiz tanımlanmış olması gibi konular verilebilir.

Özellikle 2014›teki Soma felaketinden sonra yeraltı kömür madenlerindeki yasal denetimler daha sık hale gelse de bu denetimlerin beklendiği kadar etkili olmadığı görülmektedir. Türkiye'deki yeraltı kömür ocaklarında tekrarlayan kazalar, denetimcilerin işlerini özenle yapmaya çalışmalarına rağmen çoğunlukla havalandırma sistemlerindeki büyük kusurları kavramakta ve tehlikeleri ve riskleri belirlemekte pek de başarılı olmadığı şeklinde değerlendirilebilir. Yazarlara göre, bunun temel nedeni, denetimcilerden madencilik yöntemi, tabaka kontrolü, havalandırma, elektrifikasyon ve maden makinaları gibi madenciliğin çok çeşitli yönlerinde uzmanlık ve kapsamlı bilgiye sahip olmalarının beklenmesidir. Ayrıca, ülkemizde ocak yönetimleri, yasal denetimler hakkında önceden bilgilendirilmekte ve bu ise ocaklarda denetimlerden önce tehlikeli ocak koşullarının, uygulamalarının ve hatta atmosferik izleme sistemi kayıtlarının değiştirilmesine olanak tanımaktadır. Son yıllarda yeraltı kömür ocaklarında daha ağır cezalar verilmesine rağmen, yönetmeliklere uyulmaması durumunda verilen cezaların genel olarak hala etkisiz olduğu ve bunun da ocak yönetimlerinin temel havalandırma altyapı değişikliklerine yatırım yapmaktan kaçınmasına neden olduğu söylenebilir.

Yazarlar, mevcut belirsizlikleri ortadan kaldırmak için Maden İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliği›nin yeniden düzenlenmesi gerektiğine inanmaktadır. Yönetmeliğin kendisine ek olarak, metan kontrolü, kendiliğinden yanma ve püskürme risk yönetimi dahil olmak üzere yeraltı kömür madenlerindeki havalandırma ile ilgili konuların yönetimi konusunda yasal kılavuzlar, teknik referanslar ve/veya uygulama kuralları geliştirilmelidir. Yasal denetimlerin etkinliğini artırmak için, ülkemizdeki denetçilerin teknik bilgi ve deneyimleri, madenciliğin özel yönlerini hedefleyen eğitim programları getirilerek iyileştirilmelidir. Belirli bir konuda eğitim almış ve uzmanlaşmış denetçilerin işe alınmasının faydalı olabileceği değerlendirilmektedir. Ayrıca, önceden haber verilmeyen yasal denetimler ve uyumsuzluk durumunda daha ağır ceza koşullarının oluşturulması, yasal gerekliliklerin uygulanması açısından olumlu bir etki yaratabileceği düşünülmektedir.

Yetersiz Belgeleme ve Bilgi Yayılımı

Yeraltı madenciliğinde geçmiş olaylardan çıkarılan dersler, gelecekteki kazaları önlemek ve güvenlik kültürünün geliştirilmesi için oldukça etkin bir araçtır. Bu bağlamda, ABD ve Avustralya gibi ülkeler, ayrıntılı kaza raporları, teknik veriler ve uzman analizleri dahil olmak üzere tüm teknik belgeleri kamuoyuyla paylaşmaktadır. Bu bilgilere ABD ve Avustralya'daki web siteleri aracılığıyla kamuya açık olarak erişilebilmektedir (MAD, 2023; MSIA, 2024). Avustralya Maden Güvenliği Enstitüsü (MSIA), madencilerin yalnızca Avustralya'da değil, aynı zamanda ABD, Kanada ve Yeni Zelanda'da meydana gelen bazı felaketlerden çıkarılan potansiyel riskleri ve dersleri daha iyi anlamalarına yardımcı olmak için etkileşimli bir simülatör olan Maden Felaketi Sanal Simülatörü'nü (MSIA VSim) bile geliştirmiştir (2024). Ülkemizde ise tam tersine kamu, kaza olan ocaklardaki olayları ve potansiyel tehlikeleri anlamak için hayati önem taşıyan ve çoğunlukla dahili kayıtlarda tutulan ocak ve havalandırma planları, havalandırma ölçümleri, sensör değerleri vb. gibi önemli bilgilere ya sınırlı ölçüde erişmekte ya da hiç erişememektedir. Ayrıca, bilirkişi raporlarına da ancak özel çabalar ya da kişisel ilişkilerle erişilebilmektedir. Durum böyle olunca, sektör bileşenleri tarafından kazaların kapsamlı analizlerinin yapılması zorlaşmaktadır. Bu nedenle, ülkemizde madencilik sektörü çalışanları yeraltı ocak kazalarının ayrıntılarını kavramakta zorluk çekmekte ve bu da nihayetinde yanlış yorumlara ve risklerin yanlış ele alınmasına yol açmaktadır. Yazarların tecrübeleri kazaların ayrıntılarının, komşu ocak çalışanlarına ve kendi çalışanlarına bile açıklanmadığı durumlar olduğunu işaret etmektedir. Türkiye'de kamunun kaza verilerine sınırlı erişimi, şeffaflığı engellemekte ve ülke içinde kaygı, güvensizlik ve şüphe yaratmaktadır. Kamuoyu, özellikle mağdur aileleri, ayrıntılar gizli kaldığı için ihmal olup olmadığından şüphelenmektedir. Sonuç olarak, kamuoyu ve madenciler, yetkililerin ve madencilik şirketlerinin iş sağlığı ve güvenliğine olan bağlılıklarına olan inançlarını kaybetmektedir.

Yazarlar, yetkililerin maden kazalarıyla ilgili teknik veriler ve bulgular dahil olmak üzere gerekli tüm bilgileri kamuoyuyla paylaşmasının kesinlikle şeffaflığı ve bilgi paylaşımını teşvik edeceğine inanmaktadır. Yasal kurumların web siteleri aracılığıyla kazalara ait tüm bilgileri paylaşmasının bir güven ortamı oluşturacağı ve sektör bileşenlerinin geçmiş olaylardan dersler çıkarabileceği düşünülmektedir. Ayrıca Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığının da özellikle kalıcı iş görmezlik ve ölüme sonuçlanan iş kazalarına ilişkin tüm belgelerin paylaşıldığı kamuya açık bir web sitesi oluşturulmasının güvenlik kültürünün gelişimine katkısı olacağı düşünülmektedir.

Eğitim ve Öğretim

Türkiye'deki yeraltı kömür ocaklarında havalandırma ile ilgili felaketlerin sayısı, maden mühendisliği eğitimini ve öğretiminin sorgulanmasını da zorunlu kılmaktadır. Yazarlar, denetçiler de dahil olmak üzere maden mühendislerinin ocak planlaması, havalandırma ve güvenli madencilik uygulamaları konularındaki eksikliklerinin kaza risklerini önemli ölçüde artırdığı görüşündedir. Bu bağlamda, ülkemiz üniversitelerindeki madencilik eğitiminin ve öğretiminin kalitesi çeşitli açılardan eleştirilebilir durumdadır. Birçok üniversitedeki madencilik müfredatı güncel olmamakla birlikte ocak planlaması, ocak havalandırması ve güvenli madencilik uygulamalarındaki gelişmeleri takip edecek derslerden yoksundur. Dahası, üniversitelerin büyük çoğunluğunda bir havalandırma laboratuvarı bile bulunmamaktadır. Tüm maden mühendisliği bölümlerinde

pratik eğitim, öğrenciler tarafından sadece bir zorunluluk olarak görülen yaz stajlarıyla sınırlıdır. Madenlere teknik geziler nadirdir. Buna karşılık, birçok öğrenci gerçek dünyadaki madencilik zorluklarının öneminin farkında değildir. Çoğu zaman, özel madencilik şirketlerinin üretim odaklı yaklaşımları, havalandırma gibi önemli konuları odak noktasının dışına itmektedir. Bu nedenle, gelişmiş ülkelerin aksine, Türkiye'deki birçok yeraltı kömür ocağında sadece ocak havalandırmasıyla ilgilenen mühendisler bulunmamaktadır. Yeraltı madenlerinde aktif olarak çalışan madenciler ise temel alanlarda mesleki eğitimden yoksundur. Yazarların bilgisine göre, birkaç özel şirket ve Maden Mühendisleri Odası gibi meslek kuruluşları dışında, Türkiye›de hiçbir devlet kurumu madencilik sektörü için bu tür eğitim programları sunmamaktadır.

Bu sorunları çözmek için Türkiye'deki maden mühendisliği müfredatı, güvenli madencilik uygulamalarını önceleyecek ve sektörün ihtiyaçlarını karşılayacak şekilde güncellenmelidir. Bu bağlamda, "*havalandırma mühendisliği*" kavramının tanıtılması öğrenciler ve sektör için son derece faydalı olacaktır. Ayrıca, öğrencilerin pratik bilgilerini ve deneyimlerini artırarak gerçek dünya becerileri kazanmalarına yardımcı olmak için maden mühendisliği bölümlerinde havalandırma sistemleri laboratuvarları kurulabilir. Ocak güvenliği için havalandırmanın önemi, farkındalığı artırmak ve gelecekteki havalandırma ile ilgili kazaları önlemeye yardımcı olmak için sektördeki maden mühendisleri için seminerler ve eğitim programları düzenlenerek vurgulanmalıdır. Bu tür seminerler ve eğitim programları, yasal kurumlar ve meslek kuruluşlarının yanı sıra özel şirketler tarafından da düzenlenmelidir.

SONUÇLAR VE ÖNERİLER

Bu çalışma, son 15 yılda meydana gelen üç büyük kömür ocağı faciasını analiz ederek Türkiye yeraltı kömür ocaklarında havalandırma ile ilgili çözülememiş sorunları ortaya koymayı amaçlamaktadır. Çalışma, önceki felaketlerde olduğu gibi bu üç felakette de birincil neden olarak metan tutuşması, kömür tozu patlaması veya ocak yangınlarının tek başına ya da birlikte bulunduğunu belirlemiştir. Ayrıca, Türkiye yeraltı kömür ocağı facialarındaki temel teknik sorunların doğrudan ocak/havalandırma sistemi tasarımı ve uygulaması, metan yönetimi, gaz izleme ve ekipman bakımı ile ilgili olduğunu göstermektedir. Ayrıca, mevzuat sorunlarının, yetersiz belgelemenin ve bilgi yayılımının, yetersiz/etkisiz eğitim ve öğretimin kazaların önlenmesinde ve madencilerin geçmiş olaylardan ders çıkaramamasında önemli bir rol oynadığı anlaşılmaktadır.

Çalışma sonucunda Türkiye yeraltı kömür ocakları için ocak tasarımı ve havalandırma uygulamalarını iyileştirmenin bir öncelik olduğu sonucuna varılmıştır. Ocaklara yeterli hava miktarının sağlanması ve etkili gaz kontrol önlemlerine öncelik vermek için yeraltı kömür ocaklarının mevcut tasarımlarının yeniden değerlendirilmesi ve havalandırma uygulamalarının iyileştirilmesi acil bir ihtiyaçtır. Yazarlar, bunun ancak bilimsel temelli havalandırma standartlarını içeren revize bir mevzuat ile başarılabileceğine inanmaktadır. Ayrıca, denetim sisteminin güçlendirilmesi ve uygunsuzluk durumlarında daha ağır yaptırımlar getirerek mevzuatın sıkı bir şekilde uygulanması sağlanmalıdır. Esasen Türk madencilik mevzuatı ve uygulaması yıllar içinde önemli ölçüde gelişse de 2014 ve 2022 yılları arasında havalandırma ile ilgili kazalarda toplam 57 madenci hayatını kaybetmiştir. Son olarak 2022'deki Amasra felaketi tartışmalara son vermiş ve madencilik mevzuatının iyileştirilmesi için hala çok çaba sarf edilmesi gerektiğini açıkça ortaya koymuştur.

Geçmiş olayları tam olarak anlamak ve ders çıkarmak için kaza verilerine, soruşturmalara ve uzman raporlarına açık erişim, ülkemiz madencilik sektörü için oldukça önemlidir. Ayrıca, yeraltı kömür ocaklarında iş sağlığı ve güvenliğinin iyileştirmesi için deneyimler ve en iyi uygulamalar belgelenmeli ve yaygınlaştırılmalıdır. Türkiye kömür madenciliği sektörü ancak bu şekilde sürekli öğrenme ve bilgi alışverişinin değerli görüldüğü şeffaf, güvenli ve sürdürülebilir bir ortama sahip olabilir.

Türkiye yeraltı kömür madenlerinde iş sağlığı ve güvenliği koşullarının iyileştirilmesinde maden mühendislerinin eğitimi ve öğretimi kritik bir rol oynamaktadır. Ülkedeki maden mühendisliği bölümleri, sektörün ihtiyaçlarını karşılayacak şekilde daha fazla pratik eğitim içerecek şekilde müfredatlarını dikkatlice analiz etmeli ve güncellemelidir. Ayrıca, maden mühendisliği bölümlerinde öğrencilerin havalandırma ölçümlerinin

ve uygulamalarının etkisini görselleştirdiği ve anladığı özel maden havalandırma laboratuvarları kurulmalıdır. Bunun yanı sıra, sektörle ortaklıklar öğrencilerin gerçek dünya becerilerini ve bilgilerini geliştirmelerine yardımcı olabilecektir. Dahası, kamu kurumları, sivil toplum kuruluşları ve sektör paydaşları, iş sağlığı ve güvenliği kültürünü iyileştirmek için aktif maden mühendislerinin eğitimine daha fazla yatırım yapmalıdır.

Bu çalışma, esas olarak hem geçmişten ders almanın değerini hem de ülkemiz yeraltı kömür madenlerindeki geçmiş maden felaketlerinden ipuçlarını ortaya çıkarma ve analiz etme çalışmalarının önemini göstermek için yapılmıştır. Yazarlar, Türkiye madencilik sektörünün geçmiş olaylardan ders çıkaramamasının, sürdürülebilir bir güvenlik kültürü yaratmada ve yeraltı kömür ocaklarında havalandırma ile ilgili kazaları önlemede ciddi çaba harcanmadığına inanmaktadır. Winston Churchill'in söylediği gibi, "*Tarihten ders çıkarmayanlar onu tekrar etmeye mahkumdur*".

BİLGİLENDİRME

Bu çalışma, *International "Journal of Coal Science and Technology"* adlı bilimsel dergide yayıma kabul edilmiş ve basım aşamasında olan *"Failure To Learn From The Past: Persistent Ventilation Vulnerabilities In Turkish Underground Coal Mines*" başlıklı araştırma makalesinin kısaltılmış ve Türkçeye uyarlanmış halidir.

KAYNAKLAR

Barış, K. (2023) Türk yeraltı ocaklarında değişmesi gereken bir yaklaşım: Havalandırma, 15. Ulusal Tesisat Mühendisleri Kongresi, İzmir, 26-29 Nisan.

Atmospheric_Monitoring_Systems, 2008. U.S. Code of Federal Regulations 30 CFR§75.351

ÇSGB, 2015. Maden İşyerlerinde İş Sağlığı ve İş Güvenliği Yönetmeliği, T.C. Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı (ÇSGB).

Didari, V., Akcin, N.A., Haner, B., 2010. Bilikişi Raporu. 35 sayfa.

Didari, V., Unlu, T., Sensögüt, C., Ediz, G., Hekimoglu, O. Z., Saraç, S., Karayigit, A. İ., İnaner, H., Ekmekçi, Ö., Maden, M., Bultan, H., 2016. Mahkeme Bilirkişi Raporu, 262 sayfa.

DW, 2022. Deutsche Welle (DW), https://www.dw.com/en/death-toll-rises-to-32-in-ukraine-mine-accidents/a-15279141 (Aralık ayında erişim sağlandı).

EIA, 2023. International coal and coke production data, U.S. Energy Information Administration, https://www.eia.gov/international/data/world/coal-and-coke/coal-and-coke-production (accessed in May 2023).

Guyaguler, T., Bilgin, H.A., Basterzi, S., 2011. Bilirkişi Raporu. 18 sayfa.

Keçelioğlu, E., 2023. Kişisel Görüşme (Mart 2023).

Kuzu, C., Fisne, A., Oztürk, C.A., Karakas, A., Isseven, T., Altay, A.S., 2022. Ön Bilirkişi Raporu. 28 sayfa.

MAD, 2023. Mining Accident Database (MAD), Mine Accident and Disasters, http://www.mineaccidents.com.au/mine-event/279/2022-moranbah-north (retrieved on December).

MSHA, 2022. Mine Health and Safety Administration, Fatality Reports, https://www.msha.gov/data-reports/fatality-reports/search (retrived on December).

MSIA, 2024. Mine Disaster Simulator (MSIA VSim), Mine Safety Institute of Australia Pty. Ltd.,, https://usminedisasters.miningquiz.com (retrieved on January).

TBMM, 2014. Manisa'nın Soma İlçesinde, Başta 13 Mayıs 2014 Tarihinde Olmak Üzere Meydana Gelen Maden Kazalarının Araştırılarak Bu Sektörde Alınması Gereken İş Sağlığı ve İş Güvenliği Tedbirlerinin Belirlenmesi Amacıyla Kurulan Meclis Araştırması Komisyonu Raporu, Cilt I. 579 sayfa.

TKI, 2021. 2021 Yıllık Faaliyet Raporu. Türkiye Kömür İşletmeleri (TKİ), 144 sayfa, https://www.tki.gov.tr/yayinlar (Mayıs 2023'te erişim sağlandı).

TTK, 2010. TTK Genel Müdürlüğü Karadon Müessesesi -540 Hazırlık Katında 17.05.2010 Tarihinde Yapıtek İnşaat, Sanayi ve ticaret Ltd. Şti'nin İşyerinde Meydana Gelen Grizu Patlamasıyla İlgili Kaza Kanaat Raporu. Türkiye Taşkömürü Kurumu (TTK), 30 sayfa.

TTK, 2022. 2022 Taşkömürü Sektör Raporu. Türkiye Taşkömürü Kurumu (TTK), 50 sayfa., http://taskomuru.net/tr/sektor-raporu/ (Mayıs 2023'te erişim sağlandı).

Wikipedia, 2022. List of coal mining accidents in China, https://en.wikipedia.org/wiki/List_of_coal_mining_accidents_in_China (Aralık 2024'te erişim sağlandı).

Xinjie, L., Lianghui, L., Yingming, Y., 2023. Development Status of Coal Mining in China (preprint) (https://doi.org/10.21203/rs.3.rs-154477/v1). https://assets.researchsquare.com/files/rs-154477/v1_covered.pdf?c=1631852562.

ADVANCES IN EMISSIONS REDUCTIONS, COST SAVINGS, AND SAFETY BENEFITS TO IMPROVE COAL MINE METHANE PRE-DRAINAGE

R. L. Johnson, Jr [1, 2,*], M. S. Kızıl[3]

[1] Novus Fuels, Brisbane QLD, Australia
(*Corresponding Author: ray.johnson@novusfuels.com)
[2] The University of Queensland, Gas and Energy Transition Centre, Brisbane, Australia
[3] The University of Queensland, School of Mechanical and Mining Engineering, Brisbane, Australia

ABSTRACT

History provides numerous examples and graphic descriptions of mining disasters forewarning the need to improve ventilation and reduce the danger of gas buildup. Further, there are increasing political pressures to reduce fugitive methane emissions. In the last 20-30 years, Australian coal mine methane (CMM) projects have successfully moved from dealing with methane as a problem to using it as a resource to improve profitability and to maintain their social license to operate in an increasingly 'coal-unfriendly' world. Australia has advanced technological areas of coal seam gas production and drainage over the last twenty years that are being adapted for problematic gas drainage. This paper addresses improvements in the social aspects of mine safety and CMM drainage, emissions reduction, and utilisation. It will summarise current technologies for quantifying and assessing the resource value of a coalbed methane resource, new extractive technologies being developed for pre-drain surface and underground mines, and provide examples where reduced emissions, cost reductions, and increased revenues can result from gas pre-drainage and CMM utilisation. Finally, this paper will address potential methods to minimise fugitive mine emissions in an environment where greenhouse gas emissions have become an increasing social and political problem in coal production.

Keywords: Coal Mine Methane, CMM, Mine Safety, Pre-Drainage, Fugitive Emissions, Emissions Reduction

INTRODUCTION

Accidents are not unique to mining; they can happen in any industry. The most important thing is to eliminate the hazards that cause accidents in order to prevent or minimise them. History provides numerous examples and graphic descriptions of mining accidents caused by inadequate ventilation, unchecked gas build-up in abandoned mine works, or encountering undrained mining sections. One of the largest disasters in this century occurred in the Soma Mine, where 301 fatalities resulted from cascading hazards and factors leading to explosive conditions (Düzgün and Yaylacı, 2016). While the cause of this fire was linked to spontaneous combustion, methane ignited along the belt roadway where conveyor systems were neither fire-resistant nor anti-static (FRAS) (Chalmers and Si, 2018). Once a fire was present, high levels of carbon monoxide then led to widespread asphyxiation.

Australia has advanced many technologies in the areas of Coal Mine Methane (CMM) management and pre-drainage, and has the most developed Coalbed Methane (CBM) industry in the world. Many of the technology improvements in both CMM and CBM production have been the result of cross-pollenisation of researchers and practitioners across the mining and CBM area, as well as the readiness to adopt best practices developed from each industry. CMM drainage and CBM production over the last twenty years have transformed problematic gas into a valuable mine site resource and Liquified Natural Gas (LNG) as a major Australian export. Beneficial use of gas at the mine site has improved profitability and demonstrates the industry's

social license to operate in an increasing 'coal-unfriendly' world. Finally, as pressure increases internationally to reduce methane emissions, Australian technologies are being developed that can aid the entire mining industry to meet increasingly stringent emissions reduction targets.

GAS MANAGEMENT AND MINE SAFETY

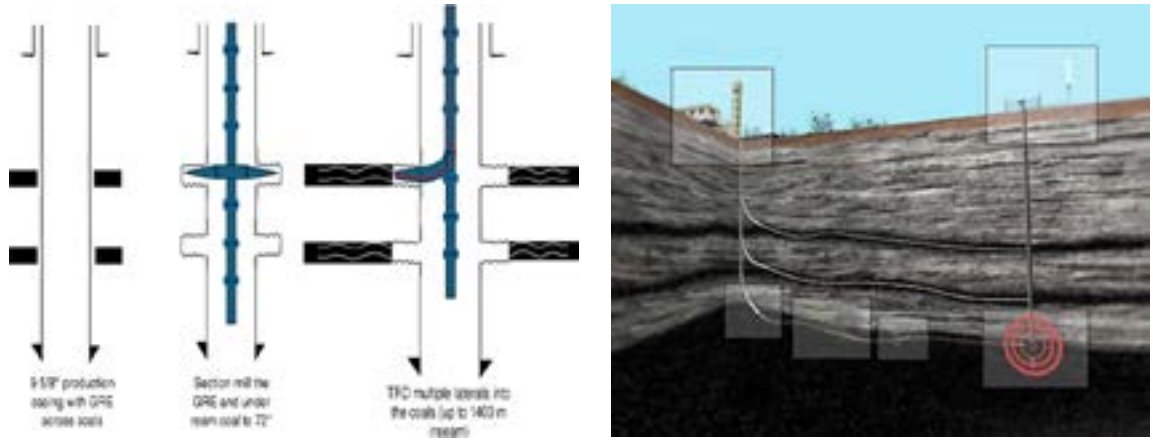
Coal seam gases, particularly methane, pose significant safety and environmental challenges in underground mining operations. As mining progresses to greater depths, gas content typically increases while seam permeability decreases, compounding the difficulty of managing gas emissions. When gas content exceeds 6 m^3/t, ventilation alone becomes insufficient, necessitating the implementation of effective gas drainage systems. These systems are critical for reducing the risk of explosions, enhancing ventilation efficiency, and enabling the capture of methane for energy use. Gas drainage can be applied at various stages of mining: before, during, or after coal extraction, commonly referred to as pre-drainage, in-seam drainage, and post-drainage. This section outlines the primary gas drainage techniques and the key design considerations associated with each approach. In conjunction with pre-drainage, the importance of ventilation will be discussed in maintaining safe air quality by keeping methane and other hazardous gases below explosive and health risk thresholds. Effective ventilation combined with pre- and post-drainage helps eliminate dust, reduce heat stress, and enables emergency management, ensuring regulatory compliance and worker safety in underground coal mining operations.

Current and Emerging Pre-Drainage Strategies

Pre-drainage is conducted before coal extraction to reduce in-situ gas content below the Threshold Limit Value (TLV), typically around 6 m^3/t. It can be done from the surface or underground during the development of a longwall panel.

Tight Radius and Surface-to-In-Seam Drilling

Surface-to-inseam (SIS) drilling can be implemented by using two main methods: vertical drilling (Tight Radius Drilling (TRD)) and directional drilling (Medium Radius Drilling (MRD)), both extending from the surface into the targeted coal seam (see Figure 1). These techniques are typically implemented months or even years before mining begins to allow sufficient time for gas desorption and migration. Gas drainage efficiency can be further enhanced through hydraulic fracturing, which improves seam permeability and facilitates gas flow. The primary advantages of pre-drainage include extended lead time for gas extraction and the potential for methane utilisation in power generation. However, key drawbacks include high upfront capital costs and operational challenges, such as the presence of drill rods left within the coal block.



(a) (b)

Figure 1. Pre-drainage techniques include (a) tight radius drilling deployable in multiple seams (Johnson and Mason, 2025) and (b) a medium-radius SIS well interconnecting with a vertical well (MEA, 2006)

Underground-to-Inseam (UIS) Drilling

During longwall panel development, horizontal boreholes can be drilled from development headings to enhance coal seam gas drainage within the panel, thereby improving operational safety, as illustrated in Figure 2. Key design considerations include the number of boreholes, their spacing, and specific drilling configurations. All boreholes are typically manifolded into a single pipeline system that transports the extracted gas to the surface via a connected vertical borehole.

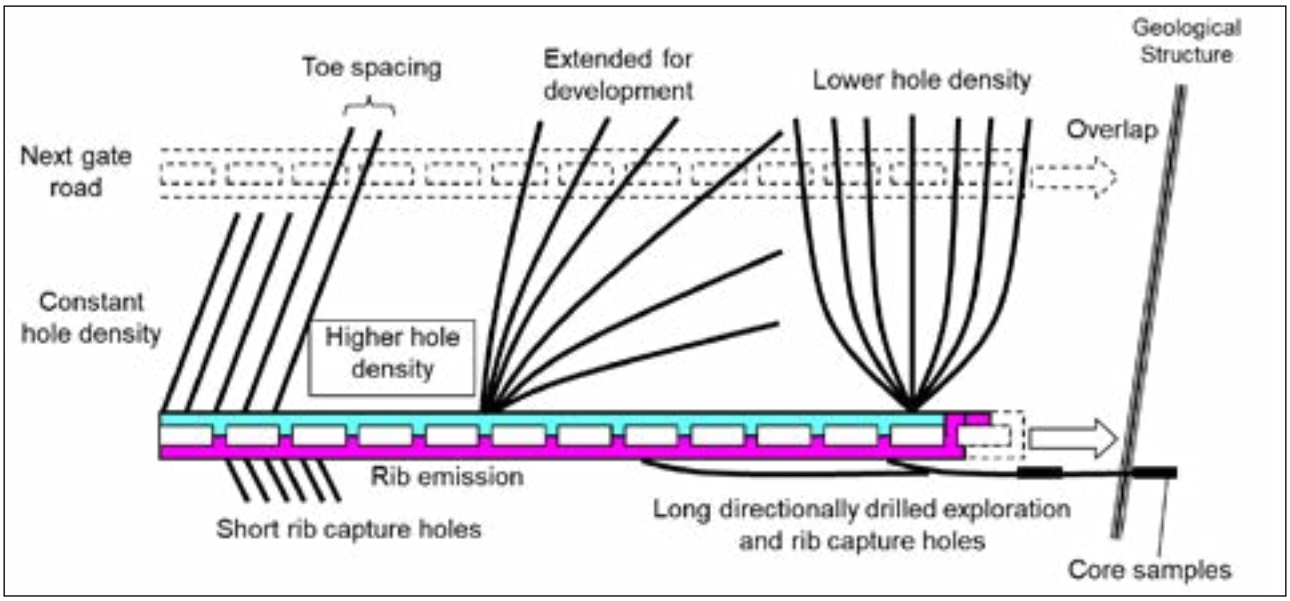


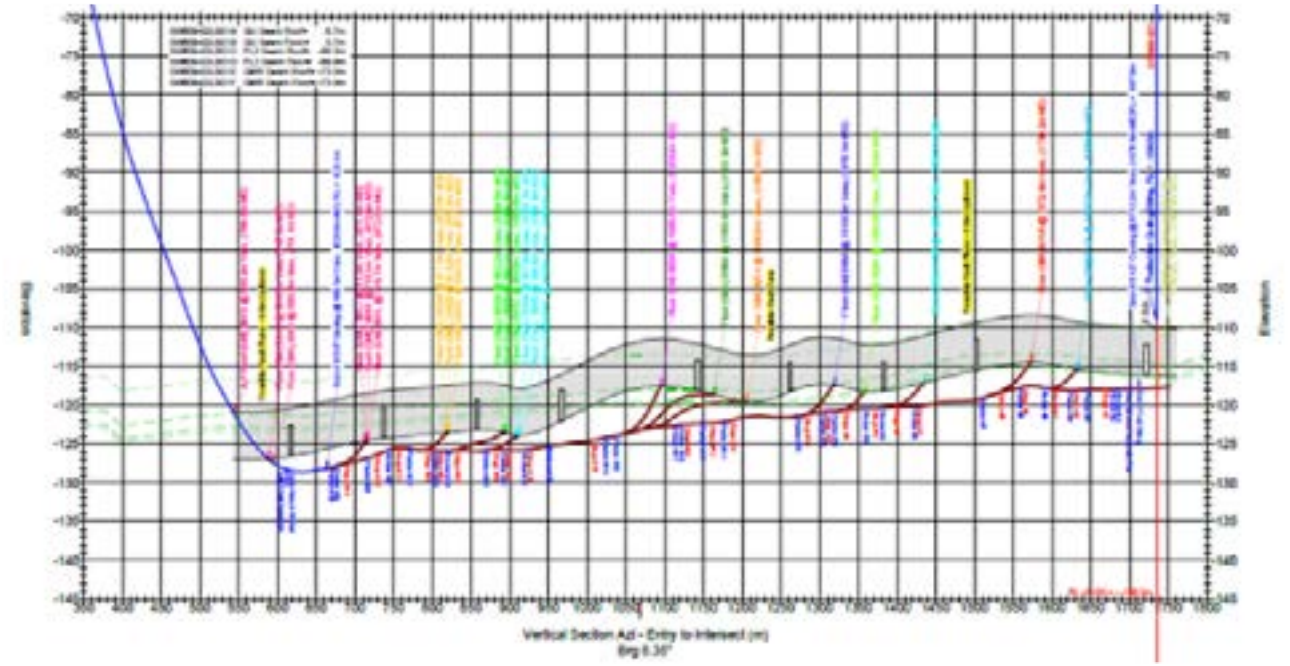
Figure 2. In-Seam Gas Drainage Techniques (MEA, 2006)

Hydraulic Fracturing and Indirect Hydraulic Fracturing

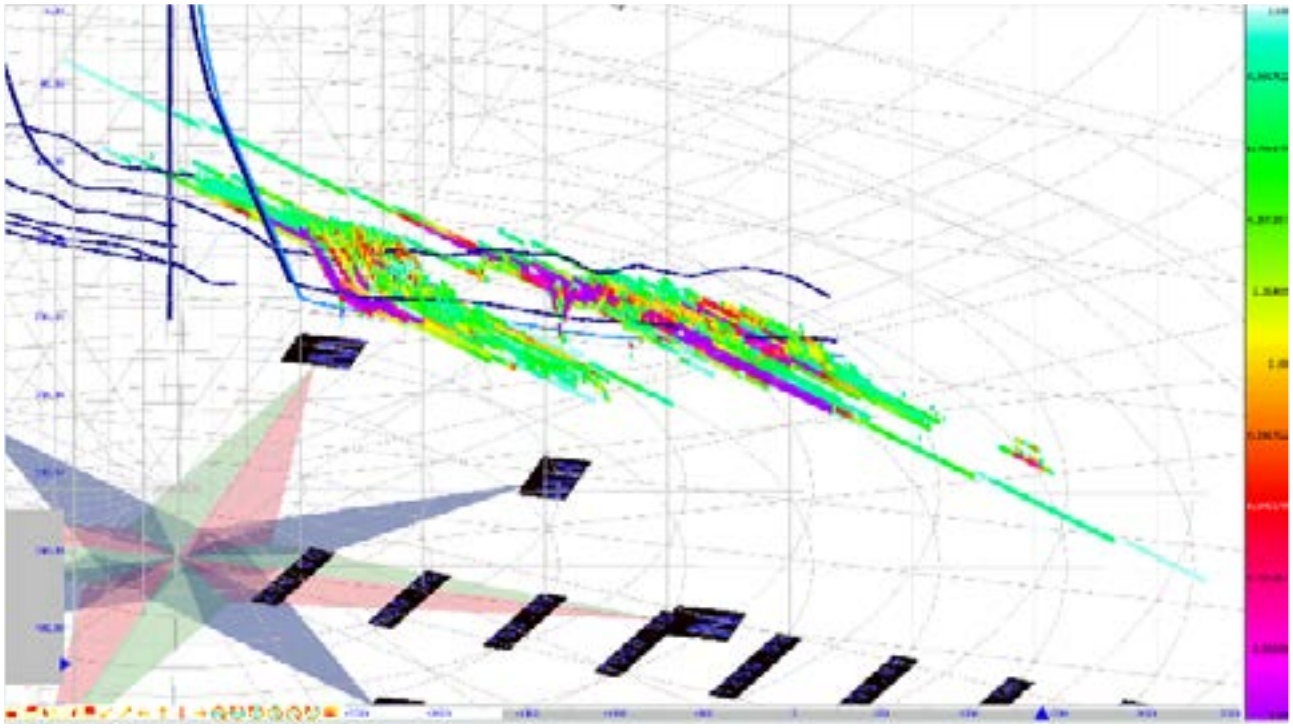
Hydraulic fracturing from vertical wells has advanced significantly in the CBM industry in Australia relative to earlier applications in North America. Several studies involving significant reservoir characterisation efforts and multiple fracture diagnostics have been completed in Australian CBM fields (Flottman et al., 2013; Johnson et al., 2010a; Johnson et al., 2010b). A key learning from these studies was the improved understanding of the interaction between the hydraulic fracture and natural fractures and cleats in coal through the use of DFIT data acquisition and microseismic monitoring of frac treatments. Recently, these same diagnostics have been applied to CMM pre-drainage activities and have yielded improved results compared to pre-drainage using SIS wells alone.

Recently, cases have arisen where SIS wells adjoining a planned gate road were inadequately draining the vicinity of planned gate roads, so indirect hydraulic fracturing was used to create a large Stimulated Reservoir Volume (SRV) interconnecting and improving the inadequately performing SIS wells (Johnson and Ramsay, 2024). For two panels, two wells were drilled and steel cased at ~2m beneath the coal to a length of ~2 km. Each was stimulated with 23 stages of proppant-laden fluid, creating an SRV interconnecting the underlying IHF well to the SIS wells. Direct fracture 'hits' could be observed in the pre-existing SIS wells and nearby observation wells. Further, microseismic data and mine backs of vertical trial wells were used to define the likely fracture dimensions and calibrate the fracture models.

A more detailed discussion of pre-drainage techniques and their implementation workflows are presented in an accompanying work at this conference titled Practical Workflows to Apply Emerging Technologies and Improve Outcomes for Coalbed Methane and Coal Mine Methane Pre-Drainage Projects' (Johnson et al., 2025).



(a) Indirect hydraulic fracturing well trajectory ~2m below the target seam



(b) IHF well (light blue), created fractures, and pre-existing SIS wells (dark blue)

Figure 3. Indirect hydraulic fracturing well trajectory (a) and modelled fracture dimensions (b) intersecting and improving drainage with pre-existing SIS wells (Johnson and Ramsay, 2024)

Post-Drainage Techniques

Post-drainage targets gas released during and after coal extraction, particularly from fractured strata and goaf zones located behind the advancing longwall face. To facilitate this, vertical goaf holes are drilled from the surface to the top of the coal seam at intervals of approximately 100–200 m prior to mining, as illustrated

in Figure 4. These boreholes are cased and linked via a surface gas pipeline network, which is connected to a vacuum pump system to enable efficient gas extraction.

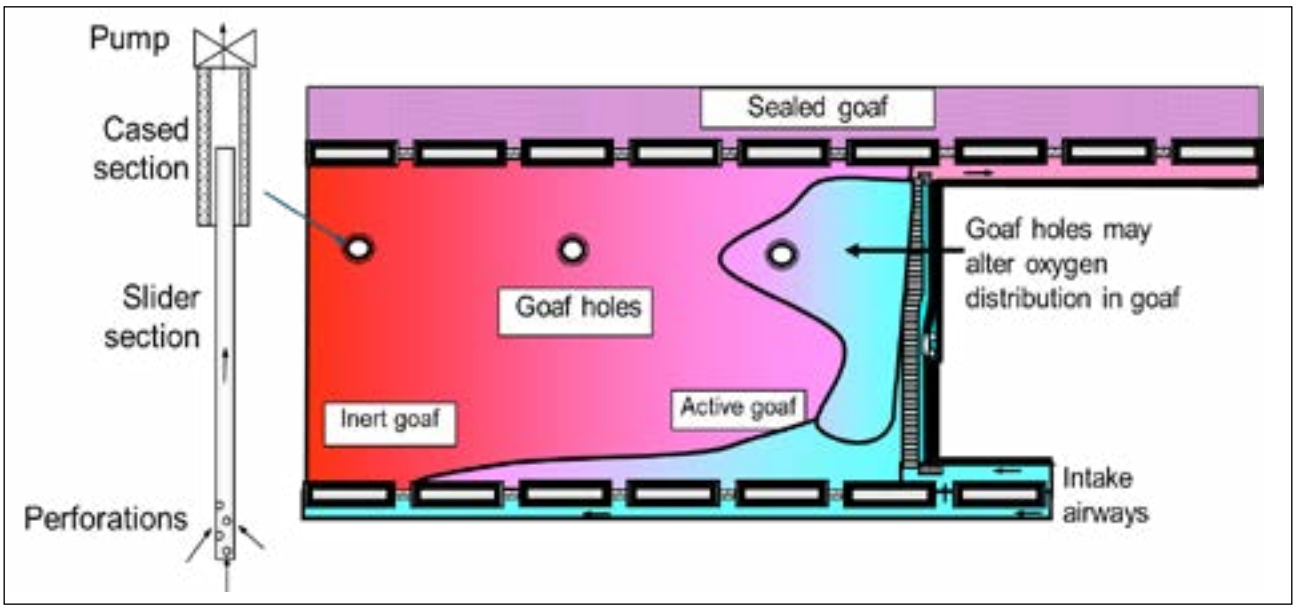


Figure 4. Post-Drainage Technique (MEA, 2006)

VENTILATION

Coal mine ventilation plays a vital role in maintaining safe and operational underground environments. Underground coal mining operations require carefully designed ventilation systems to maintain air quality, prevent the accumulation of hazardous gases, and support worker safety. Given the combustible nature of methane and the health hazards associated with airborne particulates, ventilation is not simply a comfort feature but a legal and functional necessity in modern mining. Coal mine ventilation systems encompass a coordinated network of airways, shafts, and fans designed to control airflow through the underground workings. The ventilation network includes intake and return airways for directing airflow, main and auxiliary fans to maintain pressure differentials, stoppings, overcasts, regulators, and control doors to guide and manage flow and sensor networks for continuous monitoring of environmental conditions.

Methane is one of the gases that might be present at almost every coal mine and has been the cause of many mine fires and explosions. Therefore, it must be managed properly. One of the most important aspects of this is to keep the gas levels below explosive limits, typically <1.25% by volume in general body air per Australian standards. Carbon Monoxide (CO) and Carbon Dioxide (CO_2) are similarly managed. When combined with methane, coal dust can cause catastrophic explosions and therefore needs to be managed properly. A properly designed ventilation system should be able to:

- keep the gas levels below the legally required safe levels;
- eliminate dust from the working areas to mitigate respiratory disease and the risk of dust explosions;
- remove heat and improved air quality to reduce heat stress, fatigue, and improve morale among underground crews; and
- help in emergencies to isolate hazardous zones and support evacuation.

In Australia, ventilation is governed by the Coal Mining Safety and Health Regulation 2017 (QLD) and the Work Health and Safety (Mines and Petroleum Sites) Regulation 2022 (NSW). Mines are required to maintain a Ventilation Control Plan and appoint qualified ventilation officers.

GAS MEASUREMENT AND ESTIMATION

Resource Determination

Thorough reservoir characterisation, of both static and dynamic parameters, is crucial for the successful implementation of a 'fit-for-purpose' pre-drainage strategy. Firstly, understanding the reservoir geometry and structural effects is essential in defining the drainage area of pre-drainage wells and the necessity to remove compartmentalisation or permeability discontinuities by hydraulic fracturing. A thorough understanding of fault blocks and resulting geo-domains constrains the reservoir model and allows better planning of pre-drainage systems. Structural or static properties of coal seams, such as coal thickness and structural features (e.g., faults and stratigraphic variations), are generally well understood within a developing mining area. Unfortunately, most mining areas do not consistently or inadequately measure the range of dynamic variables (e.g., permeability, gas content, isotherm behaviour, sorption time and reservoir pressure).

Permeability is the major determinant governing gas recovery, and the degree of continuity affects the drainage area. Where permeability is adequate to initiate a flow, conventional well testing, either by Drill Stem Testing (DST) or isolated testing using straddled-inflatable packers, can be used to estimate reservoir permeability and pressures using either a Drawdown/Build-up (DDBU) or Isolated Injection/Fall-off Test (IFOT) method. Finally, permeability anisotropy is a particularly important factor in coal seams, as it influences gas flow and drainage efficiency. Methodologies using downhole testing (Gray, 1987) and multi-well interference tests (Mavor and Robinson, 1993) have been proposed to determine permeability direction based on interference injection tests, providing a valuable approach for optimising pre-drainage strategies.

In low-permeability coals, conventional transient well testing methods are inadequate to define reservoir parameters within what is considered a reasonable time for such testing (e.g., a rig shift or overnight). For such seams, a diagnostic fracture injection can ascertain reservoir transmissibility, radius of investigation, reservoir pressure, and abnormal hydraulic fracturing behaviour (i.e., complex fracturing, pressure-dependent leak off, horizontal fracturing). A Diagnostic Fracture Injection Test (DFIT) becomes more important as a diagnostic tool to constrain uncertainties in reservoir modelling better, by using improved techniques to characterise the cleat compressibility and Pressure-Dependent Permeability (PDP). By characterising the PDL under a lowered net effective stress (i.e., at injection pressures), an indication of the severity of PDP, which will occur during production, can be predicted for higher net effective stress conditions (Johnson Jr., et al., 2020).

Finally, gas content and isotherm data are readily determinable by core data using slow desorption or quick-crush methods. Whilst quick-crush methods can provide adequate sampling for gas-in-place calculations, slow desorption samples are essential to determine the sorption time, which can greatly affect the ultimate recovery. (Chen, et al., 2013). It is also important to get an adequate sampling of the variability in these data to perform a detailed reservoir modelling study and define the range of uncertainty in outcomes with pre-mine drainage. Australia has an advance system of emissions reporting (Method 2, Safeguard Mechanism) that requires a significant number of samples per geologic domain for estimating gas-in-place (Australian Government, 2023). With an adequate number of samples, one can determine the potential resources available from drainage and the uncertainty surrounding that value.

Deterministic and Probabilistic Resource Determinations

The Petroleum Resource Management System (PRMS) provides the best source of recommendations for deterministic and probabilistic estimation of gas resources and their limitations based on inputs from a number of geological and engineering sources (SPE, et al., 2018). The PRMS defines deterministic estimation as using s single "best estimate" value for each input parameter (e.g., coal thickness, gas content, reservoir properties) to calculate a fixed volume of coal seam gas resources or reserves. This methodology is straightforward to understand and communicate and is the likely reason for its use. However, this method relies heavily on expert judgment, available data quality and does not explicitly quantify uncertainty. Whilst it can be used for guidance and initial feasibility studies, it underrepresents the range of possible outcomes, potentially leading to over- or under-estimation of actual resources.

The PRMS (2018) describes probabilistic estimation as incorporating the variability and uncertainty in input parameters by assigning statistical distributions (e.g., normal, lognormal) and performing Monte Carlo or other stochastic simulations to generate a range of possible resource volumes. This method produces a probability distribution or confidence intervals (P10, P50, P90) that express the likelihood of achieving different resource volumes. Whilst it captures the inherent uncertainty of geological heterogeneity, data limitations, and measurement variability, it often lacks key reservoir data in initial mining datasets, which mainly consist of coal thickness and bulk density with sparse gas content or isotherm testing. With adequate data to inform uncertainty in input distributions, this method supports risk-informed decision-making, enabling more robust project evaluation and investment analysis.

Since 2011, the PRMS has encouraged the use of probabilistic methods wherever feasible to reflect uncertainty better and improve transparency in resource reporting (SPE et al., 2011). The guidelines note that deterministic methods remain acceptable for early-stage or data-limited projects but should be supplemented by sensitivity analyses or ranges to indicate uncertainty. Probabilistic approaches align well with modern reservoir characterisation workflows and risk management frameworks common in CSG developments. Regulators, beneficial use partners and investors are increasingly expecting probabilistic reporting or at least some quantification of uncertainty to support robust resource estimations and economic evaluations.

EMISSIONS ESTIMATION AND EMERGING REDUCTION STRATEGIES

Estimating greenhouse gas emissions from surface coal mining mainly involves calculating fugitive methane and carbon dioxide that escape during mining. In practice, total emissions from a surface mine combine: (1) fugitive emissions released directly from coal seams as they are disturbed, (2) gas that is flared or combusted on site, (3) any gas vented to the atmosphere that is not captured or used, and (4) any emissions from stockpiles or during transportation. If any captured gas is used off-site (e.g., transport, power generation), its emissions are counted separately as indirect (Scope 3) emissions to the mining operations. Certainly, surface and coal mine emissions estimation and mitigation strategies differ, so each will be discussed in particular in the following section.

Emissions Estimation and Mitigation for Surface Coal Mining

This section describes how emissions estimation for surface coal mining is shifting from little to increased attention based on global methane reduction targets and increasing focus arising from satellite identification of high mine methane emission sources (Sadavarte et al., 2021). This increasing worldwide focus has shifted from broad assumptions of emissions to mine-specific, data-driven modelling. This transition supports more reliable reporting and better emissions management.

Emissions Estimation

Australia operates under an emissions reduction process known as the Safeguard Mechanism (National Greenhouse and Energy Reporting (NGER), 2023). Traditionally, the emissions were done using Method 1, which relied on a simple emission factor applied to the total mined coal tonnage each year. This generic factor is relatively low and does not account for differences in local geology, so it can underestimate actual emissions for some mines. Method 2 is now mandated to replace Method 1, based on updated regulations, and is more site-specific. It requires each mine to develop a geological gas model to estimate how much gas is stored in the coal seams to be mined. This means it considers the actual gas content and reservoir characteristics of each mine, resulting in more accurate emission estimates. A more detailed Method 3 builds on Method 2 by requiring more advanced sampling and industry-standard measurements to refine estimates even further.

Unfortunately, all methods fail to properly account for migrating gas emissions into the coal and ultimately to the face based on dynamic gas transport from deeper coals. Emerging best practice involves moving beyond simple factors by using detailed numerical reservoir models PCP (Alarcon Vigil et al., 2025). These dynamic models account for gas volumes originally in place, what is released at the mining face, what migrates into the mined areas from deeper coals and how much can be removed in advance by pre-drainage wells. This helps mines more accurately forecast and manage methane emissions. Alarcon Vigil et al. (2025) illustrate how

important pre-drainage is because draining gas before mining lowers the amount that escapes uncontrollably. Where possible, the captured gas should be used to replace other fossil fuels or generate energy. If it cannot be used, flaring is better than venting since burning methane converts it to CO_2, which has a lower global warming potential than methane. In Australia, surface coal mine operators are considering moving methane pre-drainage and beneficial use into their operations based on the Safeguard Mechanism and beneficial use strategies, which will be explored in a later section.

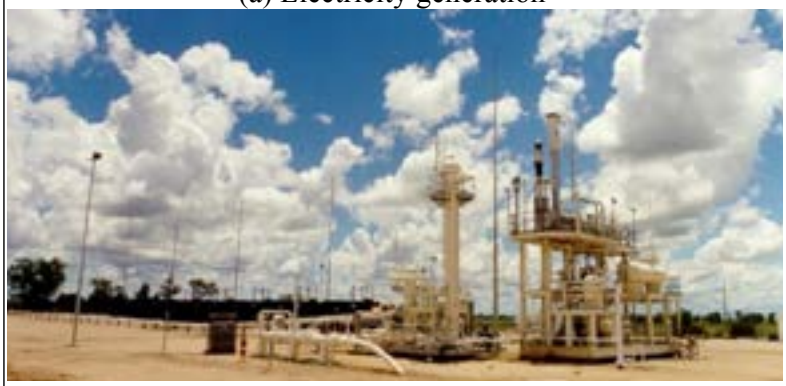
Beneficial Use Strategies for Surface Coal Mining

Alarcon Vigil et al. (2025) noted that, beyond measuring emissions, surface and underground coal mines can adopt several strategies to reduce their greenhouse gas footprint while creating potential Positive Cash Flow (PCF). The main approaches include flaring, direct gas sales, onsite power generation, and displacing diesel fuel in mining operations. Each option can turn unavoidable methane into a benefit rather than a liability. The most logical beneficial use is direct sales, where coal seam gas can be captured and sold, reducing fugitive emissions and earning revenue (Figure 5a). However, this requires significant infrastructure like pipelines or compression facilities. Mines close to existing pipelines benefit most, while remote sites can still set up a 'virtual pipeline' transporting gas as Compressed Natural Gas (CNG) to end users. The commercial success of this option depends on gas prices, infrastructure costs, and distance to buyers.

Alternatively, mines can use captured methane to generate electricity for their operations or export to the grid (Figure 5b). This reduces reliance on purchased power and cuts emissions by combusting methane instead of venting it. The resulting PCF comes from avoided electricity costs and potential grid sales. Generation efficiency and electricity prices are key factors in determining the PCP benefit. Finally, replacing diesel fuel in mining machinery with captured coal seam gas can deliver the greatest financial and environmental returns. This approach reduces emissions in two ways: it avoids flaring and cuts diesel consumption, which has its own emissions footprint. Successfully shifting to dual-fuel or dedicated gas-powered equipment requires investment in modified engines and refuelling systems. However, this option can yield significant fuel cost savings and has been proven effective in an initial trial (Korobchuk et al., 2021). The final solution is flaring excess CMM converts methane to CO_2, which has a lower global warming impact (Figure 5c).



(a) Electricity generation



(b) Processing for compression and transportation



(c) Gas flaring

Figure 5. Coal mine methane utilisation options include (a) electricity generation, (b) processing for compression and transportation, and (c) flaring

Any beneficial use reduces the mine's direct (Scope 1) emissions. In Australia, if a mine's emissions exceed its regulated baseline, it must purchase carbon offsets, known as Australian Carbon Credit Units (ACCUs). Keeping emissions below the baseline can instead generate Safeguard Mechanism Credits (SMCs), which can be banked or traded in future carbon markets. Though flaring has upfront costs, it can produce financial benefits by avoiding or selling carbon credits over time, especially when paired with pre-drainage systems that lower future emissions. In conclusion, Alarcon Vigil et al. (2025) showed that pre-drainage and subterranean barriers can be commercially viable, particularly when paired with diesel displacement or onsite power. These methods lower emissions while enhancing mine economics.

Emissions Estimation and Mitigation for Underground Coal Mining

Underground coal mines produce fugitive methane emissions from several distinct sources: ventilation air, degasification systems, and post-closure emissions from abandoned workings. As described in the previous section, to improve safety and manage methane buildup, underground mines often drill boreholes to drain gas from the coal seams before or during mining. This pre-drainage process can prevent dangerous gas accumulations and can also capture methane for beneficial use by using similar processes outlined for surface coal mining. The amount of methane recovered by pre-drainage can be quantified by measuring and accounting for all pre-drainage systems, whether pure, as with SIS well drainage or with varying air content (i.e. UIS or goaf well operations). Whether this gas counts as an emission depends on whether it is flared, combusted, vented, or productively used. This produced total from the well can be reduced from the total gas in the seam, then the only emissions are the ongoing ventilated air methane and any emissions resulting from influx into abandoned mineworks post-production.

After mining operations end, abandoned mines can continue to release methane for years. Even if shafts are sealed, methane can migrate to the surface through old tunnels, vent pipes, or cracks in the surrounding rock. Over time, emissions usually drop to a steady, lower rate that may persist for decades. If groundwater floods the abandoned mine completely, it can seal off the coal seams and stop further emissions. Mines that only partially flood can keep releasing methane over long periods. In rare cases, where goaf coal is exposed to continuing air exposure, coal can spontaneously combust and burn uncontrolled in abandoned mines.

Ventilation Air Methane Mitigation

Ventilation Air Methane Management (VAMM) is a term used in the coal mining industry to describe technologies and strategies aimed at reducing methane emissions from mine ventilation systems. During underground coal mining, methane gas is naturally released from coal seams. To maintain a safe working environment, large volumes of air are continuously circulated through the mine to dilute and remove the methane. This process generates Ventilation Air Methane (VAM), a low-concentration methane stream (typically 0.2–1% by volume) that exits the mine through ventilation shafts. Despite its low concentration, the high airflow volume makes VAM a significant source of fugitive greenhouse gas emissions. For example, a mine operating with 0.5% VAM concentration and a ventilation rate of 500 m^3/s can emit approximately 78.84 million m^3 of methane per year, equivalent to around 1.58 million tonnes of CO_2-equivalent emissions annually (based on a methane global warming potential of 28).

As VAM concentration is low and not suitable for power generation, alternative methods and technologies (Table 1) have been developed to capture, destroy or utilise the methane in VAM before it is released into the atmosphere. These technologies are modular and can be deployed individually or in combination, depending on site conditions.

Table 1. Common VAMM Technologies

Technology	Description	Methane Threshold
VAMCAT	Catalytic combustion turbine that generates electricity from VAM	≥ 0.8%
VAMCAP	Adsorption-based system that concentrates methane from VAM	Variable
VAMMIT	Flow reversal thermal oxidiser that destroys methane	≥ 0.3%
CataVAM	Catalytic oxidiser for low-concentration methane	0.2–0.4%

Barrier Implementation

With increased awareness of the role that migratory gas has in both surface and underground coal mine emissions, barrier implementations have been proposed to limit migratory gas sources, allowing more effective mine drainage and reduced emissions. Past and ongoing research identify the benefits of combining pre-drainage technologies with a barrier implementation versus pre-drainage alone in controlling gas migration and emissions for both open-cut (surface) and underground coal mining.

Barrier Deployment

For both open-cut and underground coal mining, barriers are typically deployed using horizontal wells combined with multi-stage hydraulic fracturing. The well is cased with steel and isolated using swellable or mechanical packers, between which ball-actuated sleeves allow staged fracturing along the coal seam to inject a sealing or damaging material that blocks gas flow (Johnson Jr, 2014). Barrier materials can include fine cements, colloidal silica gels, or organic polymers/resins. Optimal, sustainable materials are being researched that will allow barrier materials to penetrate coal cleats and fractures (i.e., <50 mm based on core studies) and to achieve significant permeability reduction (Johnson Jr and Mirzaghorbanali, 2024). Chemical choice must also account for potential aquifer contact (i.e., toxicity) and coal product management (e.g., residues, effects on flotation or cleaning).

Further, Johnson Jr (2014) noted that placement must consider seam variability (stone bands, jointing) and may intentionally contact the roof or floor to maximise fracture complexity and barrier effectiveness. Accurate well positioning relative to the mine plan and seam stress regime or axes is critical. Stress profiling, predominantly through DFIT, is needed to model expected fracture orientation and growth. Data from geophysical logs (i.e., image, density, sonic) are used to calculate stress regimes and calibrate 3D fracture models, helping predict barrier geometry and placement pressures.

Barrier Placement Verification

During and after deployment, diagnostics are available that can be used to verify that the barrier effectively blocks gas migration (Johnson Jr, 2014). For example, surface tiltmeters measure subtle ground deformations to map fracture extent and confirm the barrier's size and orientation. To implement this technology, a grid (e.g., every 40–80 m) along the lateral is recommended for reliable monitoring. Observation wells inside and outside the barrier monitor pressure changes to detect gas flow restriction and verify effective sealing. Pressure transient tests and interference tests can track pressure indications during application, and pressure changes show drainage benefits thereafter. Finally, the pre-drainage production data, along with ongoing reservoir surveillance and simulation, will show the effects of an effective barrier implementation and improved gas containment. Microseismic monitoring is currently at too coarse a scale to measure the damage region effectively; however, distributed fibre-optic strain and acoustic measurements are emerging as an alternative to surface deformation tiltmeters. Combined, diagnostics can help ascertain whether the barrier meets its design goal of restricting unwanted gas migration and supporting staged drainage control.

Surface and Underground Coal Emissions Reduction Results

Modelling for both underground and surface applications confirm that combining barrier wells with SIS drainage reduces fugitive emissions, controls unwanted gas inflows, and preserves gas for future production when it is more economic to recover or for ongoing beneficial use. For underground mining, modelling confirms that a properly placed barrier can achieve a high blockage efficiency (up to 99.9%) by drastically reducing coal seam permeability in the barrier zone (Johnson Jr, 2014). This maintains higher pressures behind the barrier, improving drainage efficiency and retaining more gas for planned extraction. The key factor for effectiveness is coal permeability—high-permeability seams benefit most. The barrier does not significantly affect gas drainage efficiency related to the seam dip, but the dip can impact water production rates, which affects drainage costs and gas economics.

Recent reservoir modelling studies of a 1 km^2 open-cut mine section show that SIS wells alone drain about 24% of gas in the near-face zone but allow additional gas to migrate in from down-dip areas (see Figure 6). This uncontrolled influx temporarily adds about 7% more production but ultimately results in 69% of the gas being lost during mining (Johnson Jr and Mirzaghorbanali, 2024; Johnson Jr, 2023; R. L. Johnson, 2023). By adding a barrier well, the same 24% is recovered for beneficial use near the mining face. This modelling predicts that 57% of the remaining gas is available for later staged recovery; this cuts immediate emissions losses to just 19%. This approach preserves gas for future extraction in better coordination with mining progress, improving net recovery and can enhance project economics. Those benefits and further analyses can be found in a more extensive work on the subject by Alarcon Vigil et al. (2025). Ultimately, the gas in barrier blocks further down-dip is prevented from migrating to the face, thereby reducing emissions as shown in Figure 6.

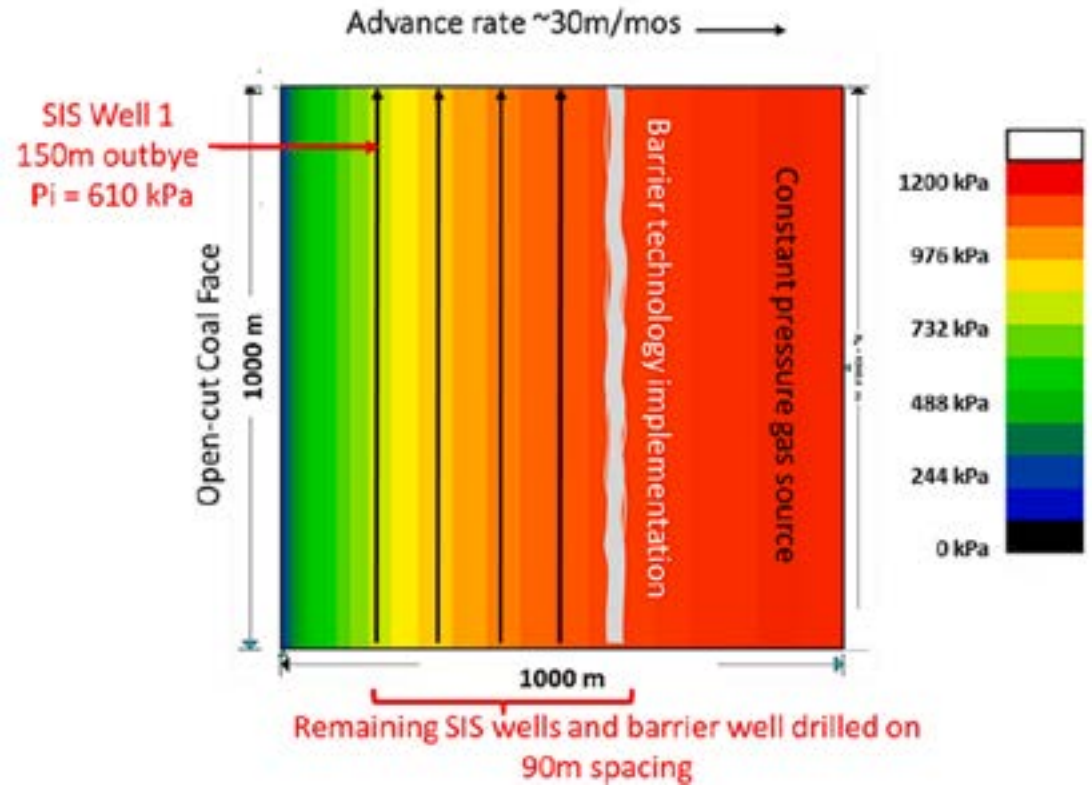


Figure 6. SIS well pattern with barrier application to prevent higher pressure, down-dip gas influx (Johnson, 2024)

CONCLUSIONS

Effective coal mine ventilation is a fundamental safety system that controls gas levels, dust, heat, and emergency conditions, ensuring legal compliance and safeguarding the health and lives of underground workers. Pre-drainage methods reduce methane concentrations in the coal seam, lessening methane inflow to the mine ventilation system. This supports ventilation's primary role of maintaining safe air quality by keeping methane and other hazardous gases below explosive and health risk thresholds.

Pre-drainage techniques such as SIS, TRD and UIS drilling reduce in-situ methane concentrations before mining. Hydraulic fracturing and indirect hydraulic fracturing methods further improve gas drainage by creating stimulated reservoir volumes that interconnect existing wells, boosting gas flow from poorly drained zones. Effective emissions management for coal mining combines accurate measurement with proactive mitigation and beneficial gas use. A thorough site-specific and economic evaluation is essential to turn mitigation efforts into real financial and environmental gains. For underground mines, VAM systems aim to (1) reduce the global warming potential of methane, (2) improve mine safety by managing residual methane, and (3) support compliance with emissions regulations and carbon accounting frameworks. VAM is an ongoing area of research to develop technologies that can capture, destroy, or utilise this methane before it escapes to the atmosphere safely and effectively.

Recent studies have shown that incorporating barrier implementations with pre-drainage strategies can reduce emissions for both surface and underground mining applications. Barrier implementations limit uncontrolled gas migration, reduce emissions during mining, and preserve gas for later recovery, improving safety and economics. The barrier performance depends on proper placement, permeability reduction, and real-world verification (e.g., pilot wells, monitoring). The design must account for local geology, actual pressures, reservoir heterogeneity, whilst considering operational costs and well placement. For underground mines, CMM emissions reduction, coal seam permeability is the biggest factor controlling how much a barrier helps — high-permeability seams benefit most.

Finally, coal mine methane management strategies — including direct gas sales, onsite power generation, diesel displacement, and flaring — cannot only reduce greenhouse gas emissions but also unlock positive cash flow opportunities. Choosing the right mix of flaring, gas sales, power generation, or diesel displacement depends on the mine's location, gas reserves, infrastructure, and market conditions. When combined with effective pre-drainage and barrier methods, these approaches help mines turn an environmental liability into an economic advantage, improving both sustainability performance and operational profitability.

ACKNOWLEDGEMENTS

The authors would like to acknowledge the support of Novus Fuels and The University of Queensland in preparing this manuscript.

REFERENCES

Alarcon, V. D., Johnson Jr, R. L., and Tauchnitz, J. (2025). Improved estimation methods for surface coal mine methane emissions for reporting, beneficial use, and emission reduction purposes and relative to Australia's safeguard mechanisms. Journal of Environmental Management, 376, 124366. doi:https://doi.org/10.1016/j.jenvman.2025.124366

Australian Government. (2023). National Greenhouse and Energy Reporting (Safeguard Mechanism) Rule 2015. Canberra: Australian Government,

Chalmers, D., and Si, G. (2018, 14-20/9/2018). Education is the Key to Ventilation Safety. Paper presented at the 11th International Mine Ventilation Congress, Beijing and Xi'an China,.

Chen, Z., Liu, J., Kabir, A., Wang, J., and Pan, Z. (2013). Impact of Various Parameters on the Production of Coalbed Methane, SPE-162722-PA. SPE Journal, 18(4), 15.

Düzgün, H. S., and Yaylacı, E. D. (2016). An evaluation of Soma underground coal mine disaster with respect to risk acceptance and risk perception. Paper presented at the 3rd International Symposium on Mine Safety Science and Engineering, Montreal, Canada.

Flottman, T., Brooke-Barnett, S., Naidu, S. K., Paul, P. K., Kirk-Burnnand, E., Busetti, S., . . . Trubshaw, R. L. (2013). Influence of in Situ Stresses on Fracture Stimulation in the Surat Basin, Southeast Queensland, SPE 167064. Paper presented at the SPE Unconventional Resources Conference and Exhibition-Asia Pacific, Brisbane, Australia. Gray, I. (1987). Reservoir Engineering in Coal Seams: Part 2 - Observations of Gas Movement in Coal Seams. SPE Reservoir Engineering, 2(1), 35-40.

Johnson Jr, R.L, and Mirzaghorbanali, A. (2024, 12/8/2024). Improving Pre-Drainage, Reducing Gas Influx, and Lowering Emissions from Surface and Underground Coal Mining Operations Using Subterranean Barrier Implementations. Paper presented at the International Mine Ventilation Congress 2024, Sydney, NSW.

Johnson, R. L. (2023). The implementation of subterranean barriers with mine pre-drainage to reduce coal mine methane emissions from open-cut and underground metallurgical-coal mines—International Journal of Coal Geology, 104402.

Johnson, R. L., and Mason, M. (2025). Tight radius drilling in coal, a re-emerging technology. Australian Energy Producers Journal, 65(2). Retrieved from https://doi.org/10.1071/EP24161

Johnson Jr, R. L. (2014). Modifying subterranean fluid flow patterns using barriers to improve pre-drainage in coal mining. (PhD, Mining Engineering). The University of Queensland,

Johnson Jr, R. L. (2023). The implementation of subterranean barriers with mine pre-drainage to reduce coal mine methane emissions from open-cut and underground metallurgical-coal mines—paper presented at the Climate Smart Engineering 2023, Melbourne, VIC.

Johnson Jr., R. L., and Ramsay, M. (2024, 12/8/2024). More Effective Pre-Drainage of Low-Permeability Coals Using Indirect Hydraulic Fracturing (IHF) in Co-Application with Surface-to-Inseam (SIS) Wells, Paper 105. Paper presented at the International Mine Ventilation Congress 2024, Sydney, Australia.

Johnson, R. L., Jr. Glassborow, B., Datey, A., Pallikathekathil, Z. J., and Meyer, J. J. (2010a). Utilizing Current Technologies to Understand Permeability, Stress Azimuths and Magnitudes and their Impact on Hydraulic Fracturing Success in a Coal Seam Gas Reservoir, SPE 133066. Paper presented at the SPE Asia Pacific Oil and Gas Conference and Exhibition, Brisbane, Queensland, Australia. 18-20 Oct 2010.

Johnson, R.L. Jr., Holl, H., & Tauchnitz, J. Practical Workflows To Quantify Emissions Reductions, Gas Utilisation Benefits, And Safety Outcomes Of Applying Emerging Technologies In Coal Mine Methane Pre-Drainage, Paper 247, Proceedings, IMCET 2025, Antalya, Turkiye.

Johnson, R. L., Jr., Scott, M., Jeffrey, R. G., Chen, Z. Y., Bennett, L., Vandenborn, C., and Tcherkashnev, S. (2010b). Evaluating Hydraulic Fracture Effectiveness in a Coal Seam Gas Reservoir from Surface Tiltmeter and Microseismic Monitoring, SPE 133063. Paper presented at the SPE Annual Technical Conference and Exhibition, Florence, Italy. 19–22 Sep 2010.

Johnson Jr., R. L., You, Z., Ribeiro, A., Mukherjee, S., Salomao de Santiago, V., & Leonardi, C. R. (2020). Integrating Reservoir Characterisation, Diagnostic Fracture Injection Testing, Hydraulic Fracturing and Post-Frac Well Production Data to Define Pressure Dependent Permeability Behavior in Coal, paper SPE-202330-MS. Paper presented at the SPE Asia Pacific Oil & Gas Conference and Exhibition.

Korobchuk, D., Wood, A., & Tauchnitz, J. (2021). Improvements in the environmental performance of coal mining vehicle fleets by commercialising incidental waste gas. Paper presented at the CSE 2021: Climate Smart Engineering Conference, Barton, A.C.T. https://search.informit.org/doi/10.3316/informit.302109328416773

Mavor, M. J., and Robinson, J. R. (1993). Analysis of Coal Gas Reservoir Interference and Cavity Well Tests, SPE 25860. Paper presented at the 1993 SPE Rocky Mountain Regional Meeting/Low Permeability Reservoirs Symposium, Denver, CO. April 26-28, 1993.

NGER (National Greenhouse and Energy Reporting). (2023). The Safeguard Mechanism. Retrieved from https://www.cleanenergyregulator.gov.au/NGER/The-Safeguard-Mechanism

Sadavarte, P., Pandey, S., Maasakkers, J. D., Lorente, A., Borsdorff, T., Denier van der Gon, H., . . . Aben, I. (2021). Methane Emissions from Superemitting Coal Mines in Australia Quantified Using TROPOMI Satellite Observations. Environmental Science and Technology. doi:10.1021/acs.est.1c03976

SPE, AAPG, WPC, SPEE, and SEG. (2011). Guidelines for Application of the Petroleum Resources Management System (PRMS).

SPE, WPC, AAPG, SPEE, SEG, SPWLA, and EAGE. (2018). Petroleum Resources Management System (PRMS).

KÖMÜRÜN KENDİLİĞİNDEN YANMASINI ÖNLEMEDE YENİ TEKNOLOJİLERİN KULLANILMASI

THE USE OF NEW TECHNOLOGIES IN THE PREVENTION OF SPONTANEOUS COMBUSTION OF COAL

R. Kocaman [1,*], S. Yılmaz[2], M. Bilen[2], B. Kocaman[1]

[1]Maden ve Petrol İşleri Genel Müdürlüğü, Destek Hizmetleri Dairesi Başkanlığı,
*(*Sorumlu yazar:rkocaman74@gmail.com)*
[2]Zonguldak Bülent Ecevit Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü

ÖZET

Günümüzde teknolojinin gelişmesiyle hammaddeye ve enerjiye olan ihtiyaç her geçen gün artarak devam etmektedir. Enerji ve hammadde ihtiyacının büyük kısmı madenlerden çıkartılmaktadır. Ülkemiz açısından yerli enerji kaynaklarının kullanılması ise ayrı önem taşımaktadır. Söz konusu yerli kaynaklarımızdan birisi de kömür rezervlerimizdir. Kömürün yakın gelecekte de önemini hala korumaya devam edeceği anlaşılmaktadır. Enerji elde edilmesinde kullanıldığında kesintisiz enerji hammaddesi sağlaması diğer enerji kaynaklarına göre ön plana çıkmasını sağlamaktadır. Kömür rezervlerinin dünya coğrafyasının belli bölgesinde bulunmayıp çeşitli bölgelerinde bulunması da ülkeleri kendi enerji kaynakları kullanımın da öne çıkmaktadır. Kömürün üretimi esnasında farklı riskler de bünyesinde barındırmaktadır. Bunlardan en önemlilerinden biri de kömürün kendiliğinden yanmasıdır. Üretim depolama ve nakliye esnasında kömürün kendiliğinden yanması çok büyük sorunlara sebep olmaktadır. Zincirleme birçok reaksiyonlara ve önlenemez felaketlere yol açabilmektedir. Kömürlerin kendiliğinden yanabilirliğinin önceden belirlenmesi yeraltı ve açık işletmelerde kömür işletmelerinin kurumsal kapasite artırımı sağlanacak, yatırımcılar ve yöneticiler arasında farkındalık yaratılacaktır. Körünün kendiliğinden yanmasını önlemek için birçok yöntemler kullanılmakla birlikte kendiliğinden yanma olayı birçok farklı değişkene bağlı olduğu için araştırmaların sürekli devam etmesi gerekmektedir. Bu kapsamda kömürün kendiliğinden yanmasını önlemeye yönelik yeni teknolojilerin kullanılması bize yeni çözümler üretecektir. Bu çalışmada; kömürün kendiliğinden yanmasını önlemede yeni teknolojilerin kullanılması araştırılarak çıkarımlarda bulunulmaya çalışılacaktır.

Anahtar Kelimeler: Kömür, Kömür yangınları, Kömürün kendiliğinden yanması, Kömürde teknoloji kullanımı

ABSTRACT

With the advancement of technology, the demand for raw materials and energy is continuously increasing. A significant portion of this demand is met through mining activities. For our country, the utilization of domestic energy resources carries additional importance. Among these domestic resources, coal reserves hold a prominent position. It is evident that coal will maintain its significance in the near future. When used as an energy source, coal stands out among other resources due to its ability to provide an uninterrupted supply of raw energy material. Moreover, the distribution of coal reserves across various regions of the world, rather than being confined to specific locations, enables countries to prioritize the use of their own energy resources. However,

coal production involves various risks, one of the most critical being the spontaneous combustion of coal. Spontaneous combustion during production, storage, and transportation can lead to significant challenges, triggering chain reactions and catastrophic events. Determining the spontaneous combustibility of coal in advance will enhance the institutional capacity of underground and surface mining operations, fostering awareness among investors and managers. Although numerous methods are employed to prevent the spontaneous combustion of coal, continuous research is necessary due to the multifaceted variables affecting this phenomenon. In this context, adopting modern technologies to prevent spontaneous combustion offers promising solutions. This study aims to investigate the use of innovative technologies in mitigating coal's spontaneous combustion and to provide insights based on the findings.

Keywords: Coal, Coal fires, Spontaneous combustion of coal, Technology in coal mining

GİRİŞ

Yaşadığımız dünyada enerjiye ve hammaddeye olan ihtiyaç artarak devam etmektedir. Yerli enerji kaynaklarımızdan biri olan kömürün de en iyi şekilde değerlendirilmesi gerekmektedir. Ancak kömür üretimi, özellikle yeraltı madenciliğinde birçok riski beraberinde getirmektedir. Bu risklerden en önemlilerinden biri kömürün kendiliğinden yanmaya yatkın olmasıdır. Kömürün kendiliğinden yanması, gerek iç gerek dış sebeplerle ortaya çıkan ocak yangınlarına yol açarak üretim hedeflerinin aksamasına, kaynak kayıplarına ve ciddi iş güvenliği sorunlarına neden olmaktadır. Bunun sonucunda telafisi olmayan kazalar, yaralanmalar, zincirleme olaylar, ekolojik bozulmalar, işletmeler için itibar kaybı ve maddi zararlar meydana gelebilmektedir. Ayrıca sermaye kayıpları ve yasal yaptırımlar da bu olumsuz sonuçlara eşlik etmektedir.

Ocak yangınlarının en kritik etkisi çalışanların sağlığı ve iş güvenliği üzerinedir. Kömürün oksijenle teması sonucunda düşük sıcaklıklarda dahi oksidasyon gerçekleşmekte, bu süreçte karbonmonoksit (CO) ve karbondioksit (CO_2) gazları ile ısı açığa çıkmaktadır. Açığa çıkan ısı havalandırma ile uzaklaştırılamadığında, sıcaklık yükselmekte ve oksidasyon süreci hızlanmaktadır. Bu süreç, ortam sıcaklığının kömürün yanma sıcaklığına ulaşmasına kadar devam etmekte ve sonunda açık alevli yanma gerçekleşmektedir. Bu nedenle kömürün yavaş oksidasyon sonucu ısınarak yanmaya kadar ilerlemesi madencilikte "kendiliğinden yanma" olarak tanımlanmaktadır (Kaymakçı, 1998; Yangdong vd., 2012).

Madencilik literatüründe kömürün bu özelliği, özellikle düşük kaliteli linyitlerde daha sık görülmektedir. Kendiliğinden yanma ekipmanlara zarar vermekte, üretim sürekliliğini engellemekte ve işletme güvenliğini olumsuz etkilemektedir (Feng, 1985; Smith & Lazzara, 1982). Kömürün oksijenle temasıyla başlayan bu süreçte, oksijen emilimi sonucu açığa çıkan ısı havalandırma yetersizliğinde ortamda birikir ve sıcaklık sürekli yükselir. Sıcaklığın artması oksidasyonu hızlandırarak kontrol edilemez hale geldiğinde açık alevli yanma meydana gelir (Karpuz vd., 1985, 1986).

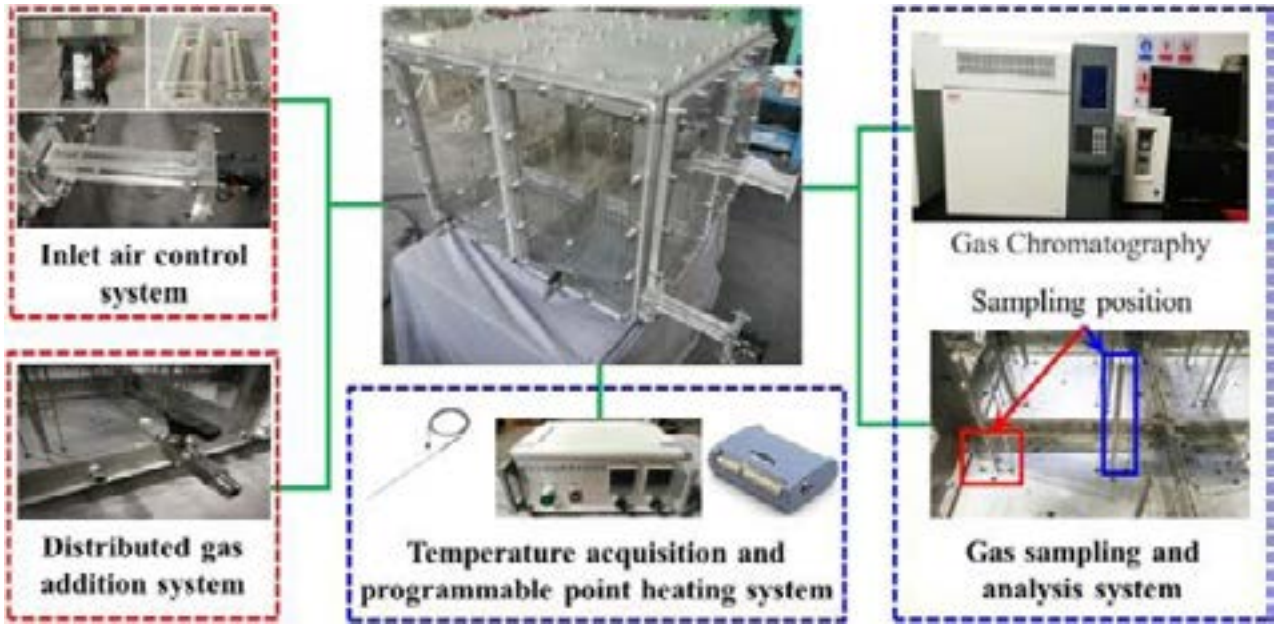
Kömürün kendiliğinden yanması ile ilgili ilk çalışmalar 17. yüzyıla kadar uzanmakta, ancak süreçte rol oynayan reaksiyonların karmaşık yapısı nedeniyle mekanizma günümüzde de tam olarak açıklanamamaktadır. Bu durum, oksidasyon–ısı artışı–reaksiyon hızının sürekli birbirini tetiklemesiyle geri döndürülemez hale gelmekte ve gerek yerüstünde gerekse yeraltında tam olarak tespit edilemediğinden önemli bir araştırma konusu olmaya devam etmektedir. Bu nedenle, araştırmacılar kömürün kendiliğinden yanmasının fiziksel ve kimyasal süreçlerini, ayrıca farklı parametrelerin etkilerini incelemeye devam etmektedir. Konunun tam olarak çözülememiş olmasının temel sebebi kömürün karmaşık yapısı ve etkili faktörlerin çokluğudur. Bu faktörler genel olarak iç (kömürün özelliklerine bağlı) ve dış (jeolojik, atmosferik ve işletme koşulları) olmak üzere iki grupta incelenmektedir. Çizelge 1.1'de kömürün kendiliğinden yanmasını etkileyen bu faktörler gösterilmektedir (Ünver & Özözen, 1998; Kaymakçı, 1998).

Çizelge 1. Kendiliğinden yanmayı etkileyen faktörler (Demirbilek, 1986).

İÇ FAKTÖRLER	**DIŞ FAKTÖRLER**	
Kömür Özellikleri	**Jeolojik Özelikler**	**Madencilik Uygulamaları**
1. Kömürün rankı 2. Petrografik Bileşim 3. Nem İçeriği 4. Pirit İçeriği 5. Kırılganlığı 6. Eksinit ve Vitrinit İçeriği 7. Yüzey alanı 8. Mineral Madde İçeriği 9. Kimyasal Bileşimi	1. Kömür damarlarındaki süreksizliklerin varlığı 2. Düşük kaliteli kömür bantlarının bulunduğu kalın damarlar 3. Derinlik 4. Birbirine yakın birçok damarın varlığı	1. Kömür kaybının fazlalığı 2. Tavan ve tabanda kömür bırakılması 3. Tabaka hareketlerine bağlı aşırı çatlaklar 4. Örtü tabakası ince olan 5. Ocaklarda göçmeler sonucu yüzeyle bağlantı oluşması 6. Üretim yöntemleri 7. Topuklar ve eskiden çalışılmış alanların varlığı 8. Havalandırma anomalileri (büyük basınç farklılıkları, dar geçitler, sıkmalar vs.) 9. Göçük içine hava kaçağı

KÖMÜRÜN KENDİLİĞİNDEN YANMASINI ÖNLEMEYE İÇİN YAPILAN ÇALIŞMALAR

Yuannan Zheng ve arkadaşları (2023) yapmış oldukları çalışmalarda; Ayak ortamındaki kömür kendiliğindene yanma sürecinin çok bileşenli gaz modeline dayalı gaz-sıvı birleşik ısı transferi, ayaktaki termodinamik felaketler için ısı test simülasyon platformu kurarak oluşturulmuştur. Şekil 1 de Ayakta termal dinamik felaketin termal test simülasyon platformu hazırlanarak deney düzeneği oluşturulmuştur.



Şekil 1. Ayak'ta termal dinamik felaketin termal test simülasyon platformu (Zheng ve arkadaşları, 2023).

Ayakta gaz ortamındaki kömür kendiliğinden yanma sürecinin çok alanlı evrim yasası incelenmiş ve ayaktaki birleşik felaket riskinin evrim süreci analiz edilmiştir. Kömürün kendiliğinden yanma süreci, büyük miktarda oksijen (O_2) tüketimi nedeniyle, bu süreçle ilişkili bölgelere sürekli hava akışının sağlanmasına yol açmaktadır. Bu akış, oksijen konsantrasyonunun hızla düşmesine neden olmakta ve oksijen temini kısıtlı olduğunda, kendiliğinden yanmanın yüksek sıcaklık bölgeleri oksijen açısından zengin yüzeylere doğru kaymaktadır. . Bu durum, yangının yayılmasını tetikleyerek, kendiliğinden yanma koşullarının daha da zorlaşmasına sebep olmaktadır. Gaz birikimi üzerinde etkili olan önemli bir faktör ise yüzey havalandırmasıdır. Hava hızının

artma kömürün kendiliğinden yanma riskini yükseltmektedir. Kömür ve taş kütlesinin düşük termal iletkenliği nedeniyle, yüksek sıcaklık bölgelerindeki hava yoğunluğu değişimleri, gaz birikim alanının sınırlı kalmasına yol açmaktadır Bu bağlamda, metan (CH_4) emisyonlarının, bölgedeki gaz birikimi üzerinde gözle görülür bir etkisi olmadığı belirlenmiştir. Boyutsuz çok değişkenli gaz dinamiği ve patlama sınırları temelinde oluşturulan kömür kendiliğinden yanma ve gaz birleşik felaketi risk değerlendirme modeli, bu iki felaket türünün ayrı ayrı analiz edilmesine olanak tanımaktadır. Ayrıca, birleşik felaket risklerinin evrim sürecini görselleştirmek amacıyla, risk derecesinin niceliksel bir endeksi geliştirilmiştir. Liu Yin ve arkadaşlarının araştırmalarına göre, kömürün kendiliğinden yanma süreci, yüksek gizlilik ve karmaşıklık barındırmaktadır, bu nedenle bu süreçlerin önlenmesi ve kontrol edilmesi için teorik sistemlerin, teknolojilerin ve ekipmanların daha kapsamlı bir şekilde geliştirilmesi gerekmektedir. Ancak kömür yangınlarının tam anlamıyla önlenmesi ve kontrol altına alınması için ek çabalar gereklidir. Özellikle akıllı izleme sistemlerinin, temassız algılama yöntemlerinin ve çevreci materyallerin geliştirilmesi, gelecekte bu alanın önemli araştırma konuları arasında yer alacaktır. Son 60 yıl içinde, Çin, kömür yangını felaketlerinin önlenmesi ve kontrolü konusunda büyük ilerlemeler kaydetmiş olmakla birlikte, mekanizasyon, otomasyon ve akıllı maden inşaatı gibi unsurların gelişmesiyle birlikte, bu süreçte bir dizi yeni sorun ortaya çıkmıştır. Bu bağlamda, kömürün kendiliğinden yanma sürecinin tamamen kontrol altına alınabilmesi için, sahada çok faktörlü eşleşme koşulları altında kömür kendiliğinden yanma evrim modelleri, akıllı izleme sistemlerinin güvenilirliği ve kararlılığı, yangın kaynağı algılama teknolojilerinin iyileştirilmesi gibi konularda henüz net bir çözüm sağlanabilmiş değildir. Yine, kömür yangınlarını önleme ve kontrol etme bağlamında daha fazla araştırma yapılması gerektiği vurgulanmaktadır. Özellikle yangın kaynağı algılama teknolojilerinin, yangın önleme ve söndürme ekipmanlarının gelişimi, yeşil ve verimli önleme malzemelerinin tasarımı ve iyileştirilmesi, bu alandaki çalışmaların temel hedeflerinden biri olmalıdır. Qingqiong Yan ve arkadaşlarının araştırmalarına göre, dünya çapında araştırmacılar, kömür kendiliğinden yanma felaketlerine karşı önleme ve kontrol yöntemlerini kapsamlı bir şekilde incelemişlerdir. Bu yöntemler arasında, enjeksiyon, azot enjeksiyonu, jel enjeksiyonu, kompozit tutkal ve köpük tıkanma malzemeleri gibi teknikler bulunmaktadır. Bu teknikler, genellikle oksijen izolasyonu, oksijen konsantrasyonunun seyreltmesi ve ısı emici soğutma prensiplerine dayanmaktadır. Ancak, bu teknolojiler büyük ölçekli madenlerde, özellikle yüksek üretim ve yoğun madencilik yapılan alanlarda sınırlı etkiler göstermektedir. Bununla birlikte, hava-maden bölgesindeki hava sızıntıları, yüksek ekonomik maliyetler ve kontrol önlemlerinin istikrarsız etkileri, bu teknolojilerin güvenli ve verimli madencilik için uygunluğunu engellemektedir.



Şekil 2. Dünya çapında CSC fotoğrafları. (a) Uda, İç Moğolistan, Çin'de yeraltı kömür yangını. (b) Dalnie Gory kömür madeni, Rusya. (c) Yunlin madeninde kömür damarlarının kendiliğinden yanması (Yin ve arkadaşları, 2024)

CSC'yi engellemek için yaygın olarak kullanılan inhibitörler, bu alanda sıkça başvurulan bir yöntem olduğunu bildirmişlerdir. Isı emici ve oksijen yalıtımı yapan inhibitörler, kömür yüzeyinin fiziksel koşullarını değiştirerek kendiliğinden yanmayı yavaşlattığı sonucuna ulaşmışlardır. Kömür örneklerinin kimyasal yapısını değiştiren inhibitörler, reaktif grupları azaltarak veya yok ederek yanmayı engeller, böylece kömürü çekirdek seviyesinde etkili bir şekilde kontrol ettiğini belirtmişlerdir. Yeni inhibitörler, çeşitli inhibisyon mekanizmalarını birleştirerek, kapsamlı bir kendiliğinden yanma önlemesi sağlar. Bu ilerlemelere rağmen, mevcut alev geciktirici önleme ve kontrol teknolojileri, hala devam eden zorluklarla karşı karşıya olduğunu vurgulamışlardır. İnorganik alev geciktirici malzemelerin 1 ~ 100 nm aralığında bir parçacık boyutuna getirilmesi (veya nano malzemelerin retardanta dahil edilerek kömürün otomatik tutuşmasının engellenmesi amacıyla kullanılması araştırılmıştır. Nanomalzemelerin hava-su yüzeyinde farklı adsorpsiyon davranışları, süperhidrofobik nanoparçacıkları PVA, sodyum tetrahidroborat ve sodyum bikarbonatla polimerleştirerek, kömür oksidasyonu sırasında hidroksil gruplarının tükenmesini ve metil ve metilen gruplarının oluşumunu etkili bir şekilde engellemiş olduğu sonucuna ulaşmışlardır. Bu engelleme etkisi, yüksek sıcaklıklarda (400°C'ye kadar) bile etkinliğini koruyarak, kömürün suyun ardından yeniden tutuşmasını engellemiş olduğu sonucuna ulaşmışlardır. Yeni inhibitörlerin sınıflandırılması ve özellikleri çizelge 2. de verilmiş olup bize yeni inhibitörler için avantajlarını ve dezavantajlarını sunmuştur.

Yeni İnhibitörler	**Avantajları**	**Dezavantajları**
Mikroen-kapsülasyonlu Alev Gecikme teknolojileri	Kömürün otomatik tutuşması tüm aşamalarında uzun süreli alev geciktirici salınımı sağlar	Alev geciktirici sürekli salınır ancak karmaşık inhibitörlerdir. Ve sinerjik inhibitörlerin çift yönlü engelleyici etkisi vardır.
Kompleks İnhibitörler	Sinerjik inhibitörler çift yönlü engelleyici etkiye sahiptir. Toksit değildir.	Düşük termal stabilitiye sahip, çevresel kirliliğe yol açabilir ve karmaşık sentez süreçleri gerektirir.
İnorganik Nano İnhibitörler Katmanlı Çift Hidroksit Bastırma Teknolojileri	Alan elçilerine kıyasla yüksek engelleme verimliliği sağlar Yüksek engelleme verimliliği, yeşil çevre koruması, ısı emme ve oksijen bastırma özelliklerine sahiptir.	Uçucu ve karmaşık sentez süreçlerine sahiptir. Zayıf mekanik özellikler zayıf kendiliğinden alev geciktirici etki ve yüksek maliyet

Çizelge 2. Yeni İnhibitörlerin Sınıflandırılması ve Özellikleri

CSC oluşumu evrimi ve aşama ayrımı üzerinde yapılan çalışmalarda, CSC'nin oluşum ve evrim mekanizmasını daha ayrıntılı bir şekilde analiz edeceğiz ve mikroskobik bir bakış açısıyla, CSC sürecinde CO, CO2, alkanlar, olefinler, alkol ve aldehitler gibi gaz bileşenlerinin nasıl oluştuğunu keşfederek, kömürün kendiliğinden yanma mekanizmasını ortaya koyarak CSC'nin kesin ve verimli bir şekilde engellenmesini sağlayacaklarını belirtmişlerdir. Bu yaklaşım, kömürün kendiliğinden yanmasını kökeninden engellemeyi amaçlamakta olduğunu vurgulamıştır.

CSC izleme ve erken uyarı alanında, CSC sürecinin özellikleri hakkında daha fazla araştırma yapılacak, kömürün mikro yapısından CSC'nin makroskobik reaksiyonlarına kadar olan süreçler keşfedilecek olduğunu bildirmişlerdir. Bu, CSC'nin ayrıntılı bir şekilde incelenmesini sağlayacak, CSC'nin yönlendirilmiş tahminini ve erken uyarısını gerçekleştirecek yeni tahmin teknolojileri ve algoritmalar geliştirilerek CSC'nin dinamik ve akıllı izlenmesi sağlanacağı sonucuna ulaşmışlardır.

Yeşil CSC önleme ve kontrol teknolojileri için, CSC önleme ve kontrol mekanizmalarını daha derinlemesine araştıracak ve farklı kömür türlerine göre hassas, verimli, ekonomik ve çevre dostu çözümler geliştireceklerinden bahsetmişlerdir. Hedeflerinin, CSC'nin her aşaması için maliyet etkin, verimli, stabil ve uzun süreli yangın engelleyici maddeler yaratmak olduğunu bildirmişlerdir. Bu maddeler, kömür örneklerine hızlı ve etkili bir şekilde nüfuz ederek kendiliğinden yanmayı engelleyecek olması sonucuna ulaşmışlardır.

Çin'in kömür madenciliği, akıllı ve hassas madenciliğe geçiş yaparken, CSC önleme ve kontrol teknolojilerinin yeşil, düşük karbonlu ve sürdürülebilir bir gelişime doğru dönüşmesi kritik bir önem taşımakta olduğunu vurgulamışlardır. Bu, yüksek verimli yeni yangın engelleme ve söndürme malzemelerinin geliştirilmesini, karmaşık önleme ve kontrol stratejilerinin araştırılmasını ve akıllı izleme ve erken uyarı sistemlerinin oluşturulmasını içermekte olduğunu bildirmişlerdir. Bu ilerlemeler, CSC'nin verimli bir şekilde önlenmesi ve kontrol edilmesi için teknolojik destek sağlayacak ve Çin'in kömür madenlerinde akıllı ve hassas madenciliğin temellerini oluşturacağı sonucuna ulaşmışlardır.

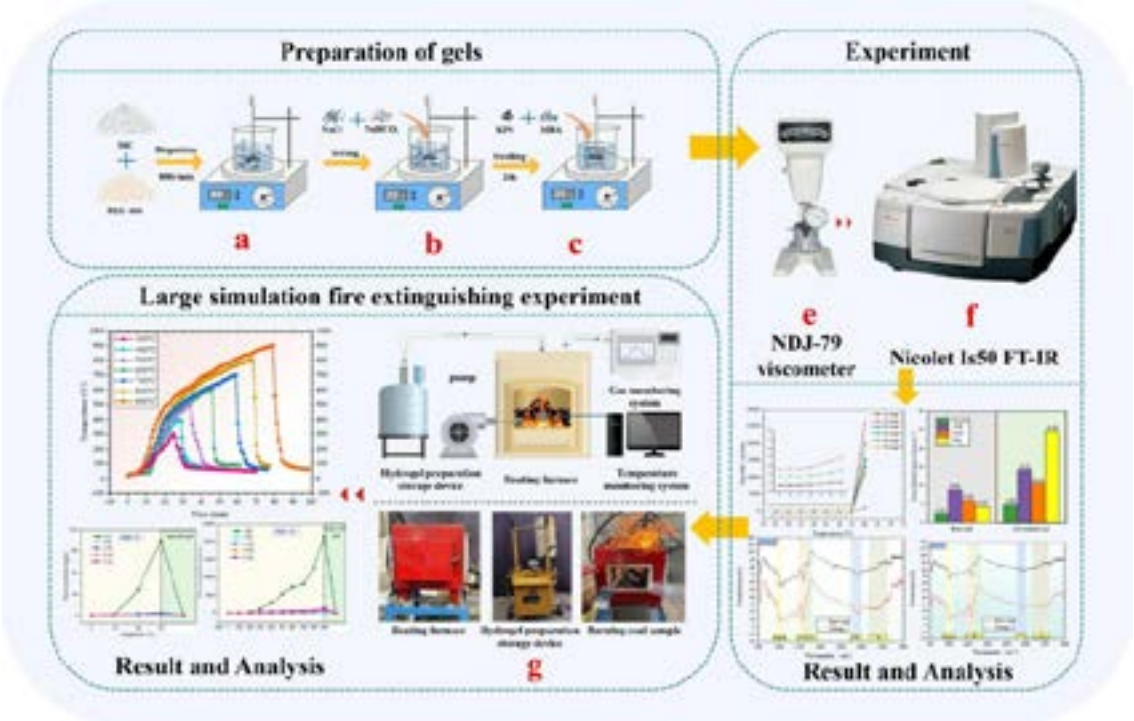
Maden güvenliğini sağlamak ve CSC kazalarını önlemek amacıyla, geleneksel yöntemlerin ötesinde birçok teknoloji kullanılmakta olduğunu belirmişlerdir. Bunlar arasında basınç eşitleme ve enjeksiyon gibi yöntemler yer almakta olduğunu belirtmişlerdir. Ayrıca, inert gazların, jellerin, köpüklerin ve inhibitörlerin kullanımı da dünya çapında yaygın olarak benimsenmiştir. Bu çabaların amacı, maden güvenliğini artırmak ve yangın kazalarının sıklığını azaltmak olduğunu vurgulamışlardır. Ulusal ve uluslararası kömürün kendiliğinden yanmasını kontrol yöntemlerinin avantajları ve dezavantajları, çizelge 3'de karşılaştırmalı olarak aşağıda sunulmaktadır.

Çizelge 3. Çin'de ve yurtdışında CSC kontrol yöntemleri.

Teknikönlemler	**Kurucu malzeme**	**Avantajlar**	**Dezavantajlar**
Enjeksiyon teknolojisi	Sarı çamur, Uçucu Kül, gang, Çimento vb.	Çeşitli Kynaklr ve basit süreçler	Çevresel etkilere ve hat tıkanıklıklarına karşı hassastır.
Tıkama doldurma ve basınç dengeleme teknolojisi	Uçucu kül, çimento ve ultrayüksek su gibi inorganik kürleme malzemeleri, köpükler, kolloidler ve macunlar gibi kompozit malzemeler, fanlar ve hava akımlar,basınç düzenleyiciler	Kapsamlı uygulamalar ve güçlü basınç dayanımı	Çevresel etkilere ve zararlı gazların oluşumuna karşı hassastır.
İnert gazların teknolojisi	Azot karbondioksit vb.	Yanıcı gazlar kolayca tutuşturulur ve yoğun bir şekilde dağılır.	Hava akımı ile kolayca kaçar ve sınırlı yangın söndürme ve soğutma kapasitesine sahiptir.
Jel ve kompozit kolloid teknolojisi	İnorgonik jel olarak su cam poliakrılamid ve sodyum poliakrilat gibi pollimer jeller.	Kömür örneğini iyi bir yapışma ile kaplar.	Yüksek maliyet ve karmaşık üretim süreci
Polimer tıkama teknolojisi	FSA hızlı temel duvarcılık polimer jel malzeme vb.	Yüksek basınç direnci ve iyi oksijen bariyer etkisi	Yüksek maliyet ve yüksek sıcaklıklarda zehirli gaz oluşumu
Köpüklü yangın söndürme teknolojisi	Üç fazlı, jel inorganik köpük vb.	Geniş akış aralığı ve yüksek penetrasyon kapasitei	Zayıf istikrara ve daha yüksek maliyet

Gridina E.B. ve arkadaşlarının gerçekleştirdiği çalışmalarda, kendiliğinden yanmaya yol açan içsel ısınma süreçlerinin önlenmesinde, soğutma ve söndürme sistemlerinin kullanımının etkili bir çözüm olduğu sonucuna varılmıştır. Bu bağlamda, yangının erken tespiti ve müdahale edilmesi için, özellikle turba yangınlarını söndürmeye yönelik nozullu yangın söndürme cihazlarının kullanımının önerildiği belirtilmiştir. Cihazlar, su, çözeltiler veya kil bulamacı ile doğrudan kuyulardan yapılan enjeksiyonlarla, yangının yayılmadan kontrol altına alınmasını sağlar. Ekonomik değerlendirmelere göre, bu önlemler madencilik sektörüne finansal açıdan ağır bir yük getirmemektedir. Ayrıca, modern yangın öncesi müdahalelerin, yangının söndürülmesinden çok daha etkili olduğu vurgulanmıştır. Yeni yenilikçi yöntemler arasında ise, uçan dronelara entegre edilen termal görüntüleyiciler ve gaz analizörleri kullanımı öne çıkmaktadır. Bu teknolojiler, kömürün termal durumunu ve gaz rejimlerini izlemeyi mümkün kılarken, yangının erken aşamalarında tespit edilmesini ve önlenmesini sağlamaktadır. Ayrıca, bu yöntemler, yangın kaynağının doğru şekilde belirlenmesine ve müdahale yönlerinin optimize edilmesine yardımcı olmaktadır. Bu tür yöntemler, kömür yangınlarının önlenmesi için madencilik sektöründe geniş çapta uygulanabilir. Deng, J., K ve arkadaşlarının yaptığı araştırmalar, kömürün kendiliğinden yanmasının (CSC) önemli bir güvenlik sorunu olduğunu vurgulamaktadır. Bu sorunu engellemek amacıyla geliştirilen geciktiriciler, CSC'nin önlenmesinde önemli bir yer tutmaktadır. Araştırmalar, fiziksel, kimyasal ve kompozit geciktiricilerin, CSC'yi engelleme konusunda farklı mekanizmaları birleştirerek daha etkili sonuçlar sağladığını göstermektedir. Yeni kompozit geciktiricilerin, CSC'yi kontrol etmekte daha yüksek etkinlik sağladığı belirtilmiş ve bu alandaki araştırmaların, kömür yangınlarının önlenmesinde kritik bir rol oynayacağına dikkat çekilmiştir.

Sun ve arkadaşları (2025), metilselüloz (MC), polietilen glikol (PEG) ve sodyum klorür (NaCl) bileşenlerinden elde ettikleri sıcaklık duyarlı akıllı jellerin kömürün kendiliğinden yanmasını önlemedeki etkinliğini incelemişlerdir. Araştırmada, bu bileşenlerin belirli oranlarda karıştırılmasıyla elde edilen jel sistemlerinin, kömür yüzeyinde oksidasyon reaksiyonlarını inhibe ederek yangın riskini azaltmada etkili olduğu bulunmuştur. Şekil 3'te görüldüğü gibi, jel hazırlama aşamalarından büyük ölçekli simülasyon yangın söndürme deneylerine kadar tüm sürecin görselleştirilmesi, akıllı jellerin sıcaklık artışına karşı kömürü koruma mekanizmasını açıkça göstermektedir. Bu tür akıllı jel teknolojilerinin, yeraltı madenlerinde kömür yangınlarını önlemede ve yangın güvenliğini artırmada potansiyel bir çözüm sunduğu vurgulanmaktadır (Sun vd., 2025).



Şekil 3. Sıcaklık duyarlı akıllı jel hazırlama ve simülasyon deney süreçleri (Sun vd., 2025)

SONUÇ

Kömürün kendiliğinden yanmasının önlenmesine yönelik araştırmalar, özellikle erken uyarı sistemlerinde kaydedilen gelişmeler ile dikkat çekmektedir. Gelişmiş sensörler, akıllı izleme ve analiz algoritmaları, dijital madencilik uygulamaları ve yapay zekâ teknolojileri sayesinde, yangın riski oluşturan parametreler önceden tespit edilerek gerekli önlemler alınabilmektedir. Bu entegrasyon, yangınların oluşumunu engelleme açısından önemli bir çözüm olarak öne çıkmaktadır. Ayrıca havalandırma sistemlerindeki optimizasyon, oksijen seviyelerinin kontrol edilmesi yoluyla kömürün ısınma eğiliminin azaltılmasına katkı sağlamaktadır.

Teknolojik gelişmeler yalnızca izleme sistemleriyle sınırlı kalmamakta, aynı zamanda matematiksel modelleme, dinamik simülasyonlar ve deneysel araştırmalarla da desteklenmektedir. Özellikle MATLAB gibi yazılımlar ile geliştirilen dinamik modeller, kömürün yanma süreçlerini etkileyen parametrelerin belirlenmesinde büyük önem taşımaktadır. Gaz çıkışları ve ısı değişimlerinin simülasyonlarla modellenmesi, kömürün kendiliğinden yanmasına etki eden faktörlerin daha derinlemesine anlaşılmasına ve optimal değerlerin elde edilmesine imkân vermektedir. Bununla birlikte, yangın kaynağının temassız algılanması, çoklu önleme teknikleri, inhibitörler ve nanomalzemeler gibi yenilikçi yaklaşımlar da önemli kazanımlar sunmaktadır. Özellikle nanomalzemelerin yüksek yüzey enerjisi sayesinde iç enerjinin azaltılması, kömürün ısınma eğilimini yavaşlatmakta ve kendiliğinden yanma riskini düşürmektedir. Çevre dostu ve maliyet etkin geciktiricilerin geliştirilmesi ise sürdürülebilirlik ve ekonomik açıdan avantaj sağlamaktadır. Gelecekte, erken uyarı sistemlerinin gelişmiş sensör teknolojileri, yapay zekâ destekli analizler, dinamik modeller ve yenilikçi önleme malzemeleri ile birlikte kullanılması, kömürün kendiliğinden yanma riskinin çok daha etkin şekilde yönetilmesini mümkün kılacaktır. Ülkemiz açısından kömür, önemli bir enerji kaynağı olmayı sürdürdüğünden, bu alandaki bilimsel çalışmaların sürekli desteklenmesi kritik önem taşımaktadır.

Sonuç olarak, kömürün kendiliğinden yanmasının önlenmesine yönelik teknolojik araştırmalar ve geliştirmeler, güvenli ve sürdürülebilir madencilik uygulamalarını destekleyerek gelecekte daha güvenli üretim süreçlerinin oluşmasına katkı sağlayacaktır.

KAYNAKLAR

Deng, J., Yang, Y., Zhang, Y.-N., Liu, B., & Shu, C. M. (2018). Inhibiting effects of three commercial inhibitors in spontaneous coal combustion. *Energy*, 160, 1174–1185.

Didari, V. (1986). Yeraltı ocaklarında kömürün kendiliğinden yanması ve risk indeksleri. *Madencilik Dergisi*, 25(4), 29–34.

Didari, V., & Kaymakçı, E. (1992). Kömürün kendiliğinden yanmaya yatkınlığının belirlenmesinde kullanılan indeksler. In *Türkiye 8. Kömür Kongresi Bildiriler Kitabı* (pp. …). Zonguldak.

Eroğlu, N., & Gouws, M. J. (1993). Kömürün kendiliğinden yanmasına ait kuramlar. *Madencilik Dergisi*, 32(2), …

Gridina, E. B., Kovshov, S. V., Antonenko, T. I., & Miroshnichenko, A. K. (2020). Development of fire safety measures aimed at preventing and responding to spontaneous combustion in brown coal mines. *Saint Petersburg Mining University*, Saint Petersburg, Russian Federation.

Gündoğar, M. (2024). Kömürün kendiliğinden yanması ile ilgili literatür çalışması ve kendiliğinden yanma testlerinin karşılaştırılması. *MCBÜ Soma Meslek Yüksekokulu Teknik Bilimler Dergisi*, 37(1),

Ilıca, H. H. (2020). *Soma bölgesi kömürlerinin kendiliğinden yanmaya yatkınlığının araştırılması* (Yüksek Lisans Tezi). Kütahya Dumlupınar Üniversitesi, Kütahya.

İnal, S. (2019). Geçmişten günümüze kömürün kendiliğinden yanması ve kömür yangınları. *Yeraltı Kaynakları Dergisi*, (15), 31–53.

İnal, S., & Aydıner, K. (2018). Kömürün kendiliğinden yanması ve etkileyen faktörler. *Bilimsel Madencilik Dergisi*, 58(2), 145–165.

Karpuz, C., Güyagüler, T., Bağcı, S., Bozdağ, T., Başarır, H., & Keskin, S. (2000). Linyitlerin kendiliğinden yanmaya yatkınlık derecelerinin tespiti: Bölüm 2 – TKİ yeraltı ocakları sonuçları. *Madencilik Dergisi*, Eylül–Aralık, …

Kaymakçı, E. (1998). *Zonguldak havzası kömür damarlarına uygulanabilecek bir kendiliğinden yanmaya doğal yatkınlığı değerlendirme tekniğinin geliştirilmesi* (Doktora Tezi). Zonguldak Karaelmas Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü, Zonguldak.

MİSGEP (2021). Yeraltı kömür madenlerinde kendiliğinden yanabilirlik etüdü ile İSG uygulamalarının izlenebilirliğinin artırılması projesi. https://misgep.org/yeralti-komur-madenlerinde-kendiliginden-yanabilirlik-etudu-ile-isg-uygulamalarinin-izlenebilirliginin-artirilmasi-projesi/ E. T. , 15/08/2025

Ören, Ö., & Şensöğüt, C. (2007). … *Madencilik Dergisi*, 46(1), 15–23.

Sun, L., Lv, X., Liu, N., Qi, G., & Zhang, Y. (2025). Temperature-sensitive intelligent gel to prevent coal spontaneous combustion: Large-scale simulation fire extinguishing experimental study. Fuel*, 331, 125796. https://doi.org/10.1016/j.fuel.2022.125796*

Yan, Q., Lu, Y., Wang, Q., Wu, F., & Wang, W. (2024). Research progress and development trend of coal spontaneous combustion prevention technology. *Combustion Science and Technology*. https://doi.org/10.1080/00102202.2024.2331752

Yin, L., Wen, H., Chen, C., Guo, J., Jin, Y., Zheng, X., Cheng, X., & Li, D. (2024). Research status and development trend of coal spontaneous combustion fire and prevention technology in China: A review. *ACS Omega*, 9, 21727–21750.

Zheng, Y., Li, S., Xue, S., Jiang, B., Ren, B., & Zhao, Y. (2023). Study on the evolution characteristics of coal spontaneous combustion and gas coupling disaster region in goaf. *Fuel*, 349, 128505.

OPERATIONAL AND TECHNICAL PARAMETERS AFFECTING THE SELECTION OF FANS FOR UNDERGROUND MINES

A. Ramazanirend[1, 2,*], S. C. Özer[2], S. Bozdoğan[1], A. Fişne[1, *]

[1] Istanbul Technical University, Faculty of Mines, Mining Engineering Department, Istanbul, Türkiye
[2] Howden, a Chart Industries Company, Kocaeli, Türkiye
*(*Corresponding Authors: ata.ramazanirend@chartindustries.com, fisnea@itu.edu.tr)*

ABSTRACT

Ventilation is a fundamental requirement in underground mines, ensuring both workplace safety and cost-effective operations. The selection of appropriate fans must consider not only the current mine conditions but also the dynamic and evolving nature of the mine environment.. This study reviews key operational and technical parameters that influence fan performance and selection. Operational parameters include total mine resistance, required airflow, and changes in the mine network, while technical parameters focus on rotational speed, installation characteristics, and fan components. The analysis emphasizes how variations in these parameters can significantly affect efficiency, power consumption, and operating costs. The findings underline the importance of accurately determining the duty point and accounting for long-term mine development in order to achieve safe, reliable, and economical ventilation planning.

Keywords: Underground mine, ventilation, fan selection, fan performance

INTRODUCTION

Ventilation is a vital component of underground mining operations, ensuring both safe working conditions and sustainable production. As mines deepen and production rates increase, reliance on mechanical ventilation becomes inevitable, since natural ventilation alone cannot meet safety and operational requirements. The selection and performance of ventilation fans play a decisive role not only in maintaining airflow but also in controlling energy consumption and operating costs. Improper equipment choices may lead to unexpected increases in power demand and maintenance requirements.

Fan performance is not static; it varies with changes in mine resistance, airflow demand, and network development throughout the life of the mine. Therefore, continuous evaluation of fan operation is necessary to determine whether the existing system is sufficient or whether new airways or additional fans are required.

This paper provides an overview of the fundamental principles of fan performance and examines the influence of environmental, technical, and mining-related parameters. By highlighting the relationship between these parameters and the efficiency, stability, and cost of ventilation systems, the study aims to guide engineers and mine planners in selecting and managing fans more effectively.

Basics of fan performance in mines

The power supplied to the fan (in most cases electrical power) is not converted to air movement work completely and there are always losses. Firstly fan convert electrical power to mechanical power rotating the shaft which is connected to impeller. Impeller is the main part that moves the air. Generally, the performance of a fan can be described by following formula (McPherson 1993).

$$Overall\ efficiency = \frac{airpower}{motor\ inpit\ power} \tag{1}$$

Considering the steady flow energy equation for flow through a fan as follows (McPherson 1993):

$$\frac{u_1^2 - u_2^2}{2} + (Z_1 - Z_2)g + W = \int_1^2 Vdp + F_{12} = (H_2 - H_1) - q_{12} \qquad \frac{J}{kg} \tag{2}$$

Where,

W, is the work done by impeller shaft ($\frac{j}{kg\ air}$)

V, specific volume of air ($\frac{m^3}{kg}$)

P, absolute pressure (Pa)

F_{12}, Frictional losses ($\frac{J}{kg}$)

H, Enthalpy ($\frac{j}{kg}$)

q_{12}, Heat added through fan casing ($\frac{J}{kg}$)

To simplify the equation some assumptions were made considering that heat transfer through fan casing is negligible, fan is installed horizontally and air velocity change through the fan is very small. Furthermore, in a perfect fan there will be no frictional losses, therefore, for an adiabatic (or isentropic) air compression we will have:

$$W = \int_1^2 Vdp \qquad \frac{J}{kg} \tag{3}$$

For an isentropic compression the value of PV^{γ} is constant. By substituting this into work equation and multiplying the mass flow of air the shaft power in isentropic flow $(P_{ow,isen})$ will be:

$$P_{ow,isen} = p_f Q_1 K_p \qquad w \tag{4}$$

Where K_p is the compressibility coefficient and $p_f = P_2 - P_1$. For an incompressible flow we have equals to 1.

The impeller efficiency can be calculated in this way:

$$\eta_{isen} = \frac{P_{ow,isen}}{shaft\ power} \tag{5}$$

It is important to consider that which pressure, static or total, is measured, therefore we will have static or total efficiency respectively. In the in situ measurements it can be impossible to measure the impeller shaft power so the factory data for electric motor efficiency could be considered as an input data.

In some cases that measurement of pressure and airflow is not possible, thermometric methods can be applied to measure the efficiency of fan. This method only can be used when there are no water droplets in the air flow and also there is not any condensation through the fan. In the mines with main fan installed at surface on top of upcast shaft the condensation may occur in the shaft (McPherson 1993).In this case, the cooling effect of water droplets in the air must be considered. The fan efficiency should be evaluated for a flow of air mixed with fog that is air with evaporated water and water droplets.

Measurement of fan parameters

To evaluate the performance of the fans, pressure, air velocity and motor power are the main parameters that must be measured.

While measuring the pressure, it should be noticed that which pressure is needed and how it is going to be measured. A flowing fluid state can be described with three component of pressure.

$$total\ pressure = static\ pressure + dynamic\ pressure \tag{6}$$

Absolute or relative pressure is being measured should be distinguished. Usually fan pressures are measured by manometers which used to measure relative pressure.

In the fans that are connected to airway or a duct from only one of the inlet or outlets, it is important to decide in which point the pressure will be measured. Measuring immediately at outlet or inlet will not measure the losses. To include both expansion throughout the conic path and loss of kinetic energy at exit, it is better to measure at the atmospheric area (Figure 1).

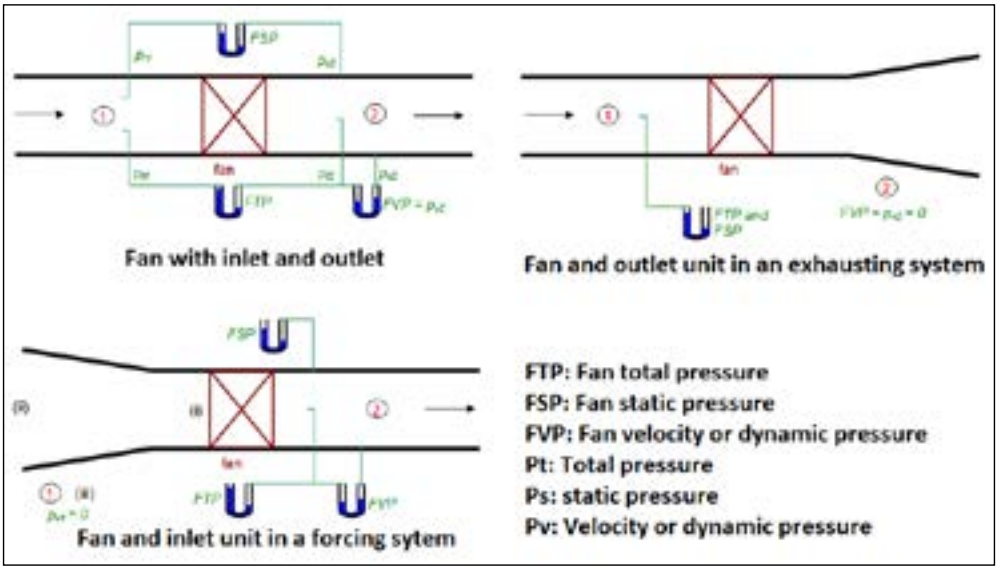


Figure 1. The configuration of manometer and measuring points for pressure measurements (McPherson 1993).

It is important to consider that, when measuring the pressure difference between front of impeller and the area outside of fan, actually all of the losses including loss in diffuser and kinetic energy loss are included in the measurement. On the other hand, the losses should be considered if the measurement takes place in the fan installment.

Environmental parameters

Where a fan is installed significantly impacts its operation. Main fans are typically located on the surface, but some mines install them underground due to surface topography or other specific conditions.

When a booster fan is being installed underground there are some topics that should be monitored (McPherson 1993): smoke and gas concentrations before and after the fan, airflow direction and anti-reversal doors, pressure difference at airlocks, fan and impeller vibrations and temperature.

Surface fans require additional infrastructure, such as diffusers and silencers, to operate correctly. Their performance can also be affected by changing atmospheric conditions, especially variations in air density can alter the fan's efficiency.

Fan's technical parameters

When looking only to fan, there are some pressure losses in fan installment that effect the fan performance. These are pressure loss throughout the conic diffuser, kinetic energy loss on diffuser exit and pressure losses in the installment parts.

State of a working fan can be identified by its rotational speed, as, there are direct relation between speed and airflow, pressure and power.

$$Airflow_2 = Airflow_1 \left(\frac{RPM_2}{RPM_1}\right) \tag{7}$$

$$Pressure_2 = Pressure_1 \left(\frac{RPM_2}{RPM_1}\right)^2 \tag{8}$$

$$Power_2 = Power_1 \left(\frac{RPM_2}{RPM_1}\right)^3 \tag{9}$$

Considering the Atkinson resistance R, in the following equation: $P = RQ^2$ (10)

All of the pressure losses can be showed by an equal resistance so, the total losses can be estimated in all airflows.

As shown in Figure 2 there are pressure losses in any part of a ventilation system. Through diffusers the total presser drops but because of decrease in velocity we have an increase in the static pressure.

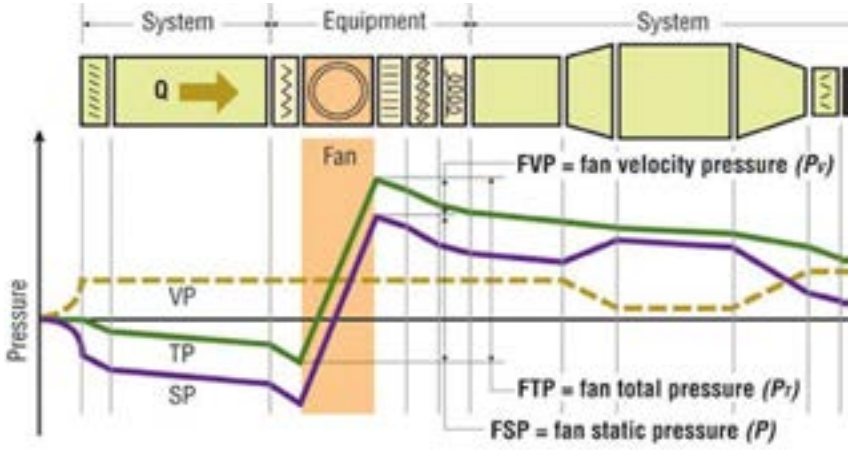


Figure 2. Pressure change along a ventilation system *(Brendel 2013)*.

Another aspect of fans that can affect their performance is the contamination in the air. In some fans due to shape of blade that cause air to flow in low velocities across the blade, the contaminant in the air build up on the blade and cause decrease in fan performance. Fans with backward inclined blades are prone to build up contaminants on the blade (AMCA 2003).

Mining related parameters

Mine resistance is the most important parameter in the indication of duty point. It must be noticed that some changes during mining activities may noticeably change the mine resistance. Therefore, there will be a considerable change in the performance of the fan. Working conditions of a fan is illustrated on Figure 3. Assuming that by performing some modifications in airways size, the resistance of mine reduced from 0.8 to 0.7 . Ns^2/m^8. The working state of fan changes from point 1 to point 2. To maintain the total airflow, speed of fan decreased to 970 RPM. Therefore, the ne working state is point 3. Assuming the compressibility factor is equal to $K_p = 1,$, the fan performance can be calculated for two states in this way:

$$\eta_1 = \frac{2190 \times 52 \times 1}{126 \times 1000} = \frac{114}{126} = 0.90 \tag{11}$$

$$\eta_2 = \frac{2040 \times 54 \times 1}{123 \times 1000} = \frac{110}{123} = 0.87 \tag{12}$$

$$\eta_3 = \frac{1890 \times 52 \times 1}{110 \times 1000} = \frac{98}{110} = 0.89 \tag{13}$$

As it can be seen the small change in the resistance has considerable effect on the power consumption. The change in fan performance in negligible, because two states are near to each other in the fan characteristic curve. This, show the importance of accuracy in calculating the duty point. Experiencing a big change in the mine condition will cause to considerable drop in the fan performance. This condition is illustrated in Figure 4. If the actual mine resistance become 0.3 , the new working state will be point 4. To maintain the same airflow into the mine the fan speed should be reduced to 825 RPM.

$$\eta_4 = \frac{1185 \times 63 \times 1}{97 \times 1000} = \frac{42}{53} = 0.76 \tag{14}$$

$$\eta_5 = \frac{810 \times 52 \times 1}{53} = \frac{42}{53} = 0.79 \tag{15}$$

So in this condition the performance of the fan drops to 79%. Comparing to performance in duty point, it indicates that the selection of this fan for the mine is incorrect.

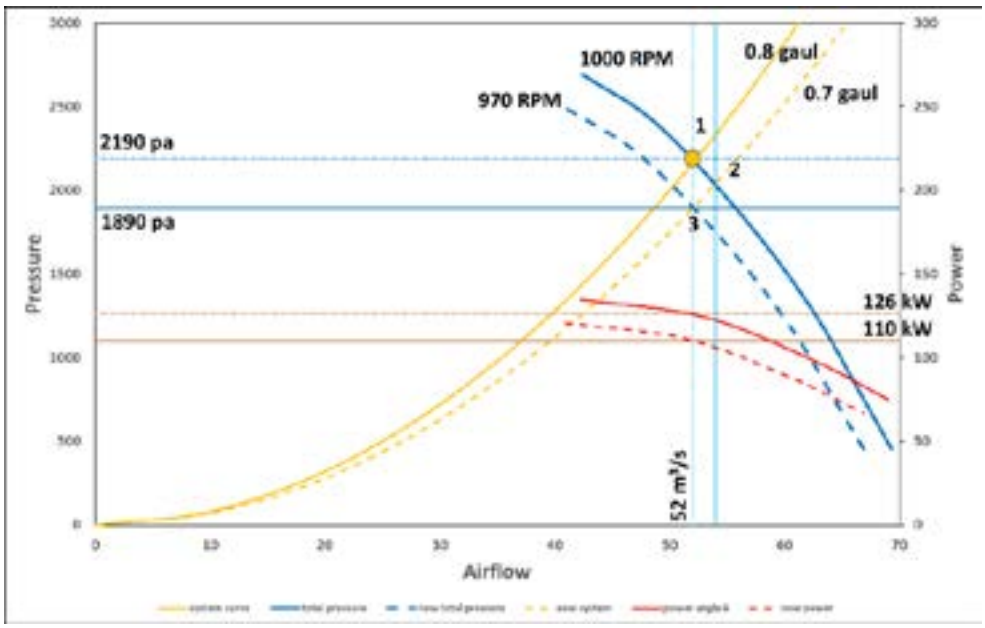


Figure 3. Mine resistance and fan speed change effect on fan performance.

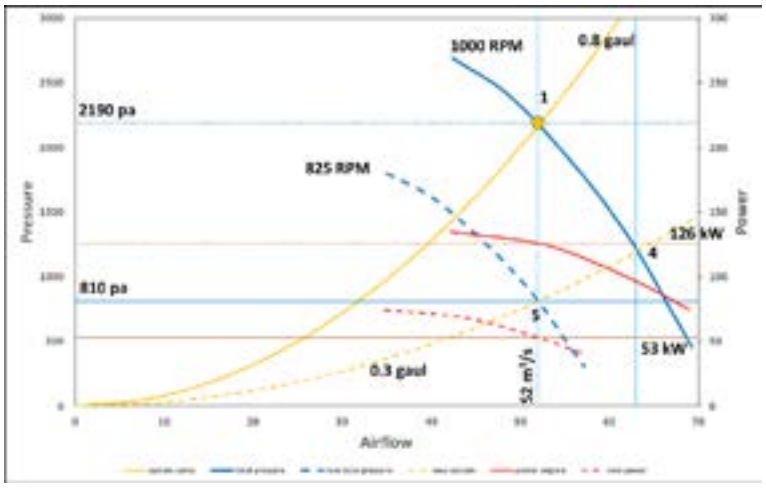


Figure 4. Effect of lower resistance on the performance of the fan.

CONCLUSION

This study found that changes in mine conditions inevitably alter the operating point of ventilation fans. While small variations can be tolerated, significant deviations from the duty point result in reduced efficiency, higher power consumption, and increased operating costs. Therefore, maintaining the fan's operation within a narrow range around the duty point is essential for both safety and economy.

The analysis showed that accurate determination of the duty point requires careful consideration of multiple factors, including fan location, installation losses, expected changes in mine resistance, and long-term development of the mine network. Even minor inaccuracies in estimating mine resistance can lead to substantial increases in energy demand.

This study emphasizes that fan selection should not be based solely on present conditions but must anticipate future operational changes. Incorporating safety margins and planning for network evolution are critical for ensuring reliable, cost-effective, and sustainable mine ventilation systems.

REFERENCES

AMCA. 2003. *Improving Fan System Performance - A Sourcebook for Industry*. NREL. https://www.nrel.gov/docs/fy03osti/29166.pdf. access date: 18/08/2025

Brendel, Michael. 2013. *The Role of Fan Efficiency in Reducing Energy Use*. https://www.hpac.com/iaq-ventilation/article/20927678/the-role-of-fan-efficiency-in-reducing-energy-use. access date: 18/08/2025

McPherson, Malcolm J. *Subsurface Ventilation and Environmental Engineering*. London: Chapman & Hall, 1993.

ETİ BAKIR A.Ş KÜRE İŞLETMELERİ BAKİBABA OCAĞI'NIN MEVCUT VE YENİ ÜRETİM BÖLGELERİ İÇİN HAVALANDIRMA TASARIMI

VENTILATION DESIGN FOR CURRENT AND NEW PRODUCTION ZONES AT BAKIBABA MINE OF ETI BAKIR INC. KURE OPERATIONS

M. Eren[1*], H. İ. İpekoğlu[1], O. S. Karabay[1]

[1]Eti Bakır A.Ş Küre İşletmeleri
(*Sorumlu yazar: melisaeren@etibakir.com.tr)

ÖZ

Madencilikte havalandırma, çalışanların sağlığı ve güvenliği açısından kritik bir öneme sahiptir. Etkili bir havalandırma sisteminin temel hedefleri; ortamın oksijen seviyesinin ve hava akış hızının mevzuatta belirtilen sınır değerler içinde olmasını, çalışma bölgesindeki zararlı gaz ve tozların uzaklaştırılmasını sağlamaktır. Bakibaba madenindeki üretim bölgesinin 1000 metreye ulaşması ve ikincil cevher kütlesinde üretime başlanmasıyla mevcut havalandırma sisteminin yetersiz kalacağı öngörülmüştür. Bakibaba ocağının havalandırma ihtiyaçlarını karşılamak için çeşitli havalandırma projeleri geliştirilmiştir. Projeler, ocağın dört farklı bölgesinde etkin bir havalandırma sağlamak için yapılan tasarımlar üzerinde yoğunlaşmaktadır. İlk olarak, ocağın giriş havasının artırılması hedeflenmiştir. İkinci olarak, ana shaft kuyu tabanından ocağa giren hava farklı senaryolarla belirli bölgelere yönlendirilmiş ve havalandırma performansı sorgulanmıştır. Son senaryoda ise, yeryüzü ile bağlantılı yeni bir kuyu sistemi tasarlanmış ve bu sistemin havalandırma üzerindeki etkileri değerlendirilmiştir. Bu senaryo dahilinde gerekli yerlere fanlar yerleştirilmiş, raisebore (baş yukarı delgi için kullanılan özel bir makine) vasıtasıyla 1,8 m çapında, boyları 15-215 metre arasında değişen kuyular açılmış ve hava akımının yönlendirilmesi için hava kapılarından faydalanılmıştır. Var olan sistemin bütünlüğünü bozmamak adına rampada temiz hava döndürülmeye devam edilmiştir. Tüm senaryolar, yeraltı havalandırma sistemlerinin bilgisayar destekli tasarım programı kullanılarak modellenmiştir. Çalışmanın sonucunda farklı havalandırma senaryolarının performansları karşılaştırarak Bakibaba ocağı için en uygun çözüm saptanmıştır.

Anahtar Kelimeler: Maden havalandırma, havalandırma tasarımı, havalandırma sistemlerinin karşılaştırılması

ABSTRACT

Ventilation in mining is of critical importance for ensuring the health and safety of workers. The primary objectives of an effective ventilation system are to maintain the oxygen concentration and the airflow velocity within the legislation limits, and to remove harmful gases and dust from the working environment. As the depth of the production areas at the Bakibaba mine reaches to 1000 meters and the secondary ore body production begins, the current ventilation system is anticipated to become inadequate. Various ventilation projects have been developed to supply with the ventilation requirements of the Bakibaba underground mine. Designs primarily focus on providing efficient ventilation in four distinct areas of the mine. Firstly, the amount of the intake airflow was targeted to be increased. Secondly, the intake air from the bottom of the main shaft was directed to specific areas under different scenarios, and the performance of each scenario was evaluated. In the last scenario, a

new ventilation system connected to the surface was designed, and its impact on ventilation performance was assessed. In this scenario, fans were installed in the required places, and ventilation shafts with a diameter of 1.8 m and a length of between 15 and 215 meters were sunk with raisebore machine. Also, air doors were used to direct the airflow. In order not to disrupt the unity of the existing system, fresh air continued to be rotated on the ramp. All scenarios were modelled by using a computer-aided mine ventilation design software. As a result of the study, the performances of different ventilation scenarios were compared and the most appropriate solution for the Bakibaba mine was determined.

Keywords: Mine ventilation, ventilation design, comparison of ventilation systems

GİRİŞ

Yeraltı havalandırma sisteminin temel amacı açık ve nettir: ocağın her noktasında, personelin çalıştığı veya dolaştığı alanlarda kirleticileri güvenli konsantrasyonlara seyreltecek miktar ve kalitede hava akımı sağlamaktır. (McPherson, 1993). Ocağa giren hava miktarı kadar bu havanın doğru yönlendirilmesi, tazelenebilmesi, havayı ihtiyaç olan kadar ihtiyaç olan şekilde yönlendirmek önemlidir.

Havalandırma sistemi oluşturulurken zamanla ocakta yapılacak değişimler göz önünde bulundurulmalı, yeni üretim bölgeleri planlanmalı ve kapanan bölgelerde hava gereksinimleri tekrar düzenlenmelidir. Özellikle derin metalik madenlerde, üretimin artmasıyla birlikte kullanılan dizel motorlar hava kalitesini olumsuz yönde etkilemekte, ayrıca madenin genişlemesi ve derinleşmesiyle havalandırmanın etkinliği daha da önemli hale gelmektedir. Artan derinlik, havanın daha uzun mesafelerden taşınmasını ve bunun sonucunda daha fazla sürtünme kaybını beraberinde getirir. Bu sorunun aşılması için daha güçlü fan sistemlerine ihtiyaç duyulmakta, ancak bu sistemlerin gereksiz yere kullanılması da maliyetleri artırmaktadır.

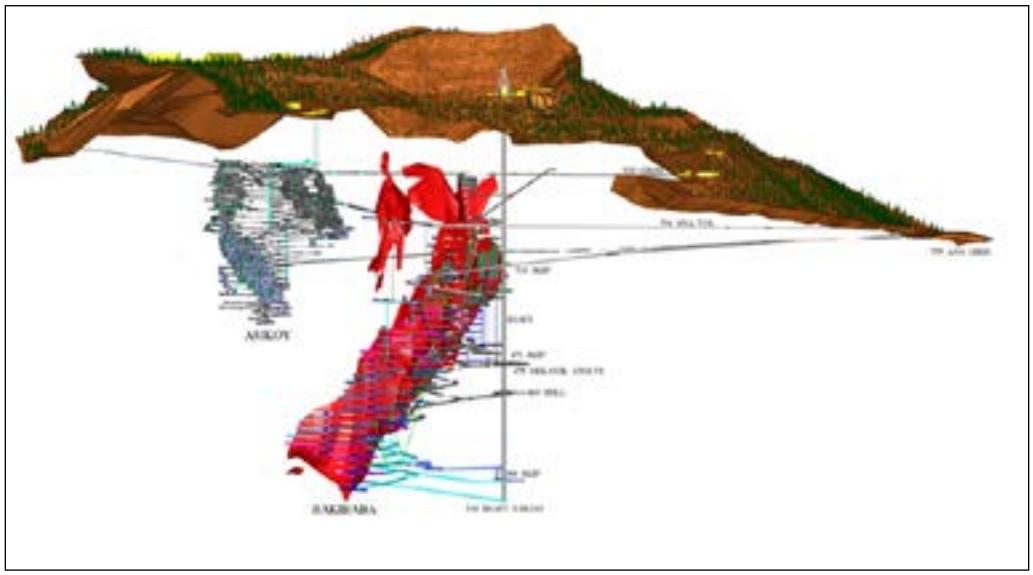
Modern madencilik faaliyetlerinde havalandırma sistemleri bilgisayar destekli simülasyon yazılımları ile modellenmekte ve sürekli olarak teknolojik yöntemlerle izlenmektedir. Bu sayede geniş alanlara yayılan üretim sahalarında eş zamanlı olarak farklı bölgelerde güvenli çalışma koşulları sağlanabilmektedir.

Eti Bakır A.Ş. Küre İşletmeleri'nde de bu modern yaklaşımlar benimsenmiş, artan üretim ve alan gereksinimlerine cevap verecek şekilde havalandırma sistemleri İSG yönetmelikleri göz önünde bulundurularak yeniden yapılandırılmıştır. Bu bildiride, söz konusu modelin yapısı ve uygulama süreci detaylı şekilde incelenmiştir.

ETİ BAKIR A.Ş KÜRE İŞLETMELERİ HAKKINDA

Küre Madeni Batı Karadeniz'de yer almaktadır. Kastamonu ilinin Kuzey-Batısında yer alır. Kuzeyinde İnebolu Limana 30 km, güneyinde Kastamonu merkeze ise 60 km, Ankara'ya 300 km uzaklıktadır. Cenevizlilerden beri maden üretimi yapılan bu bölgede tesisler 1939 yılında MTA'ya, 1998 yılında Eti Bakır AŞ'ye bağlanmıştır. 2004 yılında özelleştirme ile Cengiz Holding bünyesine geçmiştir. Bakibaba yeraltı ocağında yılda 1,3- 1,4 milyon ton tüvenan bakır cevheri tam mekanize yöntem ile çıkartılır. Şekil 1'de üretimi tamamlanmış olan Aşiköy yeraltı ocağı, üretimin devam ettiği Bakibaba ocağı ve topografya genel görünüm verilmiştir.

Bakibaba yeraltı ocağı derinliği ortalama 1000 m'dir. Üretilen cevher shaft (kuyu) nakliye sistemi ile yeraltından çıkarılmaktadır. Bakibaba yeraltı ocağında üretim yöntemi geri dolgulu arakatlı göçertmedir. Ocakta üretim cevher içinde sürülen galeriler ve bu galerilere paralel olarak sürülen alt galerilerin arakatlarının göçertilmesi ile gerçekleştirilmektedir. Ocak bloklara ayrılarak üretim yapılmıştır. Çizelge 1.'de ocaktaki blokların üretim ve hazırlık durumları belirtilmiştir.



Şekil 1. Ocak genel görünüm

Üretim Bölgesi	Kapsadığı Alan (kot)	Üretim Durumu
Blok 0	920-805	Tamamlandı
Blok 1	805-675	Tamamlandı
Blok 2	660-610	Tamamlandı
Blok 3	610-475	Tamamlandı
Blok 4	475-300	Devam Ediyor
Blok 5	275-80	Hazırlık Yapılıyor
Kuzey-2	420-350	Hazırlık Yapılıyor

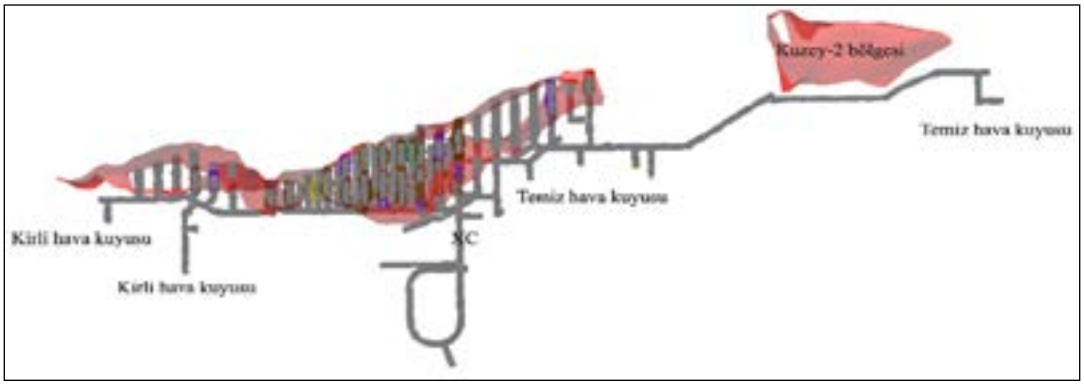
Çizelge 1. Bakibaba ocağı üretim durumu

MEVCUT SİSTEMDE HAVALANDIRMA

Ana havalandırma, 2x250 kW ve 3x90 kW emici fanlar yardımıyla sağlanmaktadır. Kirli havanın tahliyesi egzoz sistemleri aracılığıyla yapılmaktadır, bu sistemler 794 ve 911 kotlu ocak bağlantılarına entegre edilmiştir. Oluşturulan egzoz siteminde kirli hava 300-475, 475-610, 610-805 kotlu kuyu bağlantılarını takip ederek tahliye edilecek şekilde tasarlanmıştır. 475, 610 ve 805 kotları üretim yapılmayan bölgelerdir ve kirli hava aktarma kotları olarak kullanılmaktadır. Temiz hava girişi büyük ölçüde çapı 6,5 m olan ana havalandırma şaftından sağlanmakta olup, ilave olarak 920 ve 775 kotlu girişlerden de hava temini yapılmaktadır. Ocak, yer yüzüyle toplam beş farklı noktadan bağlantılıdır.

Ocağa shafttan ortalama 150 m^3/s, 775 kotundan 70 m^3/s, 920 kotundan 30 m^3/s olmak üzere toplam 250 m^3/s hava girmektedir. Üretim yoğun olan bölgenin havalandırması 775 kotundan ve shaft bağlantı noktalarından sağlanmaktadır. Temiz hava ocağın kuzey bölgesindeki kuyu bağlantıları ile üretim kotuna gelmekte, güney bölgesindeki egzoz bölgesindeki kuyu bağlantılar ile tahliye edilmektedir (Şekil 2). 150 kuyu dibinden gelen temiz havanın bir kısmı rampa boyunca dönmekte ve 911 bölgesinden tahliye olmaktadır.

En yoğun üretimin yapıldığı 10 kot için temiz hava 775 kot bağlantılı 710-385 kuyu bağlantısı ile kuzey uçlara verilip üretim kotu boyunca gezdikten sonra güney uçlardaki egzoz ile tahliye edilmektedir. Şekil 2'de örnek bir kotta havalandırma kuyularının yerleşimi gösterilmiştir. Bu kotlar dışında kalan bloklar için havalandırma sistemi farklı ve bu sistemden bağımsızdır. Üretimin yapılmaya başlanacağı 15 kot daha planlanmış, bunun dışında üretim yoğun kotlarımızın kuzey uçlarında üretimine başlanmamış bir cevher kütlesi daha olup üretimine başlanması planlanmıştır. Var olan havalandırma sisteminde sağlanan havanın bu yeni alanlara yetmeyeceği bilgisayar destekli tasarım programları ile çalışarak saptanmıştır ve mevcut kuyular ile tekrar tasarımlar yapılmış ancak istenilen sonuçlar alınmadığından yeni bir havalandırma sistemi kurulmasına karar verilmiştir.



Şekil 2. Kat planı

Asgari Hava İhtiyacı Hesaplamaları ve Eti Bakır Küre İşletmeleri Yönergeleri Hakkında

Bakibaba Ocağı'nda işletme yönergesi kapsamında Oksijenin (O_2) %19,5'ten az olduğu ortamlarda, karbon monoksitin (CO) 50 ppm, kükürt dioksitin (SO_2) 2 ppm, Hidrojen sülfürün (H_2S) 7 ppm ve Nitrojen dioksitin (NO_2) 3 ppm'den çok olduğu yerlerde çalışma yapılmaz. Tasarlanan sistem sayesinde ocakta oluşabilecek tüm zararlı gazlar çalışma bölgesinin güney bölgesindeki kuyular vasıtası ile 794 veya 911 bölgesindeki emici fanlarla ocak dışına tahliye edilir. Bu sayede çalışma ortamlarında kesintisiz bir şekilde kirli hava tahliye edilir. Eti Bakır A.Ş. Küre Yeraltı İşletmesi Havalandırma Standartları ve Uygulamalarında 6331 sayılı İş Sağlığı ve Güvenliği Kanunu, 28770 sayılı Maden İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliği ve 28812 sayılı Tozla Mücadele Yönetmeliği esas alınır. Hava hızı yeraltı çalışma alanlarında minimum 0,5 m/s'dir. (28770 Maden İşyerlerinde İSG Yönetmeliği Ek Madde-1.) Belirlenen periyotlar ile sorumlu mühendis ölçümleri yerinde yapar ve sabit bölgelerdeki sensörler sayesinde uzaktan kontrol ile alınan ölçümlerle birlikte İSG birimiyle paylaşır.

Personel Sayısına Göre Gereken Hava Miktarı

Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı İş Sağlığı ve Güvenliği Rehberi›ne göre, Solunum için gerekli hava miktarları her bir işçi için; grizu miktarı çok az olan ocaklarda 1-2 m^3/dk., grizu miktarı orta seviyede olan ocaklarda 3-6 m^3/dk., grizu miktarı yüksek seviyeli ocaklarda 20-25 m^3/dk. olarak belirlenmiştir._Vardiyalar arasında en kalabalık vardiya seçilerek (ortalama 100 personel) personel için ihtiyaç duyulan hava miktarı kişi başı 0,0167 m^3/s ile 1,67 m^3/s olarak bulunmuştur.

Patlayıcı Tüketimine Göre Gereken Hava Miktarı

Ocak içerisinde personel varken atım yapılmamaktadır. Atımlar vardiya dönüşüm saatlerinde personel yeraltından çıktıktan sonra yer üstünde bulunan kontrol odasından yetkili mühendis eşliğinde kablosuz bir şekilde elektronik kapsül kullanılarak yapılmaktadır. Gerçekleştirilen atımlardan sonra ocakta bulunan gaz takip sistemleri yine kontrol odasından takip edilir. Vardiya ocak havalandıktan sonra girer ve vardiya süresince bir gaz salınımı olmamaktadır. Patlayıcı madde tüketimine göre gerekli hava miktarı aşağıdaki eşitlik 1'de kullanılarak bulunmaktadır.

$$Q = \frac{A.C.100}{t.b} \text{ m}^3/\text{dk} \quad (1)$$

A: Bir defada kullanılan patlayıcı madde miktarı, kg

C: açığa çıkan CO miktarı, 0,04 m^3/dk

t: Havalandırma için gereken süre, dk

b: Zararlı gazlar için müsaade edilen sınır değeri, %0,008

Yapılan hesap bir cevher, bir pasa aynası olmak üzerek iki ayna ve bir arakatlı göçertme üretim sırası baz alınarak yapılmıştır.

Çizelge 2. Patlayıcı madde miktarına göre gereken hava miktarı

Patlayıcı Kullanılan Bölge	Kullanılan patlayıcı madde miktarı (kg	Gereken Hava Miktarı (m^3/s)
Göçertme Sırası	335	98,61
Cevher Aynası	247	68,61
Pasa Aynası	212	58,88
Toplam	794	226,10

Dizel Ekipmana Göre Gereken Hava Miktarı

İLO (Uluslararası Çalışma Örgütü) standartlarına göre, ocakta kullanılan dizel araçların her 100 kW gücü için gerekli olan hava miktarı 3-6 m^3/sn olarak belirtilmiştir. Birçok ocak havalandırma planlamacısı ise, ocaktaki tüm dizel araçların tek bir bölümde olduğunu kabul ederek, gerekli hava miktarı hesabında her 100 kW güç için gerekli hava miktarını 6-8 m^3/sn olarak kabul etmektedir. (Yalçın, 2017, s.226). Bu doğrultuda 1 kW'lık motor gücü için gerekli hava miktarı 0.06 m^3/s olarak kabul edilmiştir. Çizelge 2'de seçilen bir vardiyada (En kalabalık vardiyada bir çalışma günü) kullanılan dizel ekipmanların hava gereksinim hesapları verilmiştir.

Makine Ekipman	Adet	Makine Verimliliği (%)	Güç (kW)	Hava Gereksinimi (m^3/s)
Jumbo delici	2	13	66	1,03
Simba delici	2	7	120	1,01
Boltec	1	5	120	0,36
Yeraltı Kamyonu	8	65	311	97,03
Yeraltı Kepçesi (LHD)	5	60	254	45,72
JCB	3	50	75	6,75
Beton Robotu	2	22	75	1,98
Yeraltı Mikseri	4	67	96	15,44
Servis Araçları	18	23	94	23,35
Toplam	45			192,67

Çizelge 3. Bakibaba ocağı dizel ekipman hava gereksinimi

Toz Miktarına Göre Gereken Hava Miktarı

Bakibaba ocağında nakliye ore pass (cevher nakliye kuyuları) sistemiyle sağlanmakta ve bu sayede nakliye sebebi ile rampada ve çalışma bölgelerinde toz sorunu yaşanmamaktadır. İSG birimleri düzenli aralıklarla toz ölçümü yapmaktadırlar.

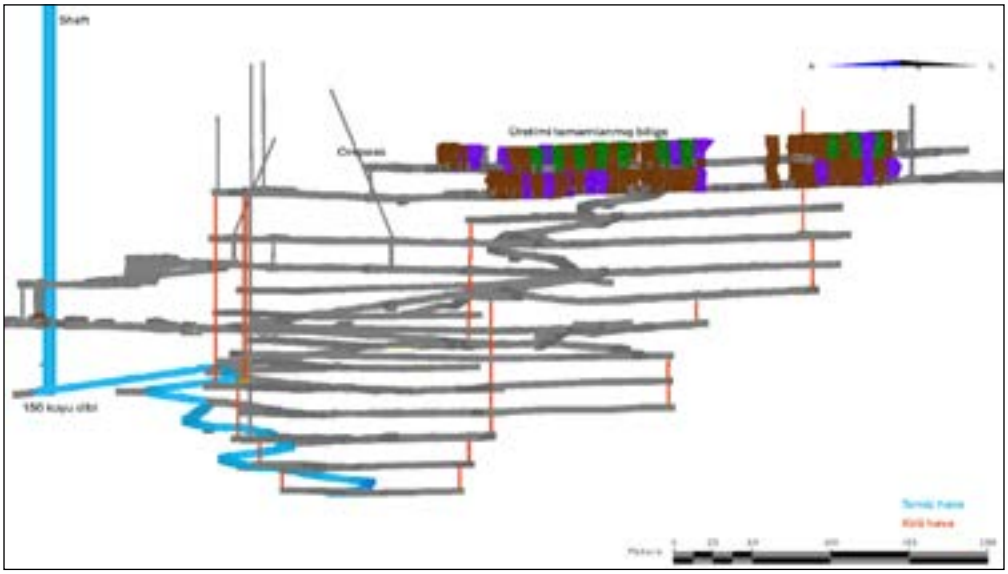
BAKİBABA OCAĞINDA YERALTI MADEN HAVALANDIRMA SİSTEMLERİNİN KARŞILAŞTIRILMASI

Bu çalışmada, aynı maden sahasında uygulanmış dört farklı havalandırma sisteminin teknik özellikleri, hava akış yönleri ve performans sonuçları kıyaslanmıştır. Her bir sistemin avantajları ve dezavantajları belirlenmiş, nihai sistemin neden tercih edildiği açıklanmıştır. Çalışması yapılan tüm sistemlerde 794 kotunda 2x250 ve 911 kotunda 3x90 kW ana fanlara ek olarak ocak havasını arttırmak amacıyla 911 bölgesine 2x110 kW ve 794 bölgesine 250 kW emici fan ilave edilmiştir. Yeni eklenen bu fanlar çalışma boyunca yeni emici fanlar olarak adlandırılmıştır. Shaft kuyusunun tabanı 150 kotudur ve 150 kotunun üstü rampa yukarı, altı rampa aşağı olarak adlandırılmıştır. Rampa tabanı 80 kotudur. Her sistemin altında sistemin dağılımı temiz hava (mavi) ve kirli hava (kırmızı) olarak görselleştirilmiştir.

1 No'lu Sistem: Rampa Yoluyla Temiz Hava Akışı

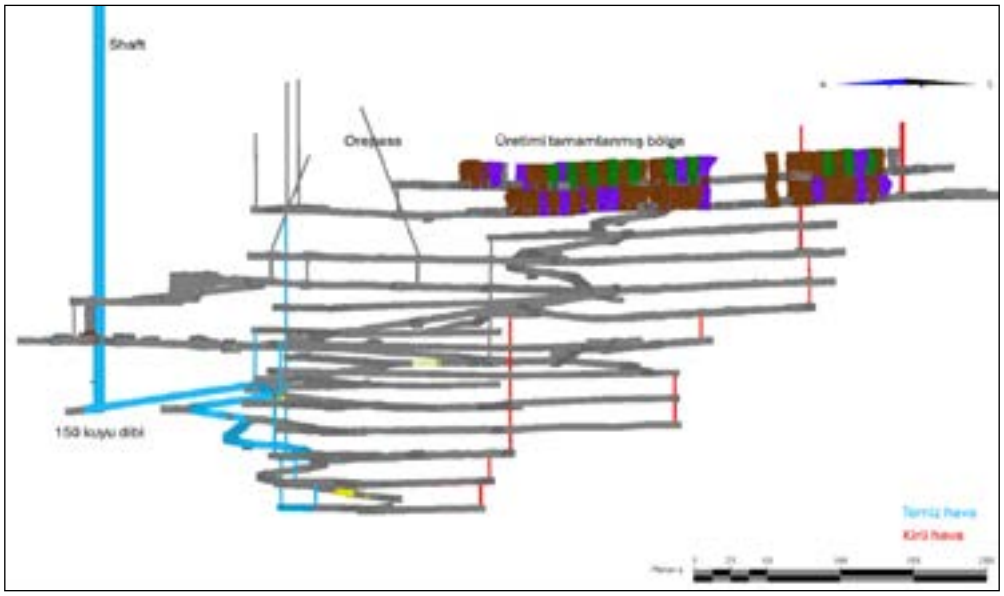
Sisteme eklenen yeni emici fanlar sayesinde shafttan giren hava arttırılmış ve bu hava kuyunun tabanından rampa aşağı devam ettirilerek blok-5 kotlarına kot girişinden girerek kuzey ve güney uçlara kurulan çift taraflı egzoz sistemi yardımıyla dağıtılmıştır (Şekil 3). 300 kotunda üretimin bitmesiyle bu kat egzoz katlarından biri haline gelmiştir. Blok-5 tabanı olan 80 kotundan itibaren her katta kirlenen hava 300 katına gelmekte ve buradan 475-805 sistemine dahil olmaktadır.

Mevcut sistemde de bulunan 120-300 kuyusu rampadan aldığı havayı 300 kotuna taşımaktadır ancak bu sistemde 300 kotuna gelen hava bir başka kuyuya transfer olarak blok-4'ün üretim kotlarının bir kısmını beslenmesine destek olarak kullanılmıştır. Burada amaç mevcut havaya rampadan gelen hava ile destek olmak ve bu sayede mevcut sistemdeki havayla kuzey-2 bölgelerine bir takviye oluşturmaktır. Yine var olan 775 kaynaklı temiz hava akışı blok-4 için devam etmektedir. Bu sistem, hava dağılımında rampadan yukarı dönen hava miktarının yetersiz bulunması, standart sistemin dışında kalan tasarımıyla girişi farklı olan iki kotun havalandırmasında başarısız olması ve kuzey-2 bölgeleri için yeni bir kaynak yaratılamaması sebebiyle kabul edilmemiştir.



Şekil 3. Sistem-1 için hava dağılımı

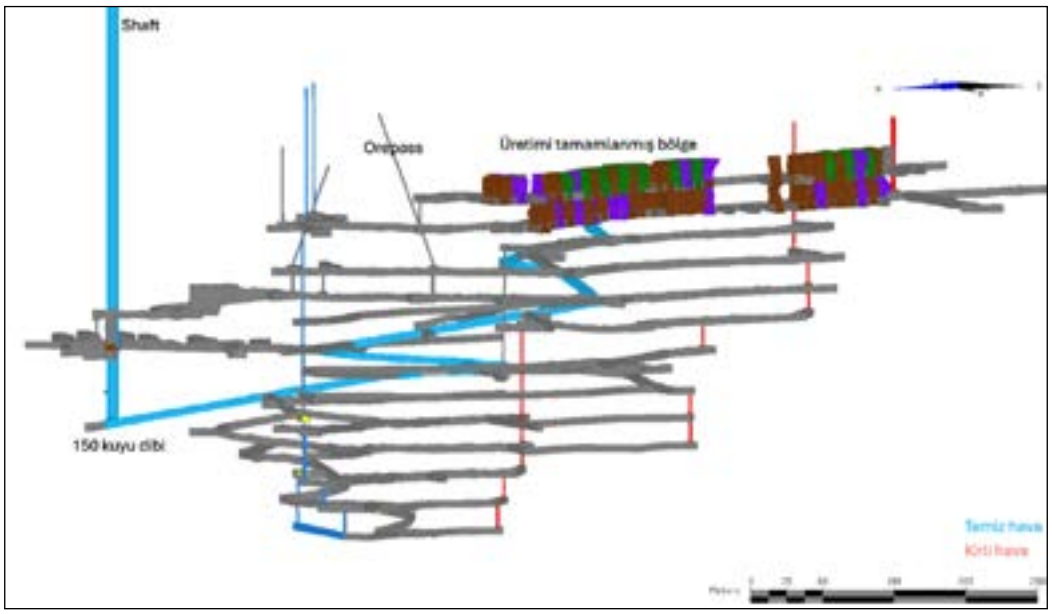
2 No'lu Sistem: 100–80 Kotu Arası Yeni Kuyu ile Rampa Üzerinden Hava Dağılımı



Şekil 4. Sistem-2 için hava dağılımı

Bu sistemde ilk sistemden farklı olarak shafttan gelen hava rampa aşağı inip hiçbir kata uğramadan 100 rampadan 80 kotunda kuzey bölgeye sürülen bir kuyu ile sisteme dahil edilmektedir. Bu kuyu ile temiz hava, her kotun girişinden değil kuzeyinden girmekte ve kirlenerek güney egzoz bölgesine devam etmektedir (Şekil 4). Bu kuyu ile ilk sistemde üretim kotunun girişi diğerlerinden farklı tasarlanan 2 kotun havalandırması yapılabilmiş ancak yine kuzey-2 bölgeleri ve rampa üstü hava problemi çözülememiştir.

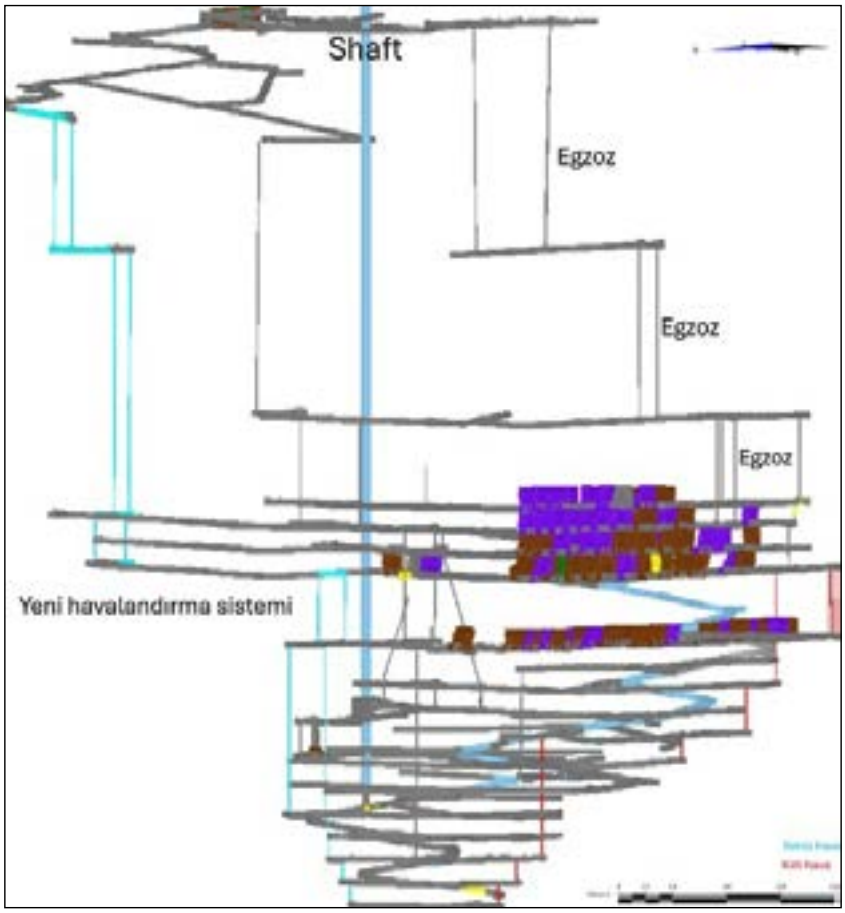
3 No'lu Sistem: 120–80 Kotu Arası Kuyu ile Değiştirilmiş Hava Yolu



Şekil 5. Sistem-3 için hava dağılımı

Bu sistemde blok-5 için temiz hava kaynağı 1 ve 2 no'lu sistemlerden farklı olarak shaftın tabanı değil mevcutta blok-4'ü havalandıran 775 giriştir. Bu sistemde shaft tabanından gelen hava rampa yukarı devam etmektedir (Şekil 5). Bu havayı 775'ten blok-4'e yönlendirmek için mevcutta 2x110 kW fan kullanılmaktadır. Bu sistem için bu fanlar 250 kW fanlar ile değiştirilmiştir. 775 giriş kaynaklı hava var olan sistemde blok-5 için kullanılmamaktadır. 300 kotundan 80 kotuna kadar bu havayı taşımak için fanların yükseltildiği ve 80 kotunun kuzeyine ulaşan kuyunun sürüldüğü bir sistem tasarlanmış, aynı 2 no'lu sistem gibi tabandan gelen temiz hava her kotun kuzeyinden girip güneyden toplanacak ve egzoz sistemine dahil olacak şekilde oluşturulmuştur. Her ne kadar fan gücü artırılmış olsa da mevcut kaynak büyük oranda blok-5'e yönlendirildiği için blok-4 ve kuzey-2 bölgesinde yetersiz kalmıştır.

4 No'lu (Kabul Edilen) Sistem: 710 Bölgesi Üzerinden Yeni Temiz Hava Giriş



Şekil 6. 4 no'lu sistem ile ocağın genel görüntüsü

Yukarıdaki sistemlerin sınırlılıkları nedeniyle, tamamen yeni bir sistem kurulması kararlaştırılmış ve kaynağı 775 giriş olan, 710 bölgesi üzerinden temiz hava girişi sağlanmıştır.710-610 ve 610-385 kuyuları üzerinden kotlara ulaştırılmıştır. Bu sistem, hava miktarı ve dağılımı açısından en verimli yapıdadır. Kuzey-2 bölgelerini ve blok-5 olarak adlandırılan 300-80 kotlarını kapsayan geniş bir alana temiz hava ulaştırılabilmiş, artan üretim talebine cevap verecek kapasite oluşturulmuştur. Fan sayısı optimum düzeyde tutulmuş ve sisteme yeni hava girişi eklenerek sistem esnekliği artırılmıştır. Hava miktarını arttırmak adına 1 ve 2 no'lu sistemlerde de bulunan 794 kotunda 2x250 kW ve 911 kotunda 3x90 kW fana ek olarak bu sistemde 610 kotunda 2x110 kW emici fan mevcuttur. Dört sistem arasında yapılan karşılaştırmalar göstermiştir ki, 4 no'lu sistem hem hava akım miktarı hem de dağılım homojenliği açısından en başarılı çözümdür. Önceki sistemlerde gözlemlenen rampadan yukarı hava yetersizliği, kuyu yetersizlikleri ve fan kapasitesi eksiklikleri bu yeni sistemde giderilmiştir. Sistemin genel görünümü şekil 6'da gösterilmiştir.

Yukarıda açıklanan dört farklı havalandırma sisteminin teknik yapılarına ilişkin değerlendirmeler, sistemlerin performansını karşılaştırmalı olarak incelemeyi gerekli kılmaktadır. Aşağıda sunulan tabloda; her bir sistemin temiz hava giriş noktaları, fan konfigürasyonları, hava akış yönleri, kapsadığı alanlar, kuzey-2 bölgesine sağlanan hava miktarı, sistem esnekliği ve genel verimlilik açısından kıyaslaması yapılmıştır. Bu karşılaştırma, 4 No'lu sistemin neden tercih edildiğini daha somut verilerle ortaya koymaktadır.

Çizelge 3. Sistemlerin kıyaslanması

Özellik	1 No'lu Sistem	2 No'lu Sistem	3 No'lu Sistem	4 No'lu Sistem (Kabul Edilen)
Temiz Hava Giriş Noktası	Shaft	Shaft → 100 → 80 kuyusu	775 kotu mevcut	775 yeni → 710 → 610 → 385 kuyuları
Toplam Güç (kW)	2397	2442	2812	2952
Egzoz Yöntemi	Çift taraflı egzoz	Güney egzoz	Güney egzoz	Güney egzoz
Kapsadığı Alanlar	Blok-5, Blok-4	Blok-5, Blok-4	Blok-5, Rampa	Blok-5, Blok-4, Kuzey-2, Rampa
Sistem Esnekliği	Sınırlı	Sınırlı	Sınırlı	Esnek, geleceğe uygun
Genel Değerlendirme	Bazı bölgelerde yetersizlik ve sistem uyuşmazlığı	Bazı bölgelerde yetersizlik	Bazı bölgelerde yetersizlik	Tüm bölgelerde yeterli. Uzun ömürlü, esnek sistem

SONUÇLAR VE ÖNERİLER

Bu çalışmada, Eti Bakır A.Ş. Küre İşletmeleri Bakibaba Yeraltı Ocağı'nda mevcut ve planlanan üretim bölgeleri için geliştirilen dört farklı havalandırma senaryosunun etkinliği değerlendirilmiştir. Çalışmanın temel amacı, derinleşen ocak yapısında artan hava ihtiyacını karşılayacak, üretim alanlarının tamamında güvenli ve yeterli havalandırma sağlayacak optimum sistemi belirlemektir. Bu amaçla yapılan çalımalar sonucunda 1 ve 2 numaralı sistemlerde, rampadan döndürülen temiz hava miktarının yetersiz kaldığı, özellikle kuzey-2 üretim bölgesine yeterli hava akışının sağlanamadığı görülmüştür. Ayrıca bu sistemlerde hava akımının dağılımı istenen seviyeye ulaşamamış ve sistemin esnekliği sınırlı kalmıştır. 3 numaralı sistem, 775 kotundan alınan havayı blok-5'e taşıma konusunda teknik olarak etkili görünse de bu hava kaynağının blok-4 ve kuzey-2 gibi üretimin sürdüğü kritik bölgelerden alınması diğer bölgelerde havalandırma yetersizliklerine yol açmıştır. 4 numaralı sistem hem hava miktarı hem de akış yönlerinin etkinliği açısından en dengeli ve güvenli yapı olarak öne çıkmıştır. Yeni hava giriş noktaları ile sistemin havalandırma kapasitesi artırılmış, derin seviyelerde üretimin sürdürülebilirliği sağlanmıştır. Bu doğrultuda, 4 numaralı sistemin uygulanması, yalnızca mevcut üretim ihtiyacını karşılamakla kalmayıp gelecekteki çalışmalara da uyum sağlayabilecek bir esneklik sunmaktadır. Bu sonuçlar göstermektedir ki doğru konumlandırılmış fan sistemleri ve yüzey bağlantılı temiz hava girişleri ile derin madencilik sahalarında yeterli havalandırma sağlanması mümkündür.

KAYNAKLAR

Howes, M. J. (2011). Ventilation and cooling in underground mines. In Mining and Quarrying, ILO Encyclopaedia, (Part XI.) Geneva: International Labour Organization

McPherson, M. J. (1993). Subsurface ventilation and environmental engineering. London: Chapman & Hall.

T.C. Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı. (2011). Yeraltı ve Yerüstü Maden İşletmelerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Rehberi. Ankara: T.C. Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı, İş Teftiş Kurulu Başkanlığı

Yalçın, E. (2017). Yeraltı Havalandırması (2. Baskı Yayın No: 336). Dokuz Eylül Üniversitesi Mühendislik Fakültesi Yayınları.

PRACTICAL WORKFLOWS TO QUANTIFY EMISSIONS REDUCTIONS, GAS UTILISATION BENEFITS, AND SAFETY OUTCOMES OF APPLYING EMERGING TECHNOLOGIES IN COAL MINE METHANE PRE-DRAINAGE

R. L. Johnson, Jr [1, 2,*], H.-G. Holl [1, 2], J. Tauchnitz[1]

[1] *Novus Fuels, Brisbane QLD, Australia*
*(*Corresponding Author:* ray.johnson@novusfuels.com)
[2] *The University of Queensland, Gas and Energy Transition Centre, Brisbane QLD, Australia*

ABSTRACT

This paper will discuss the workflows required to implement emerging technologies associated with coal mine methane (CMM) pre-drainage and the resulting value in cost savings and emissions reduction from their implementation. We will base this workflow on a direct comparison to an earlier coalbed methane (CBM) development in the Zonguldak Basin, Amasra district. We will discuss the structural geology and the impacts on the potential completions and development strategies. Then we will detail the required diagnostics, pre-drainage reservoir characterisation, and reservoir modelling necessary to enable the design, execution, and evaluation of an appraisal well to assess a representative completion strategy. Once an appraisal well is completed, then we will outline the production data analysis process required to apply in further pilots, leading to a 'fit-for-purpose' development strategy.

In this paper, we will quantify the produced gas quantities and the benefits, to safety, reducing emissions, reducing costs or increasing revenues from gas production or CMM utilisation. The example case study and workflows will demonstrate how other mines can develop their specific workflows to quantify the potential benefits of reducing fugitive mine emissions in their reservoir conditions, as greenhouse gas emissions have become an increasing social and political problem in worldwide coal production. The application of these technologies is particularly applicable for pre-drainage or reducing emissions for other coalbed or CMM applications in the Eastern Hemisphere, where a large, untapped resource exists in low-permeability, highly stressed coals.

Keywords: Coalbed Methane, Coal Mine Methane, Diagnostics, Development Strategy, Beneficial Use

INTRODUCTION

Australia has the most developed coalbed methane (CBM) industry, and with the mining sector, has advanced many technologies in the areas of coal mine methane (CMM) management and pre-drainage. Many of the technology improvements in both CMM and CBM production have been the result of cross-pollination of researchers and practitioners across the mining and CBM area, as well as the readiness to adopt best practices developed from each industry. Further, the compressive stress regime in Australia has required significant adaptation of the drilling and completion practices from the CBM industry in North America. Understanding the geomechanical framework during paleo-deposition, then understanding the impact of more recent structural changes and stress-overprinting, has been a key aspect of adapting diagnostics and 'best practices' to the more complex environment. Several case studies over the last two decades have detailed how Australian projects have used available geological and geomechanical data along with adequate onsite diagnostic technologies to make ongoing adaptations to drilling and completion practices in order to improve productivity (Branajaya et

al., 2019; Busetti & Flottman, 2018; Flottman et al., 2013; Johnson Jr., Cheong, et al., 2020; Johnson Jr. & Ramsay, 2024; Johnson et al., 2002; Johnson, Glassborow, et al., 2010; Johnson, Scott, et al., 2010; Johnson et al., 2021; Scott et al., 2010).

To illustrate the workflow and benefits possible from applying emerging technologies, one must first understand the past and the contributing factors leading to the need to make changes. In Australian coals, this was precipitated by significant advances in understanding (1) the coal fabric and its impact on gas storage and transport (Dawson & Esterle, 2010; Hamilton et al., 2012; Scott, 2002), (2) the stress and structural state (Enever et al., 1994; Enever & Lee, 2000; Hillis et al., 1999; Mukherjee et al., 2020), then (3) coupling that data with an understanding of the natural cleat and fracture network and its interactions with the current stress state and impacts on development (Johnson et al., 2002; Kirk-Burnnand et al., 2015; Tavener et al., 2017). For Türkiye, the Amasra region provides us with an example to look at past development and see the impact of varying geological and geomechanical factors affected the outcome of a CBM appraisal project. Then, by learning from the past, we can outline how Australians have adapted technologies to address these factors and the workflow to implement them.

Finally, pressure has increased internationally to reduce CMM emissions from surface and underground mining operations. Australian technologies are being developed that can aid the entire mining industry in meeting increasingly stringent emissions reduction targets. Beneficial use of gas at the mine site has improved profitability and demonstrates the industry's social license to operate in an increasing 'coal-unfriendly' world. We will review some of these options for mine utilisation and commercial considerations for each.

REVIEW OF PAST CBM ACTIVITIES IN THE AMASRA REGION

Geology of the Zonguldak Basin

The Zonguldak Basin is located in northwestern Turkey on the Black Sea coast (Fig. 1A). It contains Carboniferous coal-bearing formations that have been mined for more than a century (Yalçin et al., 2002). The Basin is part of the Istanbul Zone, and its Palaeozoic units were affected by multiple tectonic events (Karayiğit et al. 2018 and references therein). The Variscan orogeny triggered regional uplift and eroded Late Carboniferous-Permian sediments in the southern part of Eurasia. The zone departed from Eurasia during the Aptian-Albian, drifted southward and collided with the Sakarya Zone of the Central Pontides during the Eocene (Kandemir et al., 2019). The Carboniferous sediments of the basin were deformed, deeper buried and faults and folds developed within the basin subsequently to this collision. Visean shallow marine platform carbonates pass gradationally upwards into clastic sediments of Namurian age, showing typical characteristics of prodelta sequences.

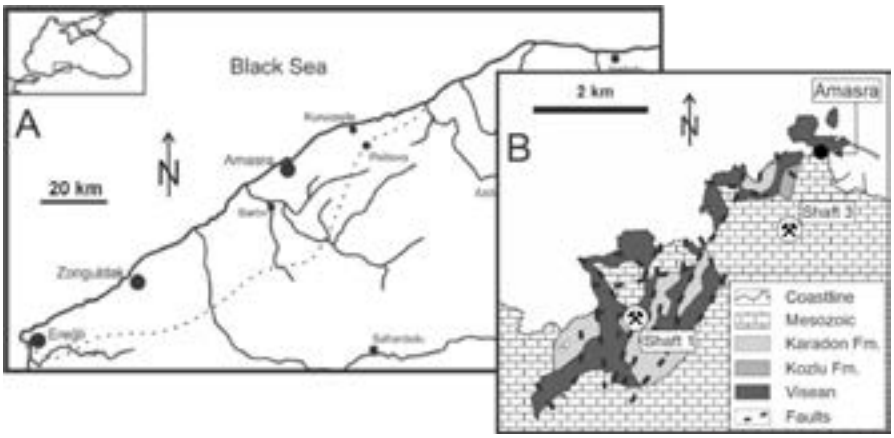


Figure 1. Location of Zonguldak Basin (A) (Cleal and van Waveren 2012, stippled line: onshore basin boundary) & geological map of the Amasra region (B, after Cleal and van Waveren, 2012).

Figure 1B shows the outcropping Kozlu Formation (Westphalian A) and Karadon Formation (Westphalian B-D) on top of the Visean/Namurian sediments in the Amasra area, exhibiting fining upward sequences which are typically found in fluvial systems of delta plains (Karayiğit, 2018).

Amasra Coalfield Location and Structure

The location of the field is shown in the Figure. 2. The structural geology of the Amasra coalfield is complex due to its deformation history. A North-South striking reverse fault separates the West from the East Field (Fig. 2, Baris et al., 2016). Normal faults and inverted normal faults are responsible for compartmentalisation of the fields, which controls future field development planning and orientation of deviated/horizontal wells. Coal is mined out of the Kozlu and Karadon formations, which are characterised by alterations of fluvio-deltaic conglomerates, sand, silt, and claystones, and coal seams deposited in a floodplain environment (Karayiğit et al., 2018).

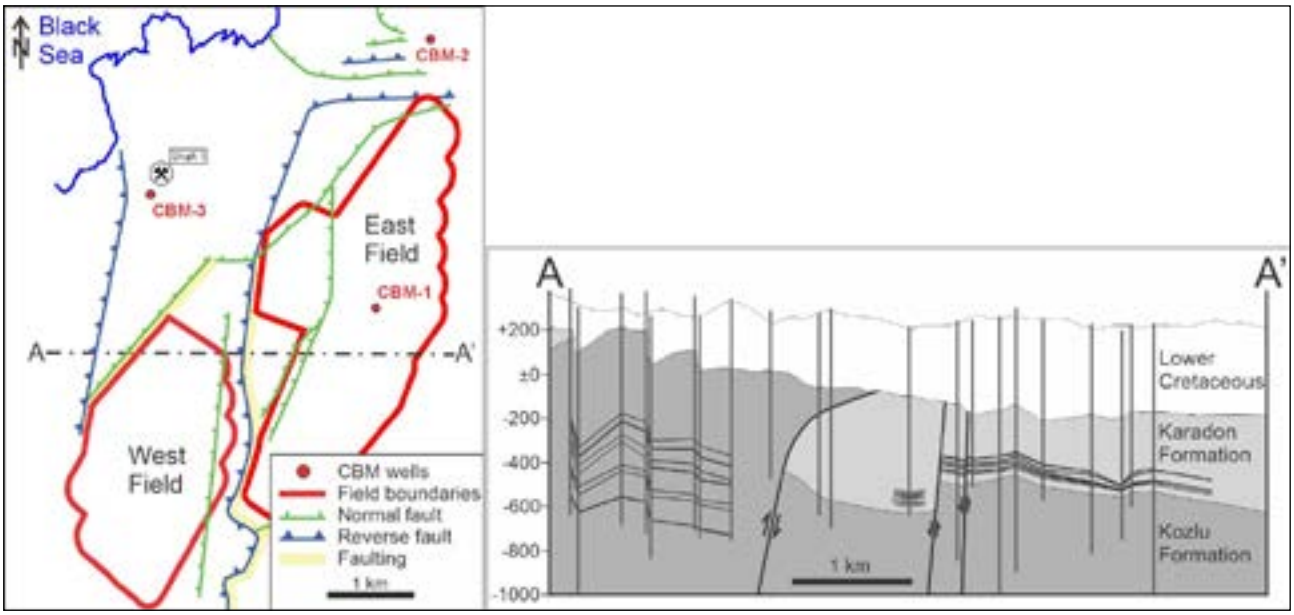


Figure 2. Map of the Amasra Coalfield showing field boundaries, faults, CBM wells, drilled by Hema Endustri A.S. (red dots, CBM-1 to -3), location of Shaft 1, and east-west oriented cross section (A-A') (redrawn after Baris et al., 2016).

Petrology of Coal in Amasra

Proximate and petrographic analysis of the Westphalian-aged coal samples show characteristic low ash and low total sulphur contents and abundant vitrinite-group macerals. Maceral and microlithotype compositions of the coals are described in detail by Karayiğit et al. (1998). Vitrinite reflectance measurements indicated ranks from high volatile C bituminous to high volatile A bituminous coal subcategories (Baris et al., 2016) of the ASTM rank classification (ASTM, 2012). The coal seams of the Kozlu Formation in the Amasra area show thickness variations between 0.78 and 2.1 meters. The Karadon Formation seams reach a thickness from 1.1 to 2.9 meters (Hema, 2005). Baris et al. (2016) published coal seam correlations based on drilling observations for the two Amasra fields (Figs 2 & 3). The authors are reporting discontinuous coal seams of the Kozlu Formation in the West Field and more regular and continuous seams of the Karadon Formation in the East Field. The thickness distribution and continuity of coal seams favour the East Field for future CBM development.

Impact of structure for development

The grade of compartmentalisation seems to be less intense in the East Field. Offsets on the surface of the Kozlu Formation of the West Field show indications for nearly vertical reverse faults or inverted normal faults, probably associated with the Central reverse fault, which are not mapped in Figs. 2 & 3. A future CBM development of the West Field is only an option if the compartmentalisation is better understood by utilising existing seismic and gravity data or new surveys, helping to delineate the geometry of tectonic boundaries more properly. The most promising drilling strategy with limited knowledge about local stress orientations and magnitudes would be horizontal drilling in-seam, up-dip in the East-West direction from the eastern boundary of the East Field, which contains thicker and more continuous coal seams than the West Field. The face cleat orientation is reported to be striking in the N-S direction (Baris et al., 2016) and could be targeted with well paths perpendicular to the cleats.

Past Technologies Employed

Hema Endustri A.S. ('Hema') obtained the right to explore and develop CBM in the Zonguldak Basin by contract on 8 March 2005. Baris et.al. (2016) noted that a total of 57 core holes (i.e., 50 in Amasra and seven in Armutcuk) were drilled to evaluate coal properties and reservoir parameters. They also noted eight CBM production wells were drilled (i.e., five in Zonguldak and three in Amasra). CBM-1 was the only one of the three wells drilled in the Amasra region and the east field (see Figure 2); CBM-2 and CBM-3 were out of the study area in the northeast and northwest, respectively. CBM-1 falls in the east field of the study area of Baris et.al. (2016) and formed the basis of their study.

Baris et.al. (2016) reported that all three were hydraulically fracturing using "a chemical gel and sand mixture" . Further, they reported that the CBM-2 was the only gas-producing well, but only reported an average production of 256 m^3/day during a 15-day test with little to no water production. Baris et.al. (2016) later reported that a total of 477 m^3 of water was produced over the 6+ month period, with a negligible volume of gas from the uppermost seam of 6.0 metres with an underlying two seams of 3 and 6 metres isolated by a bridge plug due to dewatering difficulties.

The CBM-1 well was the subject of the Baris et.al. (2016) study and reported that the well intersected two seams of a total of 6.0 m in the Westphalian C-aged Karadon Formation and intersected two more coal seams in the Westphalian A-aged Kozlu Formation at deeper levels (1,442 and 1,554 m, respectively). Further, Baris et.al. (2016) reported that "the well currently was recompleted to only produce from the 4.1 and 4.2 seams, due to high water inflow in deeper levels and technical difficulties in drilling operations with a bridge plug was set at the 830 m level to isolate the upper seams from the deeper seams" (see Figure 3).

Baris et al (2013) noted a large body of measured data (likely from core studies) that formed the body of their work on modelling of gas recovery from the CBM-2 well. However, his study did not directly show a history-match of the observed rates and bottomhole flowing pressures of the well. It noted that he estimated the permeability at 0.5 mD and Hema expected values as low as 1 mD. Anecdotally, this would place this reservoir in the range of permeability values where hydraulic fracturing would be a deployable technology to enhance recovery. However, no reference was made to any well testing to substantiate the permeability or the degree of permeability anisotropy or stress dependency. Thus, like many CBM areas, initial pilot wells failed to gather adequate data to understand the effectiveness of the completion strategy, drainage area, and potential recovery on a per-well basis to progress a development. Based on the structural geology of the Amasra and Zonguldak regions, the use of lengthy horizontal or surface-to-inseam (SIS) wells with vertical intersects are unlikely to be easily deployable and difficult to drill to effective lengths. In the next section, we will expand on the workflow required to gain this important insight cost-effectively.

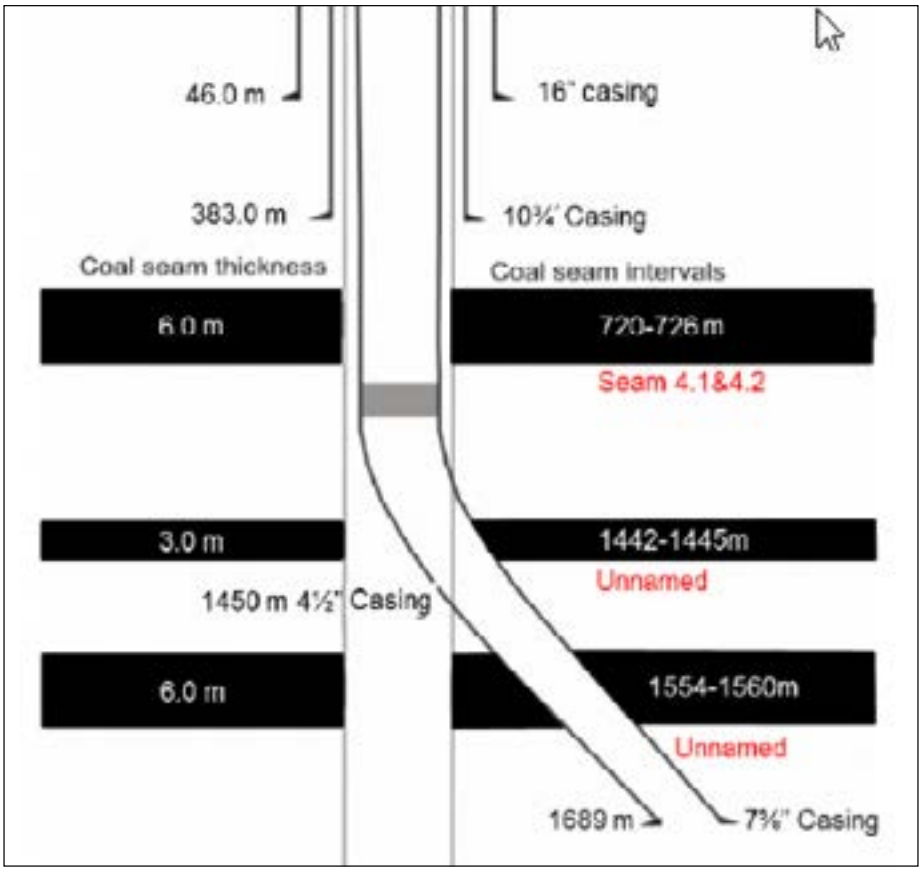


Figure 3. Wellbore diagram of the CBM-1 Well (Baris et al., 2016).

RECOMMENDED WORKFLOW FOR CBM/CMM PILOT WELLS

In this section, the authors propose that there is a systematic methodology that can be employed in CBM/CMM pilot wells to understand key reservoir uncertainties and guide prudent activities to progress pilot activities towards a development decision effectively. The acquisition and processing of the data is a multi-disciplined process involving geoscience, petroleum and reservoir engineering skills. Several technologies derived from coal seam gas (CSG) and the petroleum industry can be adapted to improve mine pre-drainage, improve mine safety and generate gas for beneficial mine use or third-party sales. These techniques include (1) better reservoir understanding using a diagnostic fracture injection test (DFIT), (2) improved drainage using multi-stage, horizontal well, hydraulic fracturing techniques, (3) tight radius drilling for areas where hydraulic fracturing is inefficient, or SIS wells are limited, and (4) micro-proppant technology in conjunction with hydraulic fracturing or standalone treatments.

Petrology, Petrophysics, and Geomechanical Characterisation

In any area, an initial well should commence with a well to acquire core and geophysical log data for petrology, petrophysics, and geomechanical information. This forms the initial step in the integrated workflow for a CBM/CMM pilot design (see Figure 4). This well should be sited, often by seismic or other data, in an area suitable for further pilot wells and capable of providing an understanding of the greater reservoir area and suitable for upscaling into a development. Further, each area of representative geology, or geo-domain, in any play requires its pilot, developed similarly, starting from the singular pilot well.

This initial well can initially be configured to acquire core and reservoir information from a HQ-sized core hole, then enlarge the hole diameter and complete the well for cased hole well testing or stimulation. This can be important in a new area where the results need to be evaluated in close alignment with the initial data,

as pilot areas generally have a low density of data. Further, a pilot should consider drilling an offset well in the direction of maximum horizontal stress (s_{HMax}) and use it for reservoir pressure and a diagnostic well for technologies such as microseismic monitoring. If there are major differences in upper and lower coal packages, two offsetting wells in the (s_{HMax}) direction or multilevel observation wells may be required to acquire adequate reservoir data. An Australian pilot demonstrated the integration of core, log and fracture stimulation in conjunction with multiple monitoring wells and hydraulic fracturing diagnostics to effectively describe many geomechanical aspects of the pilot area and overall hydraulic fracture behaviour of this reservoir (Johnson, Glassborow, et al., 2010; Johnson, Scott, et al., 2010; Scott et al., 2010).

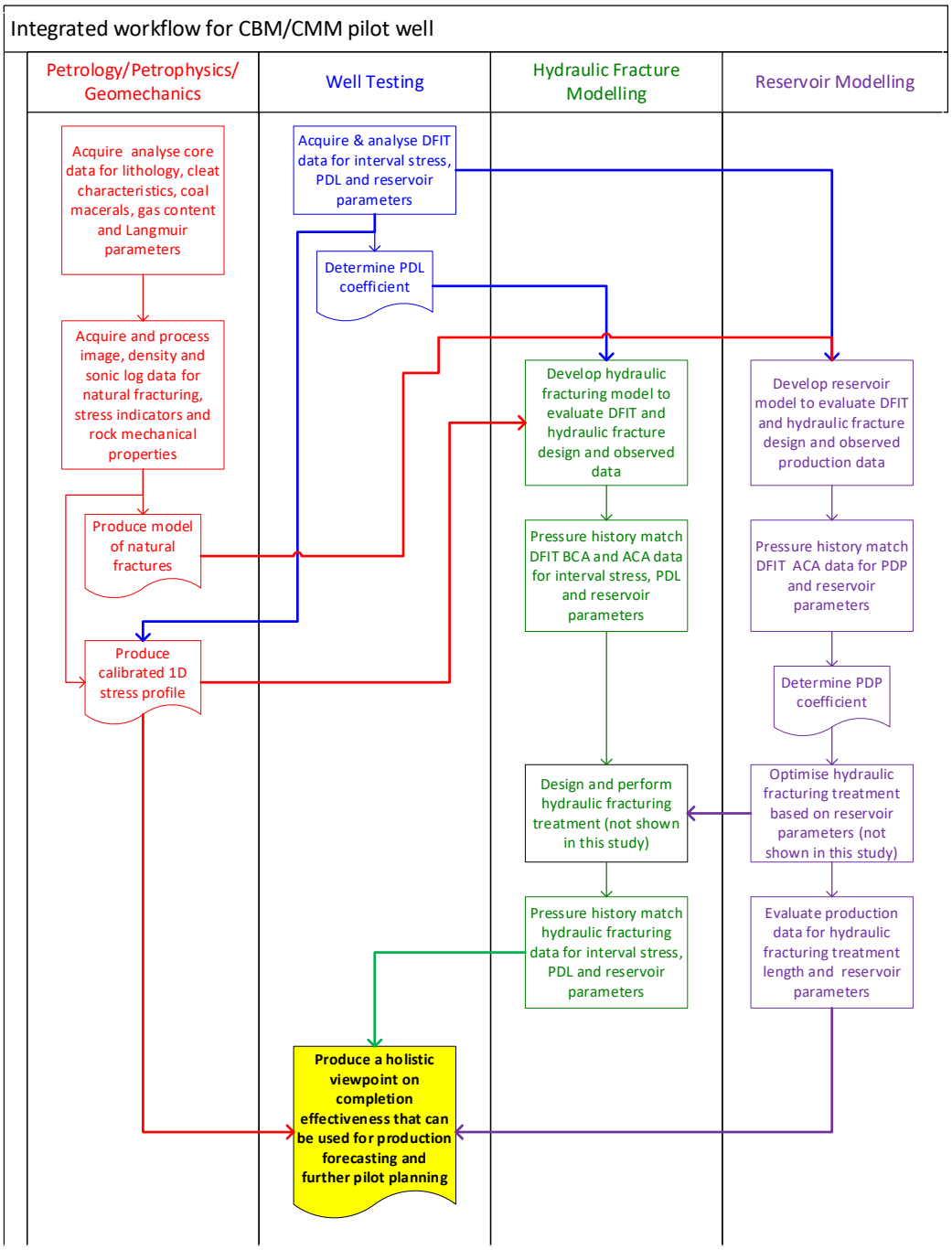


Figure 4. Integrated workflow for CBM pilot well optimisation/development planning

Improved Stress Profiling and Reservoir Understanding Using Diagnostic Fracture Injection Testing

Certainly, well tests, such as drill stem tests (DST) and diagnostic fracture injection tests (DFIT), can be suitable in an open hole, core well to evaluate mid- to high-permeability coals. However, in low-permeability coals, further evaluation, which can be observed in short-term tests, is necessary to determine pressure-dependent permeability (PDP) behaviours and define the stress profile for complex stress regimes. Cased hold DFIT data must be acquired at pre-defined locations, based on the open hole data, to understand PDP behaviours in low-permeability coals better or to define a 1D stress profile for hydraulic fracture modelling. The first step in designing an effective stimulation treatment within an interbedded coal and sandstone sequence, particularly within a strike-slip stress regime, requires an understanding of the stress environment. In several basins in Australia, the coals have lower stress and are normally stressed in comparison to the surrounding clastics, which are in a strike-slip transpressional stress regime. Thus, acquiring adequate DFIT data across a number of clastics with varying Moduli can be used to calibrate stress models that are applicable to the coals and clastics in such complex geomechanical frameworks.

A recent case illustrated how several DFIT data were acquired in a study well in intervals below the lowermost sandstone and coal targets (i.e., the rathole) to calibrate the stress profile for the entire wellbore. (Johnson & Saldungaray, 2025). After the initial DFITs, the tectonic strains for the entire sequence could be derived using a simultaneous solution method (Pokalai et al., 2016). This method involves : (1) solving the poroelastic equations (Thiercelin & Plumb, 1994) based on the closure stress, (2) constraining the maximum horizontal stress value using the breakdown pressure (Kirsch, 1898), and (3) estimating the tensile strength based on an empirical relationship to estimated values of static Young's Modulus. Further, improved techniques to characterise the cleat compressibility and identify the improvement of permeability because of lowered net effective stress (i.e., injection) to characterise PDP during production, where higher net effective stress conditions exist (Johnson Jr., You, et al., 2020)Figure 5 shows the information available during a DFIT's shut-in and the relationships of pressure to permeability under low (i.e., injection) and high (i.e., drawdown) net effective stress conditions.

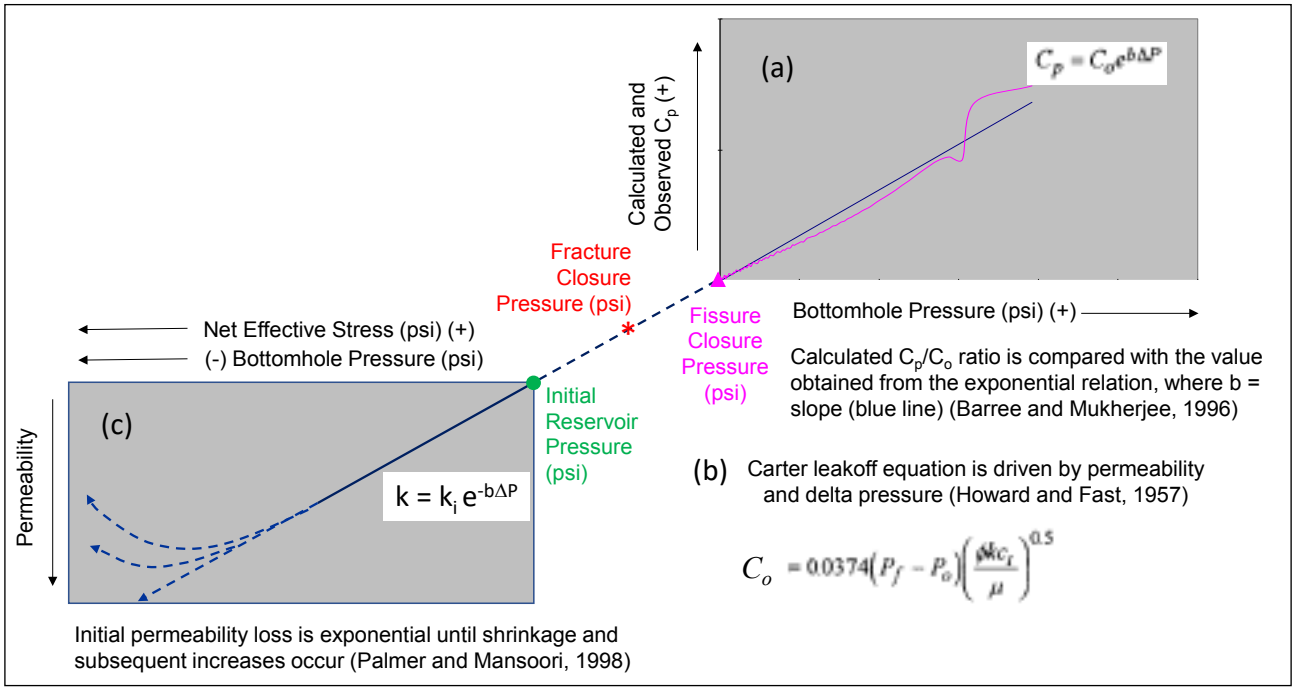


Figure 5: The relationships based on pressure and net effective stress between (a) fracture leak-off and PDL, (b) the Carter leak-off equation describing Darcy leak-off, and (c) the relationship of final permeability as a result of PDP until shrinkage occurs (Johnson Jr, 2024)

Using a DFIT and history-matching the after-closure data in a reservoir simulator can result in a calibrated reservoir model to forecast productivity better and include any PDP effects. This completes the second track of Figure 4 and provides key information required for an effective hydraulic fracture design (i.e., track three, Figure 4) and defines a key parameter, natural fracture/cleat compressibility for reservoir modelling (i.e., track four, Figure 4). Finally, if multiple monitoring wells are established in the minimum stress (s_{hmin}) and s_{HMax} directions, the pressure pulse created by the DFIT can be used with well testing and reservoir simulation to establish directional permeability (Johnson Jr. et al., 2025), a key variable in establishing directional drainage patterns for the development plan.

Effective Hydraulic Fracture Design, Execution and Evaluation

The third track in Figure 4 the process is a circular process where: (1) the data derived from tracks one and two have to be properly evaluated and managed in the hydraulic fracture treatment design; (2) the design has to be executed correctly with adequate diagnostics collected to ascertain the design effectiveness; then, (3) the design process can be effectively evaluated considering the uncertainties reduced by the hydraulic fracturing diagnostics and based on actual reservoir production (i.e., track four in Figure 4). This process is best illustrated by the results of case histories in Australia, where the strike-slip stress regime plays a crucial role in the hydraulic fracture's effectiveness. These studies led to significant CBM developments in both the Bowen Basin, capable of supplying the domestic gas market, as well as providing a significant supply of LNG to the growing Asian gas markets.

Integration of Geomechanics and Diagnostics into Hydraulic Fracturing Design and Evaluation Process

In the Sydney and Bowen Basins, cases have illustrated the benefits of diagnostics along with mine-back data in defining the effectiveness of Permian-age coals. In early Sydney and Bowen Basin cases, the presence of PDL and PDP was a clear indication of fracture complexity observed by pressure history matching (Badri et al., 2000; Johnson et al., 2002; Johnson et al., 2000; Morales & Davidson, 1993). Thereafter, microseismic monitoring provided further evidence of fracture extension and some indications of complexity (Johnson Jr. & Ramsay, 2024; Johnson et al., 2021) that could be substantiated by observable complexity (i.e., parallel fractures, "t-shaped" fractures, abrupt terminations) in mine-backed areas of mine implementation (Jeffrey et al., 1991; Jeffrey et al., 1992; Jeffrey et al., 1998; Johnson et al., 2021). This is largely the result of the Bowen and Sydney Basins being in a strike-slip regime through the entire sequence, as substantiated by DFIT data (Johnson et al., 2002; Johnson et al., 2000; Johnson et al., 2021; Pallikathekathil et al., 2013; Tavener et al., 2017).

In the Surat Basin, the Jurassic Walloon Coal Measures (WCM) represent a transitional stress sequence where the upper segment is in a reverse state, then transitions through a strike-slip state, and finally to a normal state, which continues through the deeper sections of the Surat Basin (Johnson, Glassborow, et al., 2010; Tavener et al., 2017). Thus, fracture stimulations transition from horizontal to vertical through the sequence. Also problematic in the WCM is the fact that the fractures are unidirectionally, neither favourably or unfavourably, oriented to the s_{HMax} or dominant fracture direction (Johnson, Glassborow, et al., 2010). This means that the fracture activates a large envelope of natural fracturing around the main hydraulic fracture that causes complexity and leak off, but remains unpropped with standard proppants (Flottman et al., 2013; Flottmann et al., 2018; Johnson, Scott, et al., 2010; Scott et al., 2010) and does not contribute to post-frac productivity.

Hydraulic Fracturing Deployment

Thus, understanding the stress regime and developing strategies to maximise the stimulated reservoir volume (SRV) are essential to achieving commercial success in lower-permeability coals. Certainly, the most common deployment strategy is multi-seam, vertical well hydraulic fracturing using a 'plug and perforating' strategy to sequence the stages by seam. Studies have shown the benefits of selecting fluids and additives that will minimise damage to the cleats/fractures and not inhibit desorption (Penny & Conway, 1995). This strategy includes

avoiding highly damaging polymers in drill-in fluids, such as xanthan gum, and using polymer-specific enzymes with guar polymers to degrade polymer fragments to as low molecular weights as possible (Brannon & Tjon-Joe-Pin, 1996).

Proppants are an essential element to the success of the hydraulic fracture and an area of increasing concern with respect to long-term production performance. Over time the questions of embedment have long been an area of concern, including the effects of pressure cycling (Bandara et al., 2021; Vincent, 2010). Until recently, embedment has been underestimated and not considered an elastoplastic process (Wang et al., 2021; You et al., 2019). This behaviour results in higher embedment rates, overall lower fracture conductivity, and the resulting generation of fines as observed in physical conductivity cell testing (Fraser & Johnson Jr, 2018). Thus, smaller sizing and higher concentrations should be considered paramount in the fracture treatment.

Recently, micro-proppants have been suggested for use in tight coals and have shown anecdotal evidence of improving outcomes after application in a 3800 and 4000 m coal application (Johnson & Saldungaray, 2025). Whilst only a short-term test, the observed initial gas rates at post-frac clean-up were improved relative to prior deep coal stimulations without implementing micro-proppants. This application was based on modelling and laboratory studies by several researchers showing how micro-proppants can enter and retain the conductivity of natural fractures and cleats, showing increased permeability during stimulations as a result of lowered net effective stress values (Johnson Jr, 2024; Johnson et al., 2022; Keshavarz et al., 2016). In essence, the micro-proppants enter the coal under net effective stress conditions and short-cut negative PDP effects, as shown in Figure 5c, leading to an earlier transition to matrix shrinkage and increased permeability.

To enhance connectivity and improve recovery where vertical or surface-to-inseam (SIS) wells are inadequate to drain the coals, indirect hydraulic fracturing (IHF) stimulation treatments from horizontal wells have emerged as a enabling technology to pre-drain coals either as a result of the inability to: (1) place a horizontal well in the coal because of wellbore instabilities (Johnson Jr., Cheong, et al. 2020), or (2) employ frac sleeves and steel liners within horizontal wells in a mining area that required stimulation of the surrounding area and SIS wells to be effective (see Figure 6).

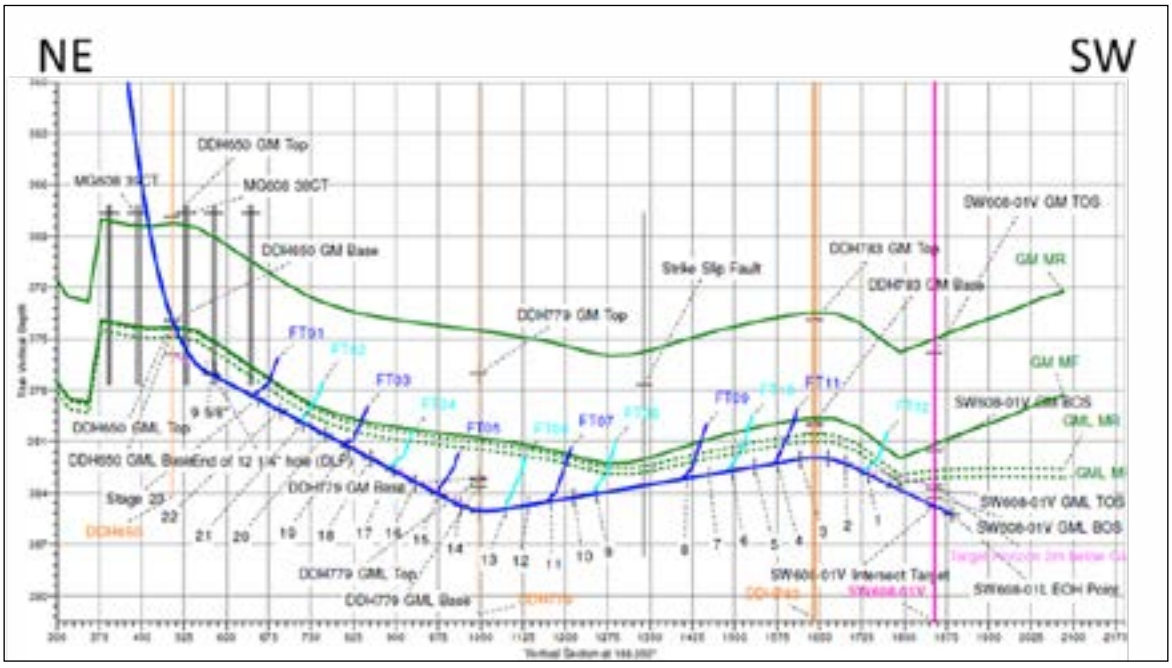


Figure 6. Initial Bowen Basin IHF well deployment (side view) with GM Coal Seam (green lines) in the Moranbah North Mine, with intercepted vertical well (magenta line), offsetting vertical wells (orange lines), well trajectory and upwardly branching floor touches (blue lines), and twenty-three numbered frac sleeve placements (Johnson et al. 2021).

Considering two vertical, single-stage IHF wells and three horizontal cases executed to date (i.e., the Cooper Basin CBM and two Bowen Basin CMM drainage wells), a total of fifty-four (54) stages have been placed successfully with low NWBPL and little to no proppant effects or pressure responses, indicating the inability to place better proppant volumes in the overlying coal sections. Further, the interaction between the IHF well and adjoining SIS wells increases the overall drainage area (see Figure 7) and can be further enhanced with the addition of micro-proppants.

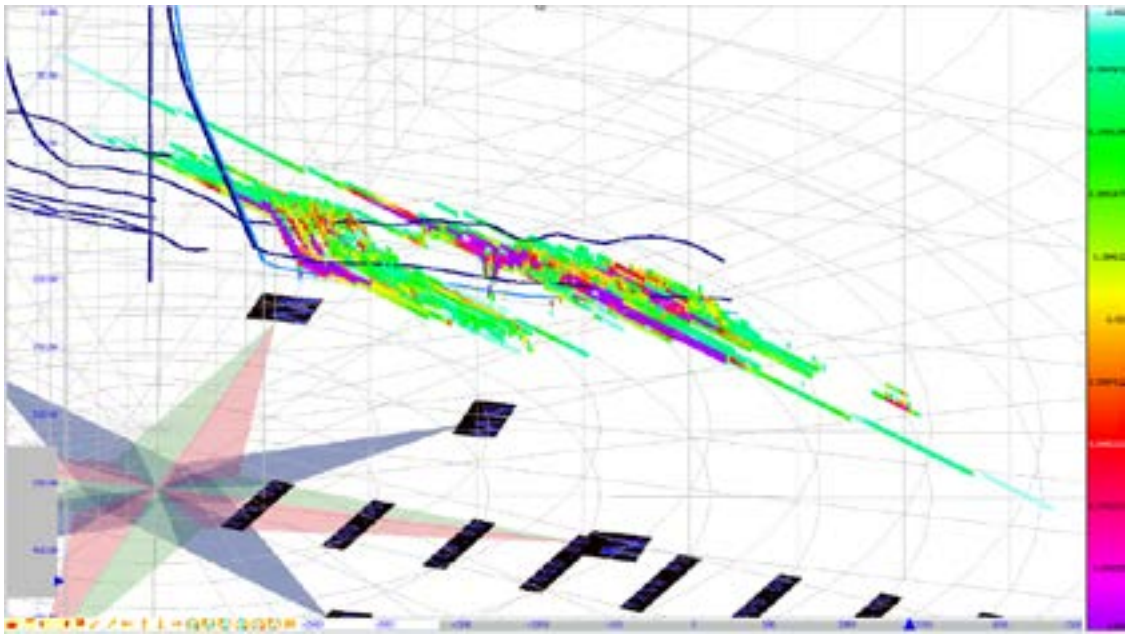


Figure 7. – Graphical representation and distribution of propped fracture stages around the IHF and intersecting the adjoining two SIS wells

Roles of Reservoir Simulation

The fourth and final track in Figure 4 uses a reservoir simulator to match production rates and pressures and forecast outcomes to aid in development planning. It should acquire and constrain the model with the variables from the first three tracks. At the same time, its solutions should preserve the highest range of uncertainty in the likely range of known variables as well as using analog examples for unknown or yet defined variables (e.g., permeability anisotropy, drainage area, stress-dependent variables, etc.). Oftentimes, an iterative process between the hydraulic fracture and reservoir model must be performed until a cohesive solution matches the inputs into both models. Thereafter, as Figure 4 shows, a logical plan for further pilot planning will result, and the process can be re-initialised in a larger or alternative area.

CBM COMMERCIALISATION AND CMM BENEFICIAL USAGE

The obvious path for commercialising CBM/CMM is to produce the gas for compression and transport via pipelines to markets. However, in most cases, a pilot area has no pre-developed infrastructure and needs to demonstrate commercial, sustainable rates to assist with equity or capital-raising. For CBM, the economics are based on gas pricing and costs to develop. The shift from methane compliance to commercial opportunity is becoming a defining feature of modern coal mine operations. Methane abatement in surface coal mining, historically driven by regulatory requirements, is now emerging as a viable business model that can deliver tangible financial and environmental returns. Technologies such as surface-to-inseam (SIS) wells, subterranean barriers and tight radius drilling enable mine operators to convert fugitive methane into usable energy streams. These can support flaring for carbon credits, gas sales, onsite electricity generation or displacement of diesel via dual-fuel systems.

Among these options, onsite power generation represents the fastest, lowest risk and most direct path to value creation. By producing electricity from gas that would otherwise be emitted as a fugitive source, mines can offset grid or diesel power consumption, reduce fuel costs, cut Scope 1 emissions and enhance energy security. This approach enables operators to create value immediately without the need for external gas sales infrastructure or offtake agreements. The electricity can be used directly within mining operations, for example, in draglines, wash plants, workshops, or to charge electric vehicles. Practical demonstrations, such as the Novus AUD 30M pilot project powering a haul truck fleet with recovered methane, have shown that this model delivers material benefits rapidly, displacing over 70 per cent of diesel use and supporting a circular economy onsite (Korobchuk et al., 2021). By prioritising onsite generation, mines can de-risk their methane abatement investments while positioning gas sales or carbon credit monetisation as complementary, longer-term opportunities. These approaches are highly adaptable to varying mine scales, geologies and energy requirements. As steelmakers and other industrial customers seek low-carbon inputs, mines adopting early and verifiable abatement strategies can position their coal as a premium product in the emerging green steel market.

CONCLUSIONS

Low-permeability CSG/CMM wells require well stimulation to achieve commercial production rates. Determining permeability and the degree of PDP are still major hurdles to optimising completion designs and improving the efficiency of the overall appraisal process. DFITs remain the key source of permeability data, and incorporating PDRS analyses with ACA data provides a better understanding of coal properties and constrains fracture compressibility, a key model parameter required to define PDP behaviour to production. Key factors associated with the success or failure of a low-permeability coal project are often centred around PDP, fracture effectiveness, and overall SRV.

Hydraulic fracturing technologies have been developed to enhance the SRV in coals, using horizontal wells with indirect, multi-stage hydraulic fracturing in excess of 20 stages. These well stimulation technologies can be co-applied in new or existing CSG fields where direct drilling of laterals have or are believed to be risky and areas where overlapping tenements limit conventional, steel-based completion strategies within the coal. Ball-drop or coiled tubing actuated frac sleeves can allow improved multistaging of frac treatments. However, plug and perforating strategies offer the opportunity to DFIT additional seams to obtain better delineation of permeability and PDP (i.e., via PDL behaviour). With indirect hydraulic fracturing, further considerations need to be made regarding stress contrast; interlayer effects (i.e., above and below the coal); the fluid sensitivity or formation stability of the 'hosting' layer for the indirect wellbore; and the need to limit over flushing and spacer volumes when placing frac balls and stages. The only known stage failure to-date in an IHF treatment was attributed to over-flushing the treatment.

Laboratory testing (Johnson, Leonardi, You, Rabeiro, et al. 2022) and modelling of micro-proppants have provided insight into proppant transport, embedment, and screen-out behaviour of micro-proppants. Their use can significantly increase the overall SRV of the system, and studies have outlined key considerations in their application and determining their potential benefits. Additional laboratory work with core and commercially available micro-proppants under hydraulic fracturing (i.e., lower net effective stress conditions) is still desirable to better understand the straining behaviour under such conditions and the expected ranges of improvement away from the main fracture in ancillary fracturing.

Finally, this paper has collected the key findings of nearly two decades of laboratory and field studies together in a cohesive framework and provides the workflows to implement these technologies for better productivity in low-permeability coals. Progressing these tools in the appraisal process of a project can improve outcomes for low-permeability CSG projects and coal mine pre-drainage activities. These technologies and the proposed workflow are applicable for pre-drainage or reducing emissions for other coalbed or CMM applications in the Eastern Hemisphere, where a large, untapped resource exists in low-permeability, highly stressed coals.

ACKNOWLEDGEMENTS

The authors would like to acknowledge the support of Novus Fuels in preparing this manuscript.

REFERENCES

ASTM International (2012). ASTM D388-12, Standard Classification of Coals by Rank, West Conshohocken, PA [online] http://www.astm.org.

Badri, M., Dare, D., Rodda, J., Thiesfield, G., & Blauch, M. (2000). Keys to the Successful Application of Hydraulic Fracturing in an Emerging Coalbed Methane Prospect - An Example from the Peat Coals of Australia, Paper SPE-64493-MS. SPE Asia Pacific Oil and Gas Conference and Exhibition,

Bandara, K. M. A. S., Ranjith, P. G., Rathnaweera, T. D., Wanniarachchi, W. A. M., & Yang, S. Q. (2021). Crushing and embedment of proppant packs under cyclic loading: An insight to enhanced unconventional oil/gas recovery. *Geoscience Frontiers*, *12*(6), 100970. https://doi.org/https://doi.org/10.1016/j.gsf.2020.02.017

Baris, K.,Keles, C., Ripepi, N., Luxbacher, K., Karmis, M. and Gurpinar, S.. (2013). Modeling of CBM recovery: A case study from the Amasra Coal field, Turkey. Conference Paper, 23rd World Mining Congress, Montreal, Canada.

Baris, K., Keles, C., Ripepi, N., Luxbacher, K., Gurpinar, S., and Karmis, M. (2016). The first commercial coal bed methane project in Turkey – reservoir simulation and prefeasibility study for the Amasra coalfield. Int. J. Oil, Gas and Coal Technology, vol. **13**, No. 2, 170-199.

Branajaya, R., Archer, P., & Farley, A. (2019). Pushing the boundaries – deployment of innovative drilling, completion and production technology to advance a deep coal seam play, Extended Abstract AJ18115. *The APPEA Journal*, *59*(2), 770-775. https://doi.org/https://doi.org/10.1071/AJ18115

Brannon, H. D., & Tjon-Joe-Pin, R. M. (1996, 1996/1/1/). *Characterization of Breaker Efficiency Based Upon Size Distribution of Polymeric Fragments Resulting from Degradation of Crosslinked Fracturing Fluids, SPE-36496-MS* SPE Annual Technical Conference and Exhibition, Denver, Colorado.

Busetti, S., & Flottman, T. (2018). *Modeling Hydraulic Fracturing in Transitional Stress Regimes, Surat Basin, Australia* 2nd International Discrete Fracture Network Engineering Conference, Seattle, USA.

Cleal, C. J. & van Waveren, I. M. (2012). A reappraisal of the Carboniferous macrofloras of the Zonguldak-Amasra Coal Basin, north-western Turkey. Geologica Croatia, **65/3**, 283-297.

Dawson, G. K. W., & Esterle, J. S. (2010). Controls on coal cleat spacing. *International Journal of Coal Geology*, *82*(3), 213-218. https://doi.org/10.1016/j.coal.2009.10.004

Enever, J. R., Bocking, M. A., & Clark, I. H. (1994). *The Application of In-Situ Stress Measurement and Numerical Stress Analysis to Coalbed Methane Exploration in Australia, paper SPE-28780-MS* SPE Asia Pacific Oil and Gas Conference, https://doi.org/10.2118/28780-MS

Enever, J. R., & Lee, M. F. (2000). On The Prediction Of Rock Stress. ISRM International Symposium,

Flottman, T., Brooke-Barnett, S., Naidu, S. K., Paul, P. K., Kirk-Burnnand, E., Busetti, S., Hennings, P. H., & Trubshaw, R. L. (2013, 2013/11/11). *Influence of in Situ Stresses on Fracture Stimulation in the Surat Basin, Southeast Queensland, SPE 167064* SPE Unconventional Resources Conference and Exhibition-Asia Pacific, Brisbane, Australia.

Flottmann, T., Pandey, V. J., Ganpule, S., Kirk-Burnnand, E., Zadmehr, M., Simms, N., Jenkinson, J. G., Renwick-Cooke, T., Tarenzi, M., & Mishra, A. (2018). *Fracture Stimulation Challenges in Tight Walloons Coal Measures: Surat Basin Queensland, Australia, paper SPE-191958-MS* https://doi.org/10.2118/191958-MS

Fraser, S. A., & Johnson Jr, R. L. (2018, 2018/10/19/). *Impact of Laboratory Testing Variability in Fracture Conductivity for Stimulation Effectiveness in Permian Deep Coal Source Rocks, Cooper Basin, South Australia, paper SPE-191883-MS* SPE Asia Pacific Oil and Gas Conference and Exhibition, Brisbane, Australia. https://doi.org/10.2118/191883-MS

Hamilton, S. K., Esterle, J. S., & Golding, S. D. (2012). Geological interpretation of gas content trends, Walloon Subgroup, eastern Surat Basin, Queensland, Australia. *International Journal of Coal Geology*, *101*, 21.

Hema (2005). General Geology of the Bartin-Amasra Region. Report (unpublished). Hema Endustri A.S.

Hillis, R. R., Enever, J. R., & Reynolds, S. D. (1999). In situ stress field of eastern Australia. *Australian Journal of Earth Sciences*, *46*(5), 813-825. <Go to ISI>://000082845700010

Jeffrey, R., Koenig, B., & Paterson, L. (1991). *A Review of Testing, Stimulation, and Production Data from Selected Coalbed Methane Wells in the Southern Bowen Basin*. https://publications.csiro.au/rpr/download?pid=legacy:64&dsid=DS1

Jeffrey, R. G., Byrnes, R. P., Lynch, P. J., & Ling, D. J. (1992, 18-21 May). *An Analysis of Hydraulic Fracture and Mineback Data for a Treatment in the German Creek Coal Seam, SPE 24362* SPE Rocky Mountain Regional Meeting, Casper, Wyoming.

Jeffrey, R. G., Vlahovic, W., Doyle, R. P., & Wood, J. H. (1998, 12-14 October). *Propped Fracture Geometry of Three Hydraulic Fractures in Sydney Basin Coal Seams, SPE 50061* SPE Asia Pacific Oil and Gas Conference and Exhibition, Perth, Australia.

Johnson Jr., R. L., Alarcon Vigil, D., & Honari, V. (2025). Characterisation of low-permeability coal seam gas reservoir permeability and permeability anisotropy using diagnostic fracture injection testing within a multi-well interference testing programme, Paper EP24410. *Australian Energy Producers Journal*, *65*. https://doi.org/https://doi.org/10.1071/EP24410

Johnson Jr., R. L., Cheong, S., & Farley, A. (2020). Characterizing the Application of Horizontal Wells and Indirect Hydraulic Fracturing for Improved Coal Seam Gas Drainage. *The APPEA Journal*.

Johnson Jr., R. L., You, Z., Ribeiro, A., Mukherjee, S., Salomao de Santiago, V., & Leonardi, C. R. (2020). Integrating Reservoir Characterisation, Diagnostic Fracture Injection Testing, Hydraulic Fracturing and Post-Frac Well Production Data to Define Pressure Dependent Permeability Behavior in Coal, paper SPE-202330-MS. SPE Asia Pacific Oil & Gas Conference and Exhibition,

Johnson Jr, R. (2024). *Successful Implementation of Two Decades of Australian Coal Seam Gas Research Can Improve Low-Permeability Coal Productivity and Recovery, Paper urtec-2024-4025119* SPE/AAPG/SEG Unconventional Resources Technology Conference, https://doi.org/10.15530/urtec-2024-4025119

Johnson Jr., R. L., & Ramsay, M. (2024, 12/8/2024). More Effective Pre-Drainage of Low-Permeability Coals Using Indirect Hydraulic Fracturing (IHF) in Co-Application with Surface-to-Inseam (SIS) Wells, Paper 105. International Mine Ventilation Congress 2024, Sydney, Australia.

Johnson, R., Leonardi, C., You, Z., Rabeiro, A., & Di Vaira, N. (2022). *Converting tight contingent CSG resources: Application of graded particle injection in CSG stimulation - National Energy Resources Australia (NERA) Project Reports*. https://natural-gas.centre.uq.edu.au/files/13127/SPE_June2022_UQCNG_NeraProjectPresentation.pdf

Johnson, R. L. (2023). The implementation of subterranean barriers with mine pre-drainage to reduce coal mine methane emissions from open-cut and underground metallurgical-coal mines. *International Journal of Coal Geology*, 104402. https://doi.org/https://doi.org/10.1016/j.coal.2023.104402

Johnson, R. L., Jr., Flottman, T., & Campagna, D. J. (2002, 8-10 October). *Improving Results of Coalbed Methane Development Strategies by Integrating Geomechanics and Hydraulic Fracturing Technologies, SPE 77824-MS* SPE Asia Pacific Oil and Gas Conference and Exhibition, Melbourne, Australia. https://doi.org/10.2118/133066-MS

Johnson, R. L., Jr., Glassborow, B., Datey, A., Pallikathekathil, Z. J., & Meyer, J. J. (2010, 18-20 October). Utilizing Current Technologies to Understand Permeability, Stress Azimuths and Magnitudes and their Impact on Hydraulic Fracturing Success in a Coal Seam Gas Reservoir, SPE 133066. SPE Asia Pacific Oil and Gas Conference and Exhibition, Brisbane, Queensland, Australia.

Johnson, R. L., Jr., Hopkins, C. W., & Zuber, M. D. (2000). Technical Challenges in the Development of Unconventional Gas Resources in Australia. *APPEA Journal 2000*, *2*(40), 450-468.

Johnson, R. L., Jr., & Saldungaray, P. M. (2025). The First Application of MPs in Two Deep, Low-Permeability, Permian Coal Stimulations in the Taroom Trough, Bowen Basin, Australia, Paper urtec-2025-4252008. SPE/AAPG/SEG Unconventional Resources Technology Conference,

Johnson, R. L., Jr., Scott, M., Jeffrey, R. G., Chen, Z. Y., Bennett, L., Vandenborn, C., & Tcherkashnev, S. (2010, 19–22 September). Evaluating Hydraulic Fracture Effectiveness in a Coal Seam Gas Reservoir from Surface Tiltmeter and Microseismic Monitoring, SPE 133063. SPE Annual Technical Conference and Exhibition, Florence, Italy.

Johnson, R. L., Ramanandraibe, H. M., Ribeiro, A., Ramsay, M., Kaa, T., & Corbett, W. (2021). *Applications of Indirect Hydraulic Fracturing to Improve Coal Seam Gas Drainage for the Surat and Bowen Basins, Australia, Paper AP-URTEC-2021-208375* [November 2021]. SPE/AAPG/SEG Asia Pacific Unconventional Resources Technology Conference, https://doi.org/10.15530/AP-URTEC-2021-208375

Kandemir, Ö., Akbayram, K., Çobankaya, M., Kanar, F., Pehlivan, Ş., Tok, T., Hakyemez, A., Ekmekçi, E.Danarcı, F., and Temiz,U. (2019). From arc evolution to arc-continent collision: Late Cretaceous-middle Eocene geology of the Eastern Pontides, northeastern Turkey. GSA Bulletin, v. **131**, no. 11/12, 1889-1906.

Karayiğit, A. İ., Mastalerz, M., Oskay, R. G., and Gayer, R. A. (2018). Coal petrography, mineralogy, elemental compositions and palaeoenvironmental interpretation of Late Carboniferous coal seams in three wells from the Kozlu coalfield (Zonguldak Basin, NW Turkey). Int. J. of Coal Geology, **187**, 54-70.

Karayiğit, A. İ., Gayer, R. A., and Demirel, I. H. (1998). Coal rank and petrology of Upper Carboniferous seams in the Amasra coalfield, Turkey. Int. J. of Coal Geol., **36**, 277-294.

Keshavarz, A., Badalyan, A., Johnson Jr, R., & Bedrikovetsky, P. (2016). Productivity enhancement by stimulation of natural fractures around a hydraulic fracture using micro-sized proppant placement. *Journal of Natural Gas Science and Engineering*, *33*, 1010-1024. https://doi.org/10.1016/j.jngse.2016.03.065

Kirk-Burnnand, E., Pandey, V. J., Flottman, T., & Trubshaw, R. L. (2015, 2015/11/9/). *Hydraulic Fracture Design Optimization in Low Permeability Coals, Surat Basin, Australia, Paper SPE-176895-MS* SPE Asia Pacific Unconventional Resources Conference and Exhibition, Brisbane, Australia. https://doi.org/10.2118/176895-MS

Kirsch, E. G. (1898). Die Theorie der Elastizität und die Bedürfnisse der Festigkeitslehre. *Zeitschrift des Vereines deutscher Ingenieure*, *42*(28), 797-807.

Korobchuk, D., Wood, A., & Tauchnitz, J. (2021). *Improvements in the environmental performance of coal mining vehicle fleets by commercialising incidental waste gas* CSE 2021: Climate Smart Engineering Conference, Barton, A.C.T. https://search.informit.org/doi/10.3316/informit.302109328416773

Morales, R. H., & Davidson, S. C. (1993, 26-28 April). *Analysis of the Hydraulic Fracturing Behavior in the Bowen Basin, SPE 25862* Low Permeability Reservoirs Symposium, Denver, Colorado.

Mukherjee, S., Rajabi, M., Esterle, J., & Copley, J. (2020). Subsurface fractures, in-situ stress and permeability variations in the Walloon Coal Measures, eastern Surat Basin, Queensland, Australia. *International Journal of Coal Geology*, *222*, 103449. https://doi.org/https://doi.org/10.1016/j.coal.2020.103449

Pallikathekathil, Z. J., Puspitasari, R., Altaf, I., Alboub, M., Mazumder, S., Sur, S., Scott, M., Kubenk, D. C., & Gan, T. (2013, 2013/11/11/). *Calibrated Mechanical Earth Models Answer Questions on Hydraulic Fracture Containment and Wellbore Stability in Some of the CSG Wells in the Bowen Basin, SPE 167069*

Penny, G. S., & Conway, M. W. (1995). *Coordinated Studies in Support of Hydraulic Fracturing of Coalbed Methane, GRI-95/0283*.

Pokalai, K., Kulikowski, D., Johnson, R. L. J., Haghighi, M., & Cooke, D. (2016). Development of a New Approach for Hydraulic Fracturing in Tight Sand with Pre-Existing Natural Fractures, Paper 150904-134. *APPEA Journal*, 12.

Scott, A. R. (2002). Hydrogeologic factors affecting gas content distribution in coal beds. *International Journal of Coal Geology*, *50*(1-4), 363-387. <Go to ISI>://000179067600014

Scott, M., Johnson, R. L., Jr., Datey, A., Vandenborn, C., & Woodroof, R. A. (2010, 18-20 October). Evaluating Hydraulic Fracture Geometry from Sonic Anisotropy and Radioactive Tracer Logs, SPE 133059. SPE Asia Pacific Oil and Gas Conference and Exhibition, Brisbane, Queensland, Australia.

Tavener, E., Flottmann, T., & Brooke-Barnett, S. (2017). In situ stress distribution and mechanical stratigraphy in the Bowen and Surat basins, Queensland, Australia [10.1144/SP458.4]. *Geological Society, London, Special Publications*, *458*. http://sp.lyellcollection.org/content/early/2017/05/24/SP458.4.abstract

Thiercelin, M. J., & Plumb, R. A. (1994). A Core-Based Prediction of Lithologic Stress Contrasts in East Texas Formations, SPE-21847-PA. *SPE Formation Evaluation*, *9*(4), 251-258. https://doi.org/10.1016/0148-9062(95)92438-N

Vincent, M. C. (2010). *Refracs: Why Do They Work, and Why Do They Fail in 100 Published Field Studies?, paper SPE-134330-MS* SPE Annual Technical Conference and Exhibition, Florence, Italy. https://doi.org/10.2118/134330-MS

Wang, D., You, Z., Johnson, R. L., Wu, L., Bedrikovetsky, P., Aminossadati, S. M., & Leonardi, C. R. (2021). Numerical investigation of the effects of proppant embedment on fracture permeability and well production in Queensland coal seam gas reservoirs. *International Journal of Coal Geology*, *242*, 103689. https://doi.org/https://doi.org/10.1016/j.coal.2021.103689

Yalçin, M.N, İnan, S., Gürdal, G., Mann, U., and Schaefer, G. (2002). Carboniferous coals of the Zonguldak basin (northwest Turkey): Implications for coalbed methane potential. AAPG Bulletin, v. 86, No. 7, 1305-1328.

You, Z., Wang, D., Leonardi, C. R., Johnson Jr, R., & Bedrikovetsky, P. (2019). Influence of elastoplastic embedment on CSG production enhancement using graded particle injection. APPEA Journal, 59, 9. https://doi.org/https://doi.org/10.1071/AJ18086.



MADENCİLİK POLİTİKALARI, YASALARI, EĞİTİMİ VE ETİK

MINING POLICIES, LAWS, EDUCATION AND ETHICS

DEVELOPING A COMPREHENSIVE MODEL FOR THE ROCK ENGINEERING PROFESSION: PATHWAYS FOR GRADUATES AND SEMI-SKILLED MINING INDUSTRY PERSONNEL

M. Matlou[1, *], J. Kanda[2]

[1]University of the Witwatersrand, School of Mining Engineering,
1 Jan Smuts Avenue, Johannesburg, South Africa.
(Corresponding Author: Mosebudi.Matlou@wits.ac.za)*
[2] University of the Witwatersrand

ABSTRACT

This paper outlines a comprehensive model for the rock engineering profession, focusing on creating clear pathways for both graduates and semi-skilled mining-industry personnel. The study explored the educational foundations, certification processes, and professional development opportunities necessary to transition from entry-level positions to fully qualified rock engineers. By examining current industry practices, university curricula, and professional standards, a structured framework was developed that demonstrates consistent training, skill development, and career progression. The model addressed the unique needs of graduates entering the field and semi-skilled personnel seeking to advance their careers, ultimately contributing to a more skilled and efficient workforce in the mining industry. Universities benefit from aligning their curricula with industry needs, providing relevant education, and facilitating research collaboration. This framework addresses the evolving demands of the rock engineering profession and supports the sustainable growth of the mining sector.

Keywords: Rock Engineering, career pathways, semi-skilled mining personnel, competency-based framework, professional development

INTRODUCTION

Rock engineering is fundamental to contemporary mining operations, serving as the foundation for the design, stability, and safety of excavations in both surface and underground mining settings. As mining activities advance into deeper and more geotechnically challenging areas, the demand for proficient rock-engineering professionals is increasing (Usmani, et al., 2024). Despite this escalating need, the pathways into the profession remain insufficiently defined, particularly for two pivotal groups: recent graduates and semi-skilled personnel already employed in the mining sector (Van Niekerk, 2010).

Currently, the transition from academic training or operational roles to professional practice in rock engineering is frequently unstructured and lacks standardized benchmarks for competency development and career advancement(Maseko, 2018). This fragmentation impedes individual career progression and poses risks to operational safety and efficiency owing to inconsistent skill levels across the workforce (Van Niekerk, 2010). Consequently, developing a comprehensive and inclusive model for professional development in rock engineering is imperative in the mining industry. Such a model would establish clear competency-based pathways that integrate academic qualifications, practical experience, and industry requirements.

The model will facilitate workforce transformation by enabling semi-skilled personnel to enhance their skills and transition into more technical roles, thereby addressing both skill shortages and social development goals (SDGs)(Aboo, 2024). While several institutions have implemented frameworks for engineering certification and training, few offer integrated models that accommodate the diverse entry points and learning needs of graduates and experienced workers in the field of engineering (Chen, et al., 2023). This study addresses this gap by proposing a structured, multi-tiered model for the rock engineering profession that is designed to be adaptable across various mining contexts (Alber, et al., 2023).

Background of the Rock Engineering Profession

The Chamber of Mines Certificate in Rock Mechanics (COMCRM) was established in the 1970s in South Africa to standardize and regulate the competency of rock mechanics practitioners within the mining industry. Initially, training was conducted internally by mining companies; however, the absence of a universally recognized certification impeded mobility between companies. To address this issue, the Group Rock Engineers Committee initiated COMCRM, with the first certificate issued in 1977 (Minerals Council of South Africa, 2022).

Originally concentrated on hard rock tabular mining, the certification was later expanded to encompass soft rock tabular mining. The assessment process evolved exclusively from underground practical examinations, including multiple written papers. In 2002, the certificate attained legal recognition under the Mine Health and Safety Act, which mandated the involvement of certified competent individuals in mine design and operations where rock-related risks are present (Minerals Council of South Africa, 2022). Until 2007, the certificate was restricted to underground tabular mines (e.g., gold, platinum, and coal). A significant revision in 2007 expanded the syllabus to include massive underground and open-pit mining by incorporating updated references and a broader range of technical content (Minerals Council of South Africa, 2022).

OVERVIEW OF EXISTING TRAINING AND CERTIFICATION MODELS

In the South African mining industry, the main training and certification models for rock engineering involve both academic qualifications and professional certifications(Maseko, 2018). Academic programs like those offered by universities provide a foundational understanding of rock mechanics and engineering, while certifications like the Chamber of Mines Rock Mechanics Certificate (COMCRM) demonstrate practical competency.

Academic Training

Universities

Many rock engineers are graduates in science or engineering, often with a focus on mining engineering. Several South African universities have offered rock engineering courses in their mining engineering programs. These courses are designed to equip students with the knowledge and skills necessary for a career in rock engineering, including understanding rock mechanics, stability analysis, and ground support techniques. At the undergraduate level, universities offer rock engineering courses that mostly focus on theoretical knowledge, engineering principles, and research, preparing students for technical roles or further specialization (Alber, et al., 2023). The rock engineering courses typically cover topics such as:

- **Rock mechanics:** Understanding the properties and behaviour of rock masses.
- **Ground support:** Designing and implementing systems to stabilize underground rock excavations.
- **Stability analysis:** Assessing the stability of rock slopes and excavations.
- **Mine design:** Applying rock engineering principles to mine planning.
- **Blasting:** Understanding and managing explosives in rock excavations.
- **Geotechnical engineering:** Applying geotechnical principles to mining and infrastructure projects.

Entry Level / Graduate Programs

At the undergraduate level, students often lack familiarity with the specific field they wish to pursue post-graduation (Van Niekerk, 2010). A comprehensive understanding of the Rock Engineering profession is not typically conveyed to students at this stage. Upon completing their undergraduate degrees, graduates frequently enrol in a graduate program lasting two years (Van Niekerk, 2010). This program introduces them to the mining environment and provides training across nearly all departments within the mine. These departments include, but are not limited to, mining production, geology, planning, surveying, drill-and-blasting engineering, rock engineering, ventilation, environmental management, metallurgy, safety, health, human resources, and finance (Afsharipour & Maghoul, 2023).

At the conclusion of the program, graduates are afforded the opportunity to obtain their blasting certificate of competence, which is issued by the Department of Mineral Resources (DMR)(Van Niekerk, 2010)(Maseko, 2018). Graduates then select a field within the mining industry in which they wish to advance. Those who choose to specialize in Rock Engineering are inducted into the department and receive practical training before enrolling in the Chamber of Mines strata control courses (Southern African Institute of Mining and Metallurgy (SAIMM), 2022).

Professional Training and Certifications

Chamber of Mines Rock Mechanics Certificate (COMCRM):

This is the legally recognized qualification for rock engineers in South Africa, administered by the Chamber of Mines (COM) of South Africa and overseen by SANIRE (South African National Institute for Rock Engineering). It aims to standardize competency and has been in place since 1977 (Minerals Council of South Africa, 2022). The Chamber of Mines certificates, which are administered, include:

- Strata control officer certificate (SCOC)
- Rock Mechanics Certificate (RMC)
- Advance Rock Mechanics certificate (AREC)

The initial competency required is the Strata Control Certificate (SCOC), which encompasses both theoretical and practical examinations. The practical examination is typically administered by mining companies within 60 days following the theoretical examination. Although individuals from diverse backgrounds may pursue a career as Rock Engineers, no specific qualifications are required to register for these examinations. However, a minimum educational level of Grade 12, with a focus on mathematics and science, is recommended due to the examinations' complexity. Upon successful completion of both components, the Chamber of Mines (COM) will issue the COM Strata Control Certificate of Competence (Minerals Council of South Africa, 2022).

Subsequently, candidates may pursue the COM Rock Mechanics Certificate of Competence (RMC), which comprises four components: three theoretical papers and a practical examination. Two of the theoretical papers are common across all mining disciplines, while the third paper is subdivided into four options. The theoretical papers include Paper 1 (covers basic rock mechanics theory), Paper 2 (covers application of theory), and Paper 3 (covers general site-specific theory and applications). The Paper 3 examination is site-specific and involves components of hard-rock tabular (gold and platinum mines), soft rock tabular (coal mines), massive mining (massive orebodies like diamond, copper, gold, and manganese), and open-pit mining. Unlike the SCOC, candidates must pass all three theoretical papers before attempting the practical examination. Upon successful completion of all four components, the COM will issue the COM Rock Mechanics Certificate of Competence, indicating the specific mining discipline in which the candidate is deemed competent. To be declared competent in all disciplines, candidates must pass all application theory papers (3.1 – 3.4) and the associated practical examinations (Minerals Council of South Africa, 2022).

Following the attainment of the COMRMC, candidates may pursue the Advanced Rock Engineering Certificate (COM AREC). This certificate is contingent upon the completion of six courses at a postgraduate level at a designated university, currently either the University of the Witwatersrand or the University of Pretoria. Upon completion of the requisite courses, candidates may request a letter of recommendation from the university to the COM, which will then issue the Advanced Certificate (Minerals Council of South Africa, 2022).

Although this certificate is not accredited by the Engineering Council of South Africa (ECSA) but mandated by the Minerals Council, it is often required by companies for promotion to the position of rock engineering manager. Additionally, candidates may opt to pursue a master's degree or a Doctorate specializing in rock engineering, although a first degree or equivalent tertiary qualification is typically required for admission to postgraduate studies. The Minerals Council Examination Department oversees and administers various certificates, including those in Rock Mechanics, to ensure industry-standard competency (Handley, 2009). Universities and training institutions also offer short courses and workshops on specific topics like blasting engineering, strata control, and geotechnical engineering, often in preparation for the COMCRM exams (Handley, 2009).

However, the programs do not outline the pathway for graduates and semi-skilled workers who do not have a mining background or differently qualified graduates(Du Toit & Roodt, 2008). The pathway specifically focuses on the requirements and competencies required for roles within the mining industry but does not outline the career path that a rock engineer can be exposed to before obtaining their certificates. Research and innovation in rock engineering are not sufficiently highlighted in the Rock Engineering community, and it is very critical in this age of technology and the 5th Industrial Revolution (Afsharipour & Maghoul, 2023). As the mining industry is harnessing the goal to achieve zero-harm in the mining working environment, more attention and investment need to be paid to research and innovation in improving safety on the mines(Aboo, 2024).

GAPS IN CURRENT SYSTEMS FOR GRADUATES AND SEMI-SKILLED WORKERS

Recent insights and trends within the broader fields of Science, Technology, Engineering, and Mathematics (STEM), as well as the engineering workforce, reveal significant gaps in the current career pathways for graduates and semi-skilled workers in Rock Engineering(Aboo, 2024). Notably, there are limited structured pathways for semi-skilled workers, such as operators, blasters, and underground support technicians, who possess extensive experience but lack clear, formalized routes to transition into professional or engineering roles within mining operations (Gillespie, 2022). This issue is compounded by a disconnect between vocational training and academic qualifications, which hinders upward mobility without necessitating a complete educational restart (Delfosse, 2025).

The integration between industry and academia remains inadequate, resulting in graduates often encountering a skills gap between their academic training and the practical demands of the field(Maseko, 2018). Industry input into curriculum design is limited, leading to a misalignment between educational content and on-site requirements (Usmani, et al., 2024). Over the past 12 years, universities have developed models to align their curricula with industry needs. Despite the increased provision of practical training on-site in mining operations, universities and other educational institutions must offer technical training in strata control and Competent A and Competent B certifications, ensuring that graduates acquire foundational knowledge of strata control before commencing their graduate programs(Maseko, 2018).

Skilled technical workers are frequently undervalued compared to their counterparts with university degrees, despite their critical role in operations(Stacey, 2003). Their extensive experience in the mining environment is vital for managing rock mass behaviour and maintaining stability within mining areas. It is imperative to dispel the stigma surrounding technical careers and promote them as viable, respected options(Aboo, 2024). Opportunities for upskilling or obtaining certifications while working are often scarce or inaccessible, particularly in remote or developing regions (Glaser & Doolin, 2000). There is a lack of modular, stackable credentials that enable workers to build qualifications incrementally.

As the field increasingly incorporates automation, data analytics, and remote sensing, both graduates and semi-skilled workers often lack training in these areas(Du Toit & Roodt, 2008). There is a growing demand for hybrid skill sets that combine traditional rock mechanics with digital competencies (Afsharipour & Maghoul, 2023). The use of rock engineering software and programs to monitor and analyse risks related to rock bursts, fall-of-ground, and seismicity in mines is critical for all rock engineering practitioners(Motsoeneng et al., n.d.). The responsibility for utilizing software and modelling is often relegated to senior managers and supervisors. All rock engineering personnel must comprehend the use and application of these programs to enhance safety and maintain stability in mining areas (Glaser & Doolin, 2000).

Developing a comprehensive and inclusive rock engineering career model is essential for highlighting key competency areas in rock engineering and delineating different career paths for both semi-skilled workers and graduates(Motsoeneng et al., n.d.). Such a model would also enable Rock Engineering managers to track the progress of their personnel and identify individuals who excel in specific aspects compared to others. This approach would improve employee morale by allowing individuals to identify their areas of expertise within the rock engineering field, thereby facilitating career advancement(Hoosen & Dhanpat, 2025). These could also serve as key performance indicators (KPIs) for rock engineering personnel over the medium to long term.

COMPREHENSIVE MODEL FOR ROCK ENGINEERING GRADUATES AND SEMI-SKILLED PERSONNEL

To synthesize findings into a comprehensive, adaptable model for career development in rock engineering, a model was developed based on the results obtained from the literature review and public sources. A Competency-Based Framework was developed based on the data obtained from these sources, and it was analysed. The framework developed outlines the entry points (graduate vs. semi-skilled), competencies, skill acquisition pathways, certification and accreditation milestones, experience, and career progression ladders(Aboo, 2024).

Figure 1 illustrates the career opportunities available for graduates in South Africa, along with the requisite skills in specific fields. Beyond the conventional trajectory in rock engineering operations, graduates have the option to pursue careers in alternative areas within rock engineering(Hoosen & Dhanpat, 2025). The mining industry imposes certain physical and medical fitness requirements, which may pose limitations for individuals with critical illnesses or those with a specific body mass index(Plessis & Barkhuizen, 2015). The diagram serves as a resource for students interested in exploring diverse fields within rock engineering, such as consulting, academia, research, and government institutions(Motsoeneng et al., 2013). Another field that graduates and semi-skilled personnel can pursue is joining consulting companies that offer rock engineering services to mining operations(Du Toit & Roodt, 2008). Consulting companies do offer graduate programs in rock engineering and (Statistics South Africa, 2025) develop their graduates to become qualified rock engineers through enrolment into preparation courses for the exam, practical training, and postgraduate learning. Software training in numerical modelling and mine design also equips the graduates and semi-skilled staff to be able to service their clients(Squelch, 2001).



Figure 1. Rock Engineering Career Opportunities

South African statistics indicate an unemployment rate of 32.9% (Statistics South Africa, 2025). Exploring job opportunities within the rock engineering field, particularly addressing identified knowledge gaps, can open avenues for new research and knowledge ventures, thereby creating job opportunities for young South Africans(Squelch, 2001). Structured pathways help bridge the gap between education and employment, especially for semi-skilled individuals(Maseko, 2018). Multiple career pathways can assist disadvantaged groups in accessing better job opportunities and improving their socioeconomic status(Aboo, 2024). The mining industry can benefit from the model by ensuring its workforce is equipped with relevant skills, thereby reducing mismatches between education and labour market demands (Handley, 2009).

Figure 2 presents the competency matrix for rock engineers at various career stages, detailing the level of competence required for each type of competency(Aboo, 2024). This matrix also provides a framework for recruiters and candidates to assess their skills and competencies. Additionally, companies can utilize the matrix to identify potential candidates for rock engineering positions within their organizations. The implementation of a competency matrix in rock engineering education can substantially enhance the quality, relevance, and impact of training programs(Du Toit & Roodt, 2008). A competency matrix delineates clear learning outcomes, specifying the knowledge and skills that graduates and semi-skilled personnel should possess at each stage, including theoretical understanding, practical application, and adherence to safety protocols(Vogt et al., n.d.). It facilitates a progressive development from basic to advanced competencies, aligning with specific job roles.

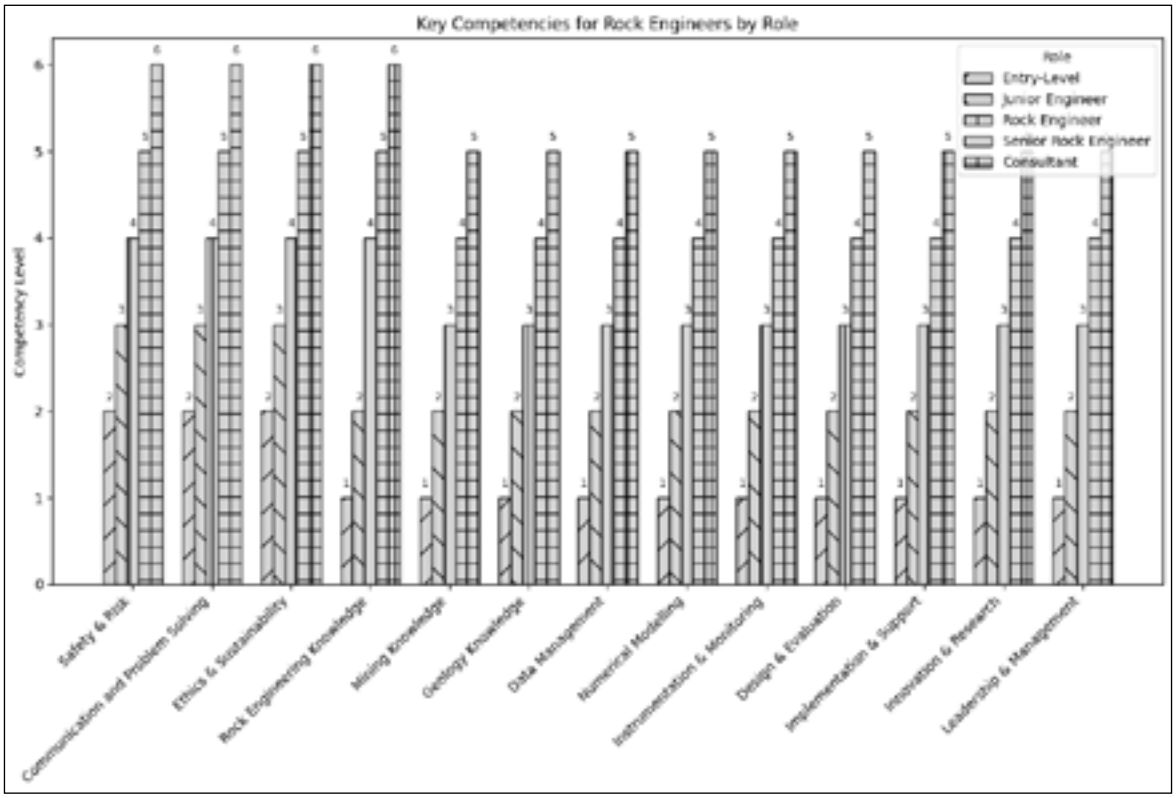


Figure 2. Competencies required for rock engineers from entry-level to consultant

Ensuring industry-relevant training guarantees that graduates and trainees acquire skills that meet current and emerging demands in the mining and geotechnical sectors (Musingwini, et al., 2013). Furthermore, it aids in aligning educational programs with professional standards, such as those set by COMREC and SANIRE. The competency matrix also serves as a framework for evaluating both technical and soft skills, such as problem-solving and teamwork, enabling managers to identify skill gaps and tailor support for individual staff members. (Van Niekerk, 2010)

Figure 3 presents a comprehensive career path framework designed for graduates aspiring to pursue a career in rock engineering. The model delineates the requisite educational levels, experience, and competencies(Aboo, 2024). This framework serves as a tool for tracking the progress of rock engineering personnel within the department and functions as a key performance indicator. Additionally, it aids managers in staff development, thereby facilitating succession planning within the department. It may also motivate individuals who are underperforming to enhance their skills and attain higher positions(Du Toit & Roodt, 2008).

The developed career model offers clarity and direction to both graduates and semi-skilled personnel. It enables them to understand potential career trajectories, requisite skills, and milestones necessary for their advancement (Van Niekerk, 2010). Additionally, it motivates them by offering a structured path that fosters commitment to personal development and long-term objectives(Du Toit & Roodt, 2008). The pathway includes opportunities for upskilling, certifications, and mentorship, which enhance employability and career mobility both at the onset of their careers and after acquiring sufficient experience in the field (Van Niekerk, 2010) (Musingwini, et al., 2013).

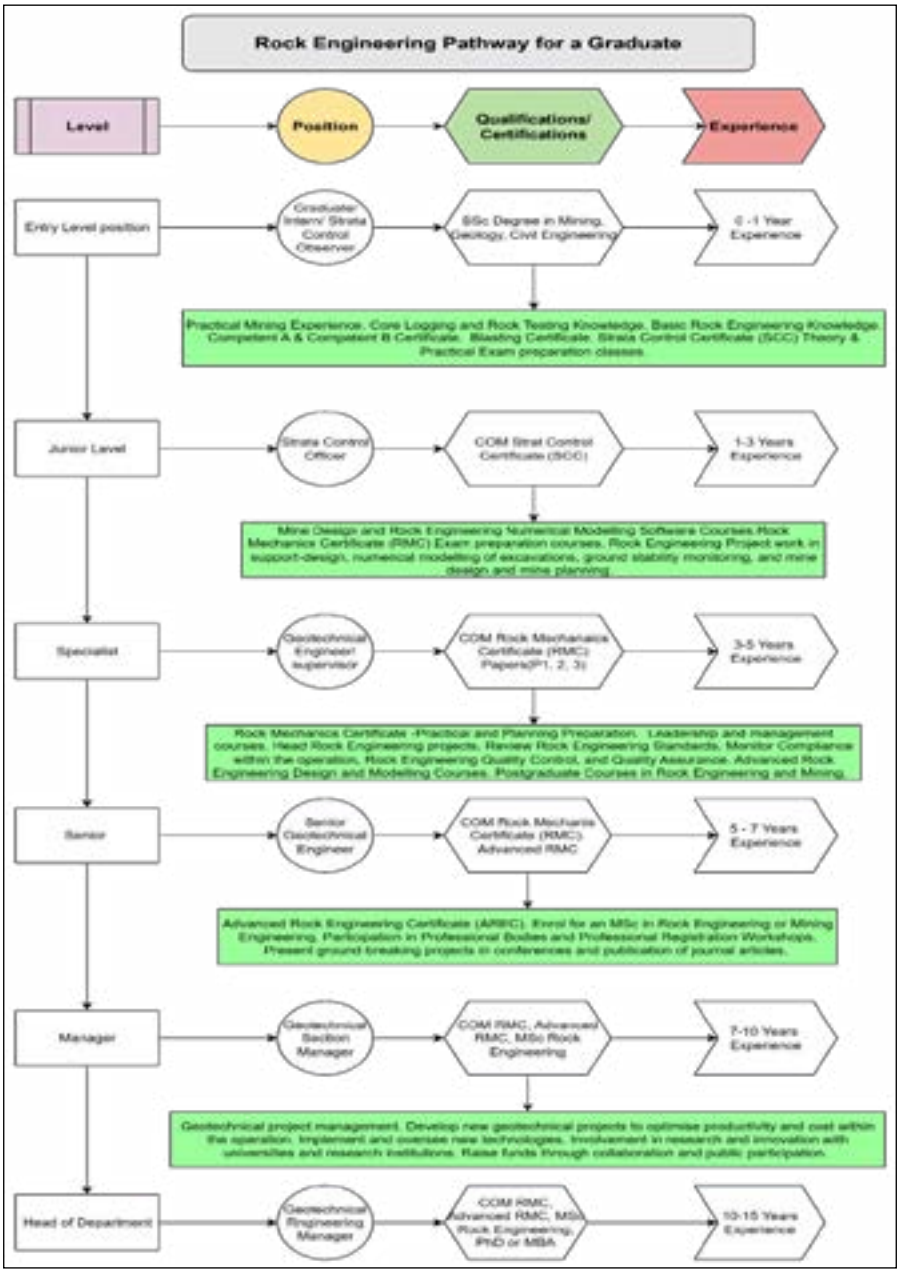


Figure 3.Rock Engineering career model for graduates

Figure 4 illustrates a model for semi-skilled personnel with experience in lower-level mining operations. Individuals with a minimum educational level of Grade 10 can utilize this model to initiate a career in rock engineering(Motsoeneng et al., 2013). There are personnel with substantial experience who could benefit the rock engineering department; however, due to limited education, they are unable to advance into technical or managerial roles(Maseko, 2018). This model provides guidance for these individuals to progress from their current positions and educational levels to becoming rock engineers.

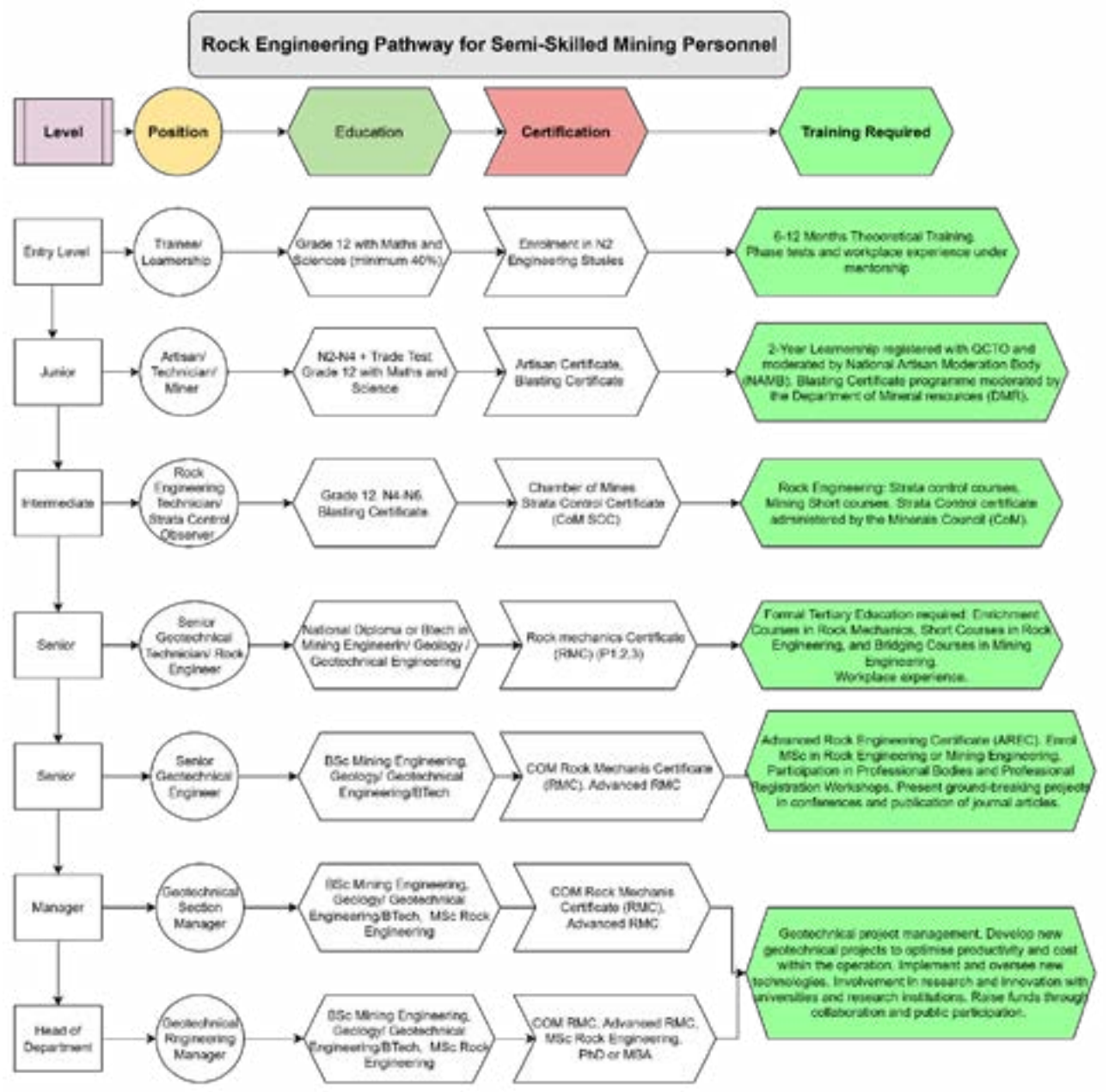


Figure 4. Rock Engineering Career model for semi-skilled mining personnel

Universities and Further Education and Training (FET) Colleges offer courses that can assist semi-skilled personnel in furthering their studies, acquiring new knowledge, and obtaining qualifications that facilitate career advancement in rock engineering (Musingwini, et al., 2013). The Chamber of Mines (COM) Certificates are also accessible with a minimum of Grade 12, allowing semi-skilled candidates to continue writing industry papers and obtaining certificates without a higher education qualification (Minerals Council of South Africa, 2022). This is advantageous for securing junior and senior positions within the Rock Engineering Department. However, managerial positions necessitate a diploma, an advanced diploma, a BSc, or a BTech in Engineering(Maseko, 2018).

Semi-skilled personnel include individuals with basic technical skills and on-the-job experience, who may lack formal qualifications but possess practical knowledge. These individuals are often overlooked in traditional engineering career paths(Maseko, 2018). The objective of this model is to bridge the gap between semi-skilled workers and professional engineering roles, promoting career mobility and inclusivity. The competencies required for these individuals encompass the skills, knowledge, and behaviours necessary at each stage of the profession(Motsoeneng et al., 2013). These competencies are categorized into technical, practical, safety and compliance, soft skills, digital literacy, and management and leadership.

A competency-based framework ensures that performance, rather than credentials, drives progression. This structure supports lifelong learning and stackable credentials(Maseko, 2018). The strategic implication of this model is to empower semi-skilled workers to grow into critical roles and to better train personnel to improve operational outcomes. The model also aims to advance transformation and equity within organizations by supporting inclusive growth in historically marginalized communities(Plessis & Barkhuizen, 2015). Furthermore, this model aligns with national frameworks, integrating with the South African Qualifications Authority (SAQA), Quality Council for Trades and Occupations (QCTO), and Mining Qualifications Authority (MQA) standards within the South African context (Van Niekerk, 2010).

CONCLUSION AND RECOMMENDATIONS

Current models indicate a significant gap in the skills and training of Rock Engineers, particularly in the domains of research and innovation(Squelch, 2001). There is a notable underrepresentation of rock engineers on government advisory boards(Aboo, 2024). The qualifications and skills required for these positions are ambiguous, necessitating extensive experience in mining operations and safety. Given that rock-related incidents are among the most fatal, Rock Engineers must participate in the formulation of legislation and regulations on national advisory boards(Stacey, 2003). A validated, scalable model for professional development in rock engineering is essential, as it would ensure that graduates receive comprehensive exposure to all aspects of rock engineering, enabling them to plan and set career goals at an early stage. This model could assist government bodies and industry organizations in structuring their technical services departments and facilitating internal employee development(Singo, n.d.).

Additionally, the framework could aid in the placement of experienced personnel who are unable to work on mining sites due to health or medical issues. It could also inform policy recommendations for educational providers and industry stakeholders(Plessis & Barkhuizen, 2015). A roadmap for integrating semi-skilled personnel into formal engineering pathways is crucial, as it would open opportunities for other industries within the rock engineering field and leverage the experience of semi-skilled personnel to optimize mining operations, improve working conditions, and mitigate risks related to rock mass stability(Vogt et al., n.d.). It is vital for key stakeholders (academia, industry, and regulators) in the rock engineering profession to define attainable and scalable competency requirements at various career stages(Maseko, 2018).

Identifying skills gaps for graduates and semi-skilled personnel is necessary, and more resources should be allocated to training these individuals in scarce skills(Aboo, 2024). Skills such as geotechnical monitoring, seismology, software development, machine learning, and numerical modelling are often outsourced by mining companies to consultants, and a considerable number of rock engineers lack proficiency in modelling or using certain geotechnical software(Squelch, 2001). The model can assist the rock engineering profession in aligning operational needs with evolving technologies by upskilling staff through educational institutions(Maseko, 2018). Educational institutions should also update their curricula to align with industry needs and technological advancements (Musingwini, et al., 2013). Research institutions and universities must develop courses that enable graduates at the postgraduate level and semi-skilled personnel to apply their knowledge more effectively in the field.

REFERENCES

Aboo, F., 2024. *Towards a skills development model for a South African mining organisation.,* Johannesburg: Univeristy of South Africa .

Afsharipour, M. & Maghoul, P., 2023. Towards Education 4.0 in Geotechnical Engineering Using a Virtual Reality/Augmented Reality Visualization Platform. *Springer Nature -Geotechnical and Geological Engineering ,* Volume 42, p. 2657–2673.

Alber, M., Alejano, L. R. & Bakers, T., 2023. *How to Form Competent Rock Engineers.* Salzburg, Onepetro.

Chen, L.-T., Liu, L., Urade, S. & Chu, P., 2023. An Industry Perspective on the Current US Metal Mining Engineering Education. *Mining, Metallurgy & Exploration,* Volume 40, p. 1041–1058.

Delfosse, K., 2025. *Industry Connect.* [Online] Available at: https://mckelveyconnect.washu.edu/blog/2025/03/03/future-of-engineering-careers-emerging-trends-and-opportunities/

Du Toit, R. & Roodt, J., 2008. *Engineering Professionals: Crucial Key to Development and Growth in South Africa,* Johannesburg: s.n.

Fairhurst, C., 2019. Rock Engineering: Where is the Laboratory?. *Rock Mechanics and Rock Engineering,* 12, 52(12), pp. 4865-4888.

Gillespie, A., 2022. *Measuring progress (and gaps) in the US skilled technical workforce.* [Online] Available at: https://www.nsf.gov/science-matters/measuring-progress-gaps-us-skilled-technical

Glaser, S. D. & Doolin, D. M., 2000. New directions in rock mechanics- report on a forum sponsored by the American Rock Mechanics Association (ARMA). *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences ,* Volume 37, pp. 683-698.

Handley, M. F., 2009. *Report On Evaluation Of Chamber Of Mines Rock Mechanics Certificate In Terms Of Nationally Accepted Criteria,* Johannesburg: South African National Institute of Rock Engineering (SANIRE).

Hoosen, H. & Dhanpat, N., 2025. Exploring the need for formal coaching programmes: Experiences of engineering graduates in a South African mining company. *Acta Commercii,* 7.25(1).

International Society for Rock Mechanics and Rock Engineering, 2023. *International Society for Rock Mechanics and Rock Engineering (ISRM).* Lisbon: International Society for Rock Mechanics and Rock Engineering.

Maseko, L. A., 2018. A review of work-integrated learning in South African mining engineering universities. *Southern African Institute of Mining and Metallurgy,* 118(12), pp. 1315-1323.

Minerals Council of South Africa, 2022. *Chamber of Mines Certificates (CoMCert).* [Online] Available at: https://6291e071-2029-43e4-8e3b-e294b59af49d.filesusr.com/ugd/24d231_9984500e8539498c927fb1790a426a98.pdf [Accessed 12 June 2025].

Mngadi, S. B. et al., 2019. Integration of underground mapping, petrology, and high-resolution microseismicity analysis to characterise weak geotechnical zones in deep South African gold mines. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences,* 2, Volume 114, pp. 79-91.

Motsoeneng, L., Schultz, C. & Bezuidenhout, A., 2013. Skills Needed by Engineers in the Platinum Mining Industry in South Africa. *2013 Proceedings of PICMET '13: Technology Management for Emerging Technologies.,* 1.pp. 1738-1745.

Musingwini, C., Cruise, J. A. & Phillips, H. R., 2013. A perspective on the supply and utilization of mining graduates in the South African context. *Southern African Institute of Mining and Metallurgy (SAIMM),* March, Volume 113, pp. 235-241.

Plessis, Y. D. & Barkhuizen, N., 2015. *Exploring the career path barriers of women professional engineers in a South African context,* s.l.: s.n.

Singo, T. P., n.d. *Support structures in the career progression of women in mining at Amandelbult Mine,* s.l.: s.n.

Southern African Institute of Mining and Metallurgy (SAIMM), 2019. *Young Professionals Council (YPC).* [Online] Available at: https://www.saimm.co.za/images/stories/ypc/Career_Guidance_Handbook_2019.pdf [Accessed 15 June 2025].

Southern African Institute of Mining and Metallurgy (SAIMM), 2022. *Young Professional Council (YPC).* [Online] Available at: https://www.saimm.co.za/young-professionals-council/career-guidance/34-rock-engineering [Accessed 15 June 2025].

Squelch, A., 2001. Virtual reality for mine safety training in South Africa. *Southern African Institute of Mining and Metallurgy (SAIMM),* 7, 101(4), pp. 209-216.

Stacey, T., 2003. Presidential Address: Rock engineering-good design or good judgement?. 9.103(7).

Statistics South Africa, 2025. *South African Government.* [Online] Available at: https://www.gov.za/news/media-statements/statistics-south-africa-quarterly-labour-force-survey-qlfs-%E2%80%93-q1-2025-13-may#:~:text=The%20official%20unemployment%20rate%20was,force%20during%20the%20same%20period. [Accessed 10 July 2025].

Usmani, A., Nanda, A. & Jain, S. K., 2024. *A Framework for Geotechnical Engineering Practice and Education.* Singapore, s.n.

Van Niekerk, D. J., 2010. *Best Practice Guideline (BPG) for the development of Graduate Development Programme (GDP): Mining and Metallurgy,* Johannesburg: Southern Africa Institute of Mining and Metallurgy.

Vogt, D. et al., n.d. *New technology for improving entry examination, thereby managing the rockfall risk in South African gold and platinum mines,* s.l.: s.n.

THE FUTURE OF MINING ENGINEERING GRADUATES IN SOUTH AFRICA: WORKFORCE INTEGRATION AND GLOBAL DEMAND

M. J. Nong[1,*], O. Pillay[2]

[1] *University of the Witwatersrand, School of Mining Engineering, Johannesburg, South Africa*
*(*Corresponding Author: Matsobane.Nong@wits.ac.za)*
[2] *University of Witwatersrand, School of Mining Engineering, Johannesburg, South Africa*

ABSTRACT

South Africa's mining sector has long been a critical driver of economic growth, foreign exchange earnings, and employment. However, direct employment in the industry has declined significantly from over 760 000 jobs in 1987 to 479 228 in 2023. Despite these challenges, mining engineering remains a popular field of study, with South Africa's mining schools collectively producing an average of 361 graduates annually between 2013 and 2022. In recent years, mining graduates in South Africa have faced increasing difficulties securing employment due to declining local opportunities, misalignment between graduate skills and industry needs, and shifting labour market demands. This paper investigates employment trends among mining graduates over the past decade, with particular focus on the extent of graduate unemployment and underemployment. In parallel, it explores the potential for South African graduates to access opportunities in global markets, particularly in regions such as Europe and Australia, where persistent shortages of skilled mining professionals have been well documented. The study further analyses investment patterns in South Africa's mining sector over the last ten years to determine whether these investments have translated into sustainable job creation for young professionals. Drawing on government labour statistics, industry insights, and international workforce trends, the research identifies key challenges and emerging opportunities for mining graduates. The findings suggest that while global opportunities do exist, a more structured approach, emphasising skills alignment, international partnerships, and targeted policy interventions, is essential to improve employment outcomes for South African mining engineers both domestically and abroad.

Keywords: mining engineering, employment trends, workforce mobility, global labour shortage, South Africa

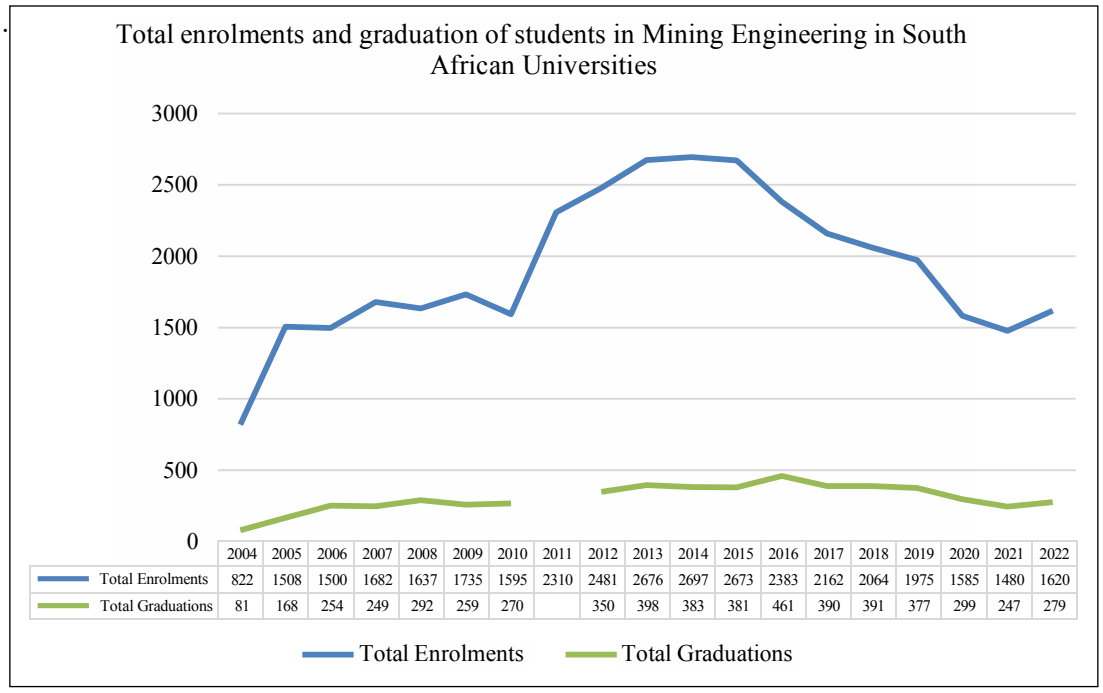
INTRODUCTION

Mining in South Africa has a long and significant history, beginning in 1867 with the discovery of the first diamond in the Cape Province (Chibba, 2025), followed by the discovery of the Main Reef gold in Johannesburg, Transvaal, now famously known as the "City of Gold"—in 1886 (Jones, 2016). These discoveries marked the onset of large-scale mining activities, positioning South Africa as a key player in the global mining industry. At the time, the country lacked the technical skills and human capital required to develop its mineral wealth. This skills gap led to a substantial influx of immigrants, including mining engineers, primarily from European countries (Kloot & Rouvrais, 2016). As gold mining activities intensified in Johannesburg, the demand for trained mining professionals increased. Recognising the need to develop local expertise, the first School of Mines was established in 1896 (Davenport, 2011, as cited in Kloot & Rouvrais, 2016). Since then, mining engineering education in South Africa has expanded significantly, not only supporting the local

industry but also serving the broader African region. Historically, countries such as Namibia, Lesotho, and Botswana have sent students to South Africa to pursue mining engineering qualifications.

Since these mineral discoveries, the mining sector has consistently played a pivotal role in South Africa's socio-economic development. It has contributed significantly to GDP growth, employment generation, and remains one of the country's key sources of foreign exchange earnings (Taruvinga, 2017). Mining employment peaked in 1980, when approximately 760 000 individuals were employed in the sector, largely driven by a surge in global gold prices (Statistics South Africa, 2015). However, this figure declined steadily, reaching around 400 000 by 2001 (South African Institute of Race Relations, 2019). A slight recovery was observed in 2009 with 491 794 employees, but by 2023, the number had decreased again to approximately 479 228. This figure includes both formal and informal employment.

Despite these downward employment trends, interest in mining engineering studies has persisted. Mining schools collectively have enrolled on average, over 2 000 students for mining programmes, and graduated about 360 students annually in the past 10 years, see Figure 1 (Department of Higher Education and Training, 2025).



	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022
Total Enrolments	822	1508	1500	1682	1637	1735	1595	2310	2481	2676	2697	2673	2383	2162	2064	1975	1585	1480	1620
Total Graduations	81	168	254	249	292	259	270		350	398	383	381	461	390	391	377	299	247	279

Figure 1: Total enrolments and graduations in mining programmes in South African universities

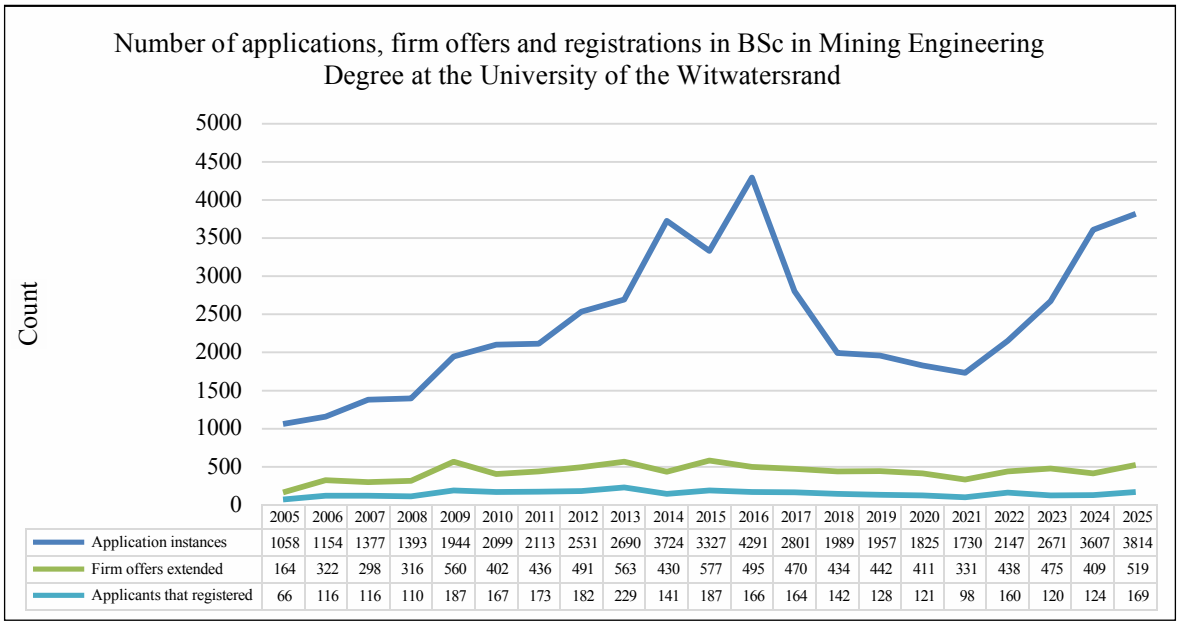
While enrolments and graduations have shown signs of decline in recent years, the numbers remain relatively high. This is particularly notable when compared to international trends, where countries such as Australia have experienced a decline in mining engineering graduates, resulting in some universities merging or restructuring their mining programmes (Knights, 2019). While much has been written about employment decline in the sector, limited research has examined the implications of these trends for the integration of new mining engineering graduates into the workforce, particularly within a global context where technical skills shortages persist.

The sustained interest among South African students suggests a continued perception of mining as a viable profession, even as employment opportunities become more constrained. Importantly, the downward trend in mining employment has not only affected general and semi-skilled workers but has also impacted the absorption of highly skilled professionals, particularly mining engineers. This raises critical questions about the future of mining engineering graduates in South Africa, and how they can be integrated into both the local and global workforce

SUPPLY OF MINING ENGINEERING GRADUATES

South Africa currently has four universities that confer undergraduate qualifications in mining engineering: the University of the Witwatersrand (Wits), the University of Johannesburg (UJ), the University of Pretoria (UP) and the University of South Africa (UNISA). Beyond awarding degrees, these institutions create professional pathways recognised by the Engineering Council of South Africa (ECSA). Graduates of the four-year BSc(Eng)/BEng programmes at Wits and UP meet ECSA's academic requirement for registration as Candidate Engineers en route to Professional Engineer (Pr Eng) status. UJ's three-year BEngTech qualifies its alumni to register as Candidate Engineering Technologists, progressing to Professional Engineering Technologist (Pr Tech Eng) once competency is demonstrated. UNISA's distance-learning diplomas and BEngTech stream, designed mainly for working practitioners, facilitate technician and technologist registration, while also accepting suitably qualified school-leavers and unemployed applicants, thereby broadening access to the profession.

Mining engineering continues to be a viable and attractive career path for many young South Africans. This is evident in the consistently high number of applications received annually by universities, particularly the University of the Witwatersrand (Wits), which remains one of the oldest and most established mining schools in the country. Figure 2 illustrates trends in applications, firm offers, and first- time registrations for the Bachelor of Science in Mining Engineering programme at Wits between 2005 and 2025. Over this period, applications increased markedly from just over 1 058 in 2005 to a peak of 4 291 in 2016, reflecting sustained interest in the discipline. A notable dip occurred between 2018 and 2021, reaching a low of 1 621 in 2021, likely linked to the COVID-19 pandemic, which disrupted schooling, learner performance, and digital access. Encouragingly, application numbers rebounded post-pandemic, rising to 2 147 in 2022 and surging to 3 814 by 2025.



	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025
Application instances	1058	1154	1377	1393	1944	2099	2113	2531	2690	3724	3327	4291	2801	1989	1957	1825	1730	2147	2671	3607	3814
Firm offers extended	164	322	298	316	560	402	436	491	563	430	577	495	470	434	442	411	331	438	475	409	519
Applicants that registered	66	116	116	110	187	167	173	182	229	141	187	166	164	142	128	121	98	160	120	124	169

Figure 2: Number of applications, firm offers, and first-time registrations for mining engineering at the University of the Witwatersrand (2005–2025)

Despite these fluctuations in demand, the number of firm offers remained relatively stable, averaging between 400 and 500 per year since 2012. Actual first-time registrations also held steady, with a median of approximately 150 students annually. This consistent intake, despite variable application volumes, suggests a bottleneck between interest and enrolment, possibly due to limited departmental capacity, competitive entry requirements, or financial constraints. Figure 2 presents the total undergraduate enrolment across all years of study (from first to final year) for the same period, offering a broader view of programme-level participation over time.

While applications surged from 1 058 in 2005 to over 3 800 in 2025, the number of firm offers and first-time registrations remained comparatively constant. This disparity highlights a structural capacity constraint within mining schools, where demand has consistently outpaced supply. The overall enrolment patterns at Wits mirroring trends across South African institutions underscore the enduring popularity and perceived value of Mining Engineering as a programme of study, even amid cyclical fluctuations in the mining sector and growing uncertainty around graduate employment outcomes.

The total number of registered undergraduate mining engineering students at Wits University has shown a steady increase from 1992 to 2025, as illustrated in Figure 3. Beginning with just over 130 students in 1992, enrolments remained relatively stable throughout the 1990s. A significant upward trend began in the early 2000s, eventually peaking at over 600 students by the mid-2010s. This growth can be attributed to several interrelated factors. Firstly, the gradual opening of university access to historically excluded groups allowed for more equitable entry into institutions of higher learning. This transformation, coupled with improved economic conditions and broader access to job opportunities, meant that more families were able to afford tertiary education. Secondly, the enrolment increase is consistent with the rising number of applications and steady flow of firm offers over the same period, as shown in Figure 2.

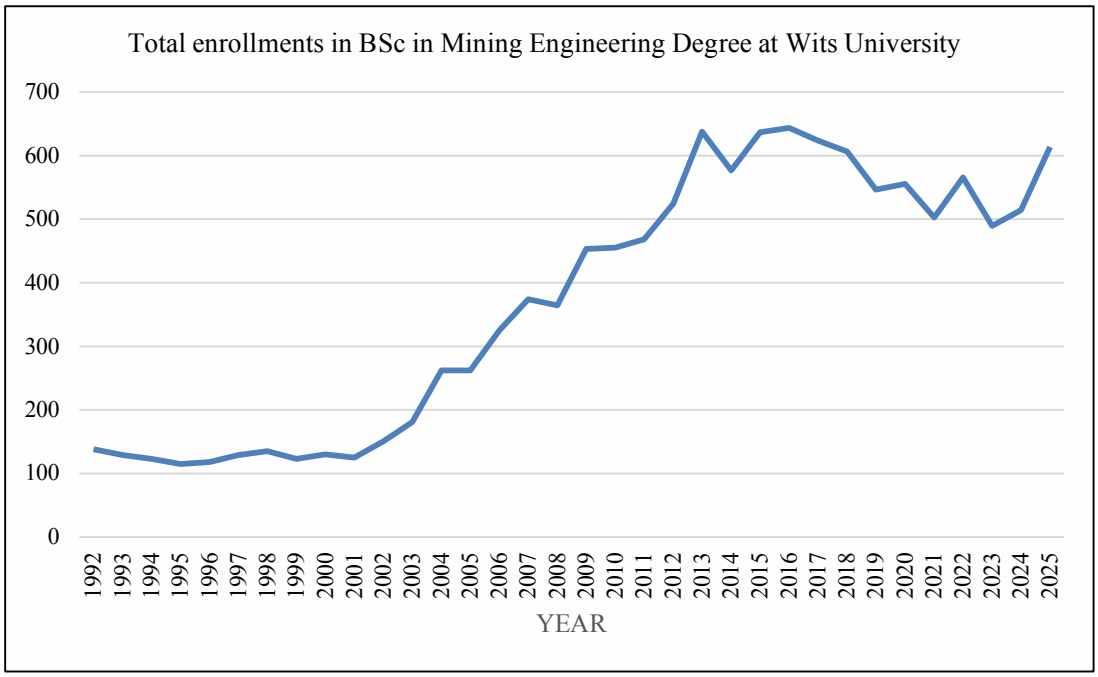


Figure 3: Total (first year to final year) annual enrolment of undergraduate mining engineering students at Wits (1992–2025)

Globally, many developed countries are experiencing a steep and sustained decline in mining engineering enrolments. A trend that contrasts sharply with the relatively stable graduate output in South Africa. In Australia, enrolments in mining-related programmes have fallen by 63% since 2014, with significant drops reported at leading institutions such as Curtin University, the University of New South Wales, the University of Queensland, and the University of Adelaide. Similarly, the United States has seen a 39% decline in mining engineering enrolments since 2016 (McKinsey & Company, 2023). These contractions are not merely academic concerns, they reflect broader challenges, including industry image, student perceptions, and the geographical remoteness of mining operations. As a result, several universities in these countries have opted to merge, restructure, or completely phase out their mining programmes. Figure 3 illustrates these downward trends in enrolments and graduate output, highlighting the scale of the talent pipeline contraction in traditionally strong mining education hubs.

In Canada, the mining engineering talent pipeline has also contracted significantly in recent years. According to Statistics Canada data, the number of mining and mineral engineering graduates declined from approximately 260 in 2016 to 174 in 2020 representing a drop of about one-third (Statistics Canada, 2021). Supporting this trend, the Mining Industry Human Resources Council (MiHR) reported that mining engineering graduate output fell by 48%, and overall enrolments declined by 33% over the same period (MiHR, 2024). As a result, the combined output from all Canadian institutions now amounts to fewer than 180 graduates annually, fewer than the first-time registrations at Wits University alone, which consistently averages around 150 students per year. This contrast further reinforces the idea that South Africa continues to produce a relatively deep pool of mining engineering graduates compared to other developed nations facing declining numbers.

Several factors help explain the declining enrolments in mining-related disciplines across developed economies. Chief among these are the negative public perceptions associated with the mining industry, including concerns about environmental degradation, human rights violations, and gender inequality. These issues have shaped how younger generations perceive the sector, often viewing it as outdated, socially irresponsible, or incompatible with modern values. In addition, the remote and often harsh locations of mining operations tend to deter younger, urban-based, and family-oriented professionals. As a result, many mining workforces in developed countries are aging, and critical skills shortages are beginning to emerge. In Australia, for instance, mining job vacancies have more than doubled since February 2020, driven by a combination of declining graduate output and an aging professional base. Industry projections estimate a need for 24 400 new workers by 2026, yet the current labour pipeline is expected to supply only around 16 000 during that period, leaving a projected shortfall of over 8 000 positions (McKinsey & Company, 2023; Minerals Council of Australia, 2022). This growing mismatch between demand and supply underscores the structural labour challenges facing developed mining economies. In contrast to developed economies facing talent shortages, South Africa continues to produce a consistent and comparatively high number of mining engineering graduates. This positions the country as a potential source of skilled professionals for the global mining sector. However, this surplus also presents significant domestic challenges. With the national unemployment rate reaching 32.9%, the capacity of the local mining industry to absorb new graduates is increasingly constrained. Even within the sector, job opportunities for young professionals remain limited. Mmola et al. (2017) reported that it took a minimum of six months for mining engineering graduates from the University of Johannesburg to secure employment, a timeframe that has likely increased in recent years due to worsening economic conditions and slower job creation in mining. The growing oversupply of qualified graduates, coupled with a stagnating domestic labour market, highlights the urgent need for strategic interventions. These include aligning graduate competencies with evolving industry needs, expanding structured work-integrated learning, and facilitating access to international labour markets through partnerships and mobility frameworks.

Over the past decade, national data confirm a clear rise and fall pattern in South Africa's mining- engineering pipeline. DHET's statistics on Post-School Education show that first-year enrolments across the four programmes rose from approximately 1 900 in 2013 to just over 2 400 in 2017, before tapering to about 1 650 in 2023 (DHET, 2023). Graduation numbers followed a similar trajectory: Mining Qualifications Authority (MQA) enrolment dashboards record a climb from approximately 320 graduates in 2013 to a peak of about 420 in 2016, then a gradual slide to around 300 by 2023 (MQA, 2024). Despite this recent contraction, South Africa still produces well above 300 mining engineers per year, a total that outstrips the combined annual output of many individual programmes in developed economies. For example, 2020 graduate counts were 174 in Canada (Statistics Canada, 2021), fewer than 180 in the entire United States cohort (McKinsey & Company, 2023), and just over 100 in Australia after several programme closures (Knights, 2019). The mismatch between strong historical growth and the recent slowdown is echoed in employment studies: Mmola et al. (2017)'s survey of UJ's alumni found a median job search period of six months, a lag that has lengthened as graduate supply has remained high while local vacancies have contracted. Taken together, the figures underline a paradox: South Africa's throughput; though easing, is still sizeable by global standards, positioning the country as a net exporter of mining engineering talent even as domestic absorption capacity tightens.

According to Lane et al. (2015), a range of persistent challenges, including lower commodity prices, fluctuating export demand, escalating operational costs, policy uncertainty, labour unrest, ageing mines, and infrastructure deficits, continue to undermine the competitiveness of South Africa's mining industry and, by extension, the broader economy. These structural and economic constraints have eroded investor confidence and contributed to the sector's declining growth trajectory. Despite this, South Africa remains endowed with some of the world's most valuable mineral reserves, estimated at R20.3-trillion (approximately US$2.5 trillion). However, the full economic potential of these reserves remains underleveraged due to ongoing policy instability, recurring fears of nationalisation, and heightened labour militancy (Brand South Africa, 2012). The growth of South Africa's secondary and tertiary industries, alongside declining mining production, has contributed to a reduced direct contribution of mining to national GDP, employment, export sales, and fixed investment. As mining's relative economic footprint has diminished, so too has its capacity to absorb new entrants into the workforce. Research by McKinsey & Company (2023) shows that 47% of South African mining jobs, along with 42% of sectoral revenues, fall within the vulnerable bottom quartile of global cost competitiveness. These figures highlight the pressure on local operations to remain viable amidst rising input costs and shifting global market dynamics.

Nonetheless, the medium to long term outlook for South Africa's mining industry remains cautiously optimistic. Growth opportunities lie in both established commodities, such as iron ore, manganese, and platinum group metals (PGMs), and emerging niche markets, including vanadium and industrial minerals. Capitalising on these prospects, however, will require targeted investment, policy stability, and a labour force equipped with the skills to support evolving mining technologies and global demand trends.

EXPLORATION AND MINING INVESTMENT IN SOUTH AFRICA

South Africa hosts barely 1 % of world exploration spending and only approximately 52 active projects, yet it continues to graduate hundreds of mining engineering students each year (Costmine Intelligence, 2024). Meanwhile, Canada, Australia and the U.S. which collectively run nearly 8 000 projects are scrambling for talent, see Figure 4. Figure 5 reinforces this imbalance by illustrating South Africa's long-term decline in exploration investment.

Capital expenditure (CAPEX) and exploration spending underpin long-term employment growth in mining by generating new projects, sustaining existing operations, and stimulating a wide range of upstream services. South Africa's record, however, shows a decade-long erosion in both metrics. Real mining CAPEX fell by roughly 30 % between 2012 and 2022 after peaking during the commodity super-cycle (PwC, 2023). Over the same period, the country attracted less than 1 % of global exploration budgets, compared with about 15 % for Canada and 13 % for Australia (S&P Global Market Intelligence, 2024). This divergence is largely attributed to regulatory uncertainty, slow permitting, energy-supply risks, and an ageing infrastructure network (Minerals Council South Africa, 2023a). The immediate labour-market impact is clear: fewer greenfield discoveries translate into fewer construction starts and limited demand for young mining professionals. Statistics South Africa (2023) reports that exploration outlays contracted by a further 1.2 % in 2023, even as real mining CAPEX posted a modest rebound of 4.8 % spending now aimed mainly at sustaining capital rather than expansionary projects. By contrast, global mining majors channelled close to US $75 billion into green and brownfield developments in 2023, two-thirds of which targeted energy-transition metals such as copper, nickel, and lithium (McKinsey & Company, 2024).

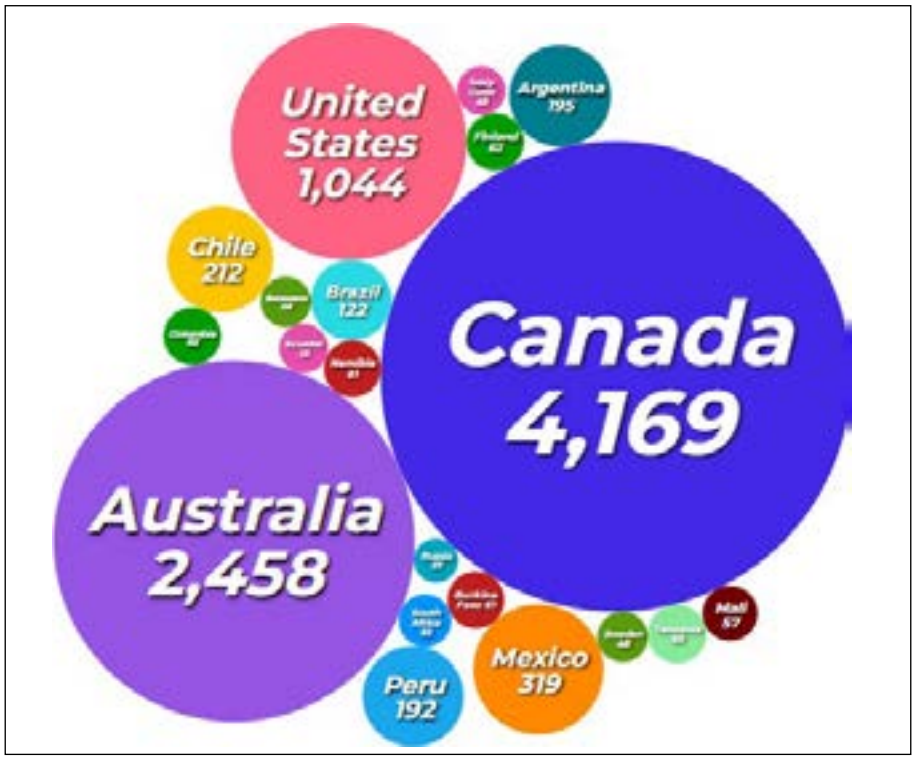


Figure 4: Globaldistributionofmineralexplorationprojects(CostmineIntelligence,2024)

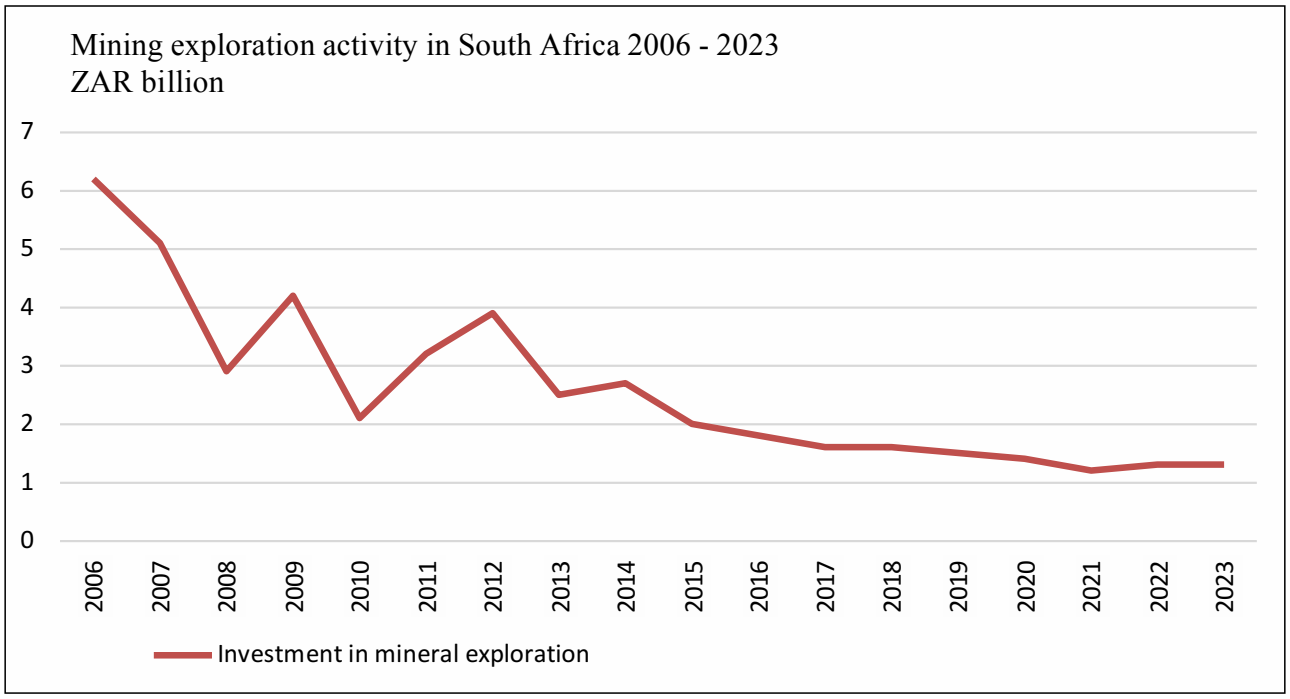


Figure 5:Investment in mineral exploration in South Africa (Minerals Council South Africa, 2023

b) Corporate restructuring has compounded local investment headwinds. BHP completed its exit from

South African thermal-coal assets in 2015 (BHP, 2016), South32 reduced its manganese exposure in 2023 (South32, 2023), and in May 2025, Anglo American finalised the demerger of its platinum group metal (PGM) business, now listed as Valterra Platinum, affecting some 30 000 employees (Reuters, 2025). These moves mirror a broader redirection of multinational capital toward lower-risk jurisdictions and high-growth battery-metal projects (Boston Consulting Group, 2024). Yet opportunity remains. South Africa holds approximately 75 % of

global PGM reserves and significant resources in manganese, vanadium, and rare- earth elements, commodities integral to hydrogen fuel cells, battery storage, and wind-turbine technologies (DMRE, 2022). Recognising this, the Department of Mineral Resources and Energy has set a target to raise South Africa's share of global exploration spend to 5 % by 2025 (DMRE, 2022) and has prioritised a modern, transparent cadastral system to accelerate prospecting licences. Early success is visible: critical- mineral ventures announced in 2024–2025 carry an estimated CAPEX of R26 billion and could create around 3 800 direct jobs during construction and early operations (Minerals Council South Africa, 2024).

For mining-engineering graduates, the stakes are clear. Without a revival in exploration and greenfield CAPEX, domestic job absorption will remain constrained, reinforcing the "export-ready" graduate surplus highlighted earlier in this paper. Conversely, a stable policy environment and targeted incentives for critical-mineral exploration could unlock substantial employment and skills-development pathways. Bridging this gap, through predictable regulation, efficient licensing, and collaborative financing models, thus become central to aligning graduate output with national and global demand.

DISCUSSION

Mining continues to play a vital role in South Africa's economic and social development, not only as a contributor to GDP and foreign exchange earnings but as a sector with considerable potential to drive employment and skills development (Taruvinga, 2017; Statistics South Africa, 2023). This significance is particularly pronounced in a country facing persistently high unemployment (32.9% as of early 2025) making job creation within mining and its value chains a national imperative (Statistics South Africa, 2023). South Africa's strong mining engineering education system, anchored by four institutions, has ensured a steady pipeline of qualified graduates. Over the past decade, this system has consistently produced over 300 mining engineers annually, even as global output has declined sharply (DHET, 2023; MQA, 2024; Statistics Canada, 2021). The stability and volume of South African graduate output stand in contrast to enrolment declines in developed economies such as Australia, the US, and Canada, where factors such as negative public perception, ageing workforces, and unattractive working conditions in remote locations have diminished the talent pool (McKinsey & Company, 2023; MiHR, 2024; Knights, 2019).

Paradoxically, while South Africa remains a global leader in the production of mining graduates, its own labour market increasingly struggles to absorb them. Data suggests that graduates often face prolonged job search periods, six months or more in many cases, and experience higher rates of underemployment (Mmola et al., 2017). This is largely a result of diminishing job opportunities in a sector grappling with structural challenges, such as policy uncertainty, ageing mines, rising production costs, and declining capital investment (Lane et al., 2015; PwC, 2023). South Africa has also experienced a decline in mining exploration and greenfield investment, with CAPEX shifting towards sustaining operations rather than growth (PwC, 2023; Minerals Council South Africa, 2023a). Exploration budgets remain limited, accounting for less than 1% of global spending, which restricts the creation of new employment opportunities in the sector (S&P Global, 2024). The recent exits and restructuring by multinationals such as BHP, South32, and Anglo American further reflect investor concerns and may reduce the scope for new project development (Reuters, 2025; BHP, 2016; South32, 2023).

Despite these challenges, South Africa is well-positioned to become a net exporter of mining talent. The skills developed locally are increasingly in demand in other resource-rich regions, such as the Democratic Republic of Congo (DRC), Zambia, Ghana, and even parts of South America, where mining activity is accelerating. South African engineers—many of whom hold degrees accredited by the Engineering Council of South Africa (ECSA) are well-suited to support infrastructure and extraction projects in these geographies. The international mobility of mining graduates thus represents a major opportunity, particularly in light of talent shortages in developed and developing mining regions alike (McKinsey & Company, 2024; Minerals Council South Africa, 2024). This evolving dynamic marks a shift from South Africa's historical role as a net importer

of mining talent in the early industrial era, to a potential exporter of highly skilled professionals. Realising this opportunity, however, will require coordinated strategies: aligning educational curricula with global industry needs, enhancing work-integrated learning programmes, fostering international partnerships, and ensuring graduates have access to global mobility pathways. Ultimately, while South Africa's mining sector faces headwinds, the human capital produced by its universities remains a strategic asset. Harnessing this talent both locally and globally is essential not only for addressing domestic unemployment, but also for reinforcing South Africa's relevance in the global mining ecosystem.

CONCLUSIONS AND RECOMMENDATIONS

This paper set out to investigate the employment prospects of mining engineering graduates in South Africa in the context of a declining local mining sector and growing global demand for technical mining skills. The analysis confirms that, while the South African mining industry has faced persistent challenges, such as declining exploration investment, policy uncertainty, and stagnant job creation, the country's universities continue to produce a comparatively high number of mining engineering graduates. Institutions such as Wits, UP, UJ, and UNISA have maintained strong academic throughput, with annual graduate output consistently exceeding that of mining education programmes in Australia, Canada, and the United States. However, the sector's limited absorptive capacity, combined with broader economic stagnation and a national unemployment rate of 32.9%, has created a significant mismatch between graduate supply and available opportunities. This situation is compounded by an evolving industry that demands new skills in digital mining, sustainability, and automation, areas that are not yet fully integrated into all academic curricula. At the same time, developed countries are experiencing acute shortages of mining professionals, driven by falling enrolments, aging workforces, and the declining attractiveness of mining careers. This global shortfall presents an opportunity for South African graduates to fill skills gaps beyond national borders, provided their qualifications are recognised and their competencies are aligned with emerging industry needs.

To address these challenges and leverage emerging opportunities, several interventions are required. Firstly, local investment in mining exploration and project development must be revitalised through clear policy direction, regulatory certainty, and incentives for capital expenditure. Such investment will be critical to unlocking new job opportunities for young professionals and reinvigorating the sector's role in inclusive economic growth. Secondly, stronger collaboration between academia and industry is needed to ensure that mining engineering education keeps pace with the sector's technological transformation. This includes enhancing curricula, expanding structured work-integrated learning opportunities, and improving graduate readiness for industry deployment. Thirdly, international mobility frameworks should be strengthened through enhanced cooperation between ECSA, universities, and international accreditation bodies. These mechanisms would allow graduates to access global job markets, particularly in Europe, Australia, and other African countries where demand remains high. Furthermore, a national mining graduate employment strategy should be developed to systematically monitor graduate outcomes, anticipate labour market trends, and align education supply with demand. Finally, South Africa should actively position itself as a continental leader in mining expertise by exporting technical skills to neighbouring countries such as Zambia, the DRC, and Namibia, where exploration and mine development activity is expanding.

In conclusion, while the South African mining sector faces real constraints in its current form, its educational institutions continue to produce highly skilled graduates who can be harnessed as a strategic national asset. Through a coordinated mix of policy reform, investment incentives, academic alignment, and international partnerships, South Africa can transform its surplus of mining graduates into a powerful vehicle for economic contribution, both locally and on the global stage.

REFERENCES

BHP. (2016). Annual Report 2016. Available at: https://www.bhp.com/investors/annual-report-2016 Boston C o n s u l t - ingGroup. (2024). Re-energising Global Mining Investment. Available at: https://www.bcg.com/publications/2024/global-mining-investment-strategies

Chibba, S. (2025). A history of mining in South Africa. [Online]. Available at: https://www.southafrica.net/za/en/travel/article/a-history-of-mining-in-south-africa.

Costmine Intelligence. (2024). The world's leading countries for mineral exploration. Available at: https://www.costmine.com/2024/02/12/the-worlds-leading-countries-for-mineral-exploration/

Department of Mineral Resources and Energy. (2022). Exploration Strategy for the Mining Industry of South Africa. Pretoria: DMRE. Available at: https://www.energy.gov.za/files/media/exploration- strategy-2022.pdf

Jones, R.T. (2016). Mining Heritage. Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 116 (1). vi-vii Taruvinga, T.R. (2017). Foreign direct investment and the mining sector in South Africa: Implications for

the current account balance. Master of Management: Finance and Investment Management dissertation. University of Witwatersrand. Available at: https://wiredspace.wits.ac.za/items/a0aea86d-abe2-4d13- bf5a-c70b258c2aaa

Kloot, B., Rouvrais, S. (2016). The South African engineering education model with a European perspective: history, analogies, transformations and challenges. European Journal of Engineering Education, 42(2), 188–202. https://doi.org/10.1080/03043797.2016.1263278

McKinsey & Company. (2024). Global Mining Review: CAPEX and Workforce Outlook. Available at: https://www.mckinsey.com/industries/metals-and-mining/our-insights/global-mining-outlook-2024

MineralsCouncil South Africa. (2023a). Facts and Figures 2023. Available at: https://www.mineralscouncil.org.za/industry-news/publications/facts-and-figures

Minerals Council South Africa. (2023b). Integrated annual review Africa. Available at: https://www.mineralscouncil.org.za/reports/2023/

Minerals Council South Africa. (2024). Critical Minerals Investment Tracker

Mining Industry Human Resources Council (MiHR). (2024). Occupational Spotlight: Mining Engineers.

Available at: https://mihr.ca

Mmola, T., Mpanza, M., Nelwamondo, P. (2017). Graduate unemployment in the South African mining sector: a case study of mining graduates of the University of Johannesburg. 3rd Young Professionals Conference, Pretoria. 9-10 March 2017. The Southern African Institute of Mining and Metallurgy. Available at:https://hdl.handle.net/10210/226151

Musingwini, C., Cruise, J.A., Phillips, H.R. (2013). A perspective on the supply and utilization of mining graduates in the South African context. Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 113(3), 00.

PwC. (2023). SA Mine 15th Edition. Johannesburg: PricewaterhouseCoopers. Available at: https://www.pwc.co.za/en/publications/sa-mine.html

Reuters. (2025). Valterra Platinum makes bourse debut as Anglo exits South African unit. Available at: https://www.reuters.com/markets/commodities/anglo-american-demerger-valterra-2025

S&P Global Market Intelligence. (2024). World Exploration Trends 2024. Available at: https://www.spglobal.com/marketintelligence/en/news-insights/research/world-exploration-trends- 2024

South32. (2023). Annual Report 2023. Available at: https://www.south32.net/investors-media/annual- report-2023

Statistics South Africa. (2015). Mining: a brief history. Available at: https://www.statssa.gov.za/?p=9720.

Statistics Canada. (2021). Postsecondary graduates by field of study and credential type. Available at: https://www.statcan.gc.ca

Statistics South Africa. (2023). Capital Expenditure by the South African Mining Industry. Available at: https://www.statssa.gov.za/publications/P9101/Capex-mining-2023.pdf

MADENLERİN RUHSAT GÜVENCESİ VAR MI?

ARE THERE ASSURANCES FOR EXPLORATION AND EXPLOITATION LICENSES?

A. Doru[1], E. Kundak[2,*]

[1]*Doru Hukuk Danışmanlık*
[2,*]*Eskişehir Osmangazi* Üniversitesi, *Maden Mühendisliği Bölümü*
*(*Sorumlu yazar:* ecekundak@gmail.com)

ÖZ

Türkiye Cumhuriyeti Anayasası'nın 168.maddesine göre madenler devletin hüküm ve tasarrufu altındadır. Madenlerin aranması ve işletilmesi hakkı devlete aittir. Devlet bu hakkını gerçek ve tüzel kişilere devredebilir. Bu hakların devri arama ve işletme ruhsatı gibi yetki belgeleriyle yapılmaktadır. Madencilik oldukça fazla yatırım gerektiren ve yüksek riskler barındıran bir iş koludur. Bu işe başlamadan önce uzun süre para kazanamadan harcama ve yatırım yapılması gerekir. Tüm bu yatırımlarla beraber madencilik faaliyetlerine başlayabilmek için kanun ve yönetmelik gereği birçok kurum ve kuruluştan izin almak gerekir. Bu izinlerin alınamaması, yatırım çakışmaları, ruhsat ile ilgili iptal davaları vb. konular maden ruhsatının güvencesi konusunu tartışmaya açmaktadır. Sonuç olarak yatırımcı için ekonomik ve diğer konularda böylesine yüksek riskli bir iş kolunda ruhsat güvencesi hayati öneme sahiptir.

Anahtar Kelimeler: İşletme ruhsatı, arama ruhsatı, ruhsat güvencesi, maden hukuku

ABSTRACT

According to Article 168 of the Constitution of the Republic of Türkiye, mineral resources are under the dominion and disposition of the State. The right to explore and extraction these resources is vested in the State, which may transfer this right to natural or juridical persons. Such transfers are formalized through licenses and permits, such as Exploration and Exploitation Licenses. Mining is a highly capital-intensive sector involving substantial financial risks. Before generating any income, significant expenditures and investments must be made over an extended period. In addition to these investments, mining activities require obtaining numerous permits and approvals from various public institutions and authorities, as mandated by applicable laws and regulations. Failure to obtain these permits, investment conflicts, and litigation concerning license cancellations raise concerns regarding the assurance of licenses. As a result, in such a high-risk industry, the legal and economic assurance of Exploration and Exploitation Licenses is of vital importance for investors.

Keywords: Exploration licenses, exploitation licenses, assurance of licenses, mining law

GİRİŞ

Madencilik; yatırımları uzun zamana yayılan, maddi olarak büyük bütçeler gerektiren, hemen her aşaması farklı bir mevzuatla düzenlenen, maden kaynaklarının ekonomiye kazandırılıp dış ticaret açığının kapanmasına sunduğu katkıyla ülke için oldukça stratejik yatırımlar sunan bir sektördür. Madencilik yatırımları;

minerallerin arama safhasıyla başlar, tespit edilen maden kaynaklarının üretilmesi safhasıyla devam eder ve ihtiyaç varsa çıkarılan cevherin zenginleştirilmesi ile sonlanır. Madencilik faaliyetleri için yapılan yatırımın geri dönüşü oldukça zaman almaktadır. Ayrıca, arama ve işletme süreçleri, hem ekonomik hem de hukuki açıdan oldukça risklidir. Ekonomik bakımdan büyük riskler barından bu sektörün önündeki hukuki risk ise, ruhsat güvenliğidir. Ruhsat; 3213 sayılı Maden Kanunu'na göre "*Madenlerin aranması ve işletilmesi için yönetmelikte belirtilen usul ve esaslar çerçevesinde Genel Müdürlükçe verilen belge"* olarak tanımlanmaktadır. Maden ruhsatlarının hukuki güvenliğinin madencilik faaliyetlerinin başladığı günden tamamlandığı güne kadar sağlanması kritik öneme sahiptir.

Madencilik sektörü, şüphesiz ülkelerin gelişmesine en büyük katkıyı sunan sektörlerin başında gelir. Bu sebeple maden kaynaklarının etkin ve verimli kullanılması gerekir. Maden kaynaklarının kullanılmasında ülkelerin geliştirdiği politikalar ve stratejiler neticesinde madenlerin mülkiyetleri ve çıkarılması ile ilgili yasal düzenlemeler oldukça önem arz etmektedir. Türkiye'de 3213 sayılı Maden Kanunu'nun 4.maddesine göre madenler devletin hüküm ve tasarrufu altındadır; *"**Madde 4 –** Madenler Devletin hüküm ve tasarrufu altında olup, içinde bulundukları arzın mülkiyetine tabi değildir."*. Türkiye'de olduğu gibi, Dünya'da maden sektörünün gelişmiş olduğu Avustralya, Kanada ve Güney Afrika gibi ülkelerde de madenler kamu yararı gerekçesiyle devletin hüküm ve tasarrufu altındadır (Erdoğan, 2024). Madenlerin bulunduğu yerden özel kişilerce çıkarılabilmesi için maden ruhsatı düzenlenmektedir. Bu bağlamda, maden ruhsatı mülkiyet hakkı değil bir imtiyazdır. Mülkiyet haklarının güvencesinden yoksun bu imtiyazın hukuki koruması çoğu zaman yetersiz kalmaktadır. Madencilik faaliyetlerinin sürdürülebilmesi, madenlerin ekonomiye kazandırılabilmesi ve özel sektörün bu alana yatırım yapabilmesi için ruhsat hakkının hukuki güvenceyle korunması gerekmektedir.

Ruhsat sahibinin ruhsata bağlı haklarını hukuki ve fiili olarak koruma altına alan, bu hakların keyfi olarak geri alınamayacağını veya kısıtlanamayacağını ifade eden temel ilke, ruhsat güvencesi ilkesidir. Bu ilke; madencilik yatırımlarının güvenliğini, belirlilik ve öngörülebilirliğini sağlar. Ruhsat güvencesi ilkesi ruhsat hukukunun temel dayanağıdır. Maden kaynaklarının atıl kalmaması ve ülke ekonomisine kazandırılması için yatırımcının hem ekonomik hem de hukuki güvence altına alınması açısından ruhsat hukuku oldukça önem arz etmektedir. Maden yatırımları; jeolojik ve rezerv riskleri, sermaye yetersizliği, faiz oranlarındaki değişimler, hammadde fiyatlarının düşmesi, ÇED süreçlerindeki riskler, ruhsat iptali veya geri alınması, Maden Kanunu ve ilgili mevzuatlardaki değişiklikler, izin süreçlerindeki bürokrasi, mülkiyet sorunları, iş kazaları, cezalar, enerji temininde süreklilik sağlanamaması, nitelikli personel eksikliği gibi önünde sayısız engel olan, yüksek riskli yatırımlardır. Tüm bu sayılanlar yatırımların önündeki en büyük engellerdir fakat maden ruhsatlarının hukuki güvenliği sonuçları itibariyle risklerin en önemlisi olarak karşımıza çıkmaktadır.

MADEN RUHSATI KAVRAMI VE RUHSAT TÜRLERİ

Devletin hüküm ve tasarrufu altındaki maden kaynaklarının aranması ve işletilmesi faaliyetleri belirli koşullarla özel veya tüzel kişiler tarafından yapılabilir. Bu faaliyetlerin yürütülmesine imkan sağlayan belge de maden ruhsatlarıdır. Maden ruhsatları, ruhsat sahibine belirli kamu gücüyle korunan maden arama ve işletme hakkı sağlamaktadır. Bu hak; mutlak mülkiyet hakkı olmayıp, idari hukuk karakterli ve sınırlı bir hak niteliğindedir. Ruhsatın verilmesi, iptali, devri ve denetimi gibi işlemler idari işlem niteliği taşır ve iptali durumunda idari yargı yetkilidir.

3213 sayılı Maden Kanunu'nun 3. maddesinde de ruhsat, ruhsat hukuku, arama ruhsatı, işletme ruhsatı terimlerinin tanımları yapılmaktadır. Bu terimlerin Maden Kanunundaki tanımları; "***Madde 3 - Ruhsat Hukuku:*** *Ruhsat sahiplerinin ruhsattan doğan hak ve yükümlülükleri,* ***Arama Ruhsatı:*** *Belirli bir alanda maden arama faaliyetlerinde bulunulabilmesi için verilen yetki belgesi,* İşletme Ruhsatı: İşletme faaliyetlerinin yürütülebilmesi için verilen y*etki belgesi,* ***Ruhsat:*** *Madenlerin aranması ve işletilmesi için yönetmelikte belirtilen usul ve esaslar çerçevesinde Genel Müdürlükçe verilen belge"* şeklindedir. Bu maddeye göre ruhsat sahibi, maden ruhsatı verilen gerçek veya tüzel kişidir. Ruhsat başvuruları Maden ve Petrol İşleri Genel Müdürlüğü (MAPEG)'ne yapılmakta ve maden ruhsatları Enerji ve Tabii Kaynaklar Bakanlığı'na bağlı MAPEG tarafından

verilmektedir. Madencilik işlemleri arama ve işletme olmak üzere iki süreçten oluştuğu için maden ruhsatları da arama ruhsatı ve işletme ruhsatı olarak iki farklı türde verilmektedir.

Maden Kanunu'nun 2. maddesinde; madenler belirli özellikleri üzerinden 6 ana gruba (I. Grup madenler, II. Grup madenler, III. Grup madenler, IV. Grup madenler, V. Grup madenler, VI. Grup madenler), bazı ana gruplar kendi içinde alt gruplara (I. Grup (a) bendi madenler, I. Grup (b) bendi madenler, II. Grup (a) bendi madenler, II. Grup (b) bendi madenler, II. Grup (c) bendi madenler, IV. Grup (a) bendi madenler, IV. Grup (b) bendi madenler, IV. Grup (c) bendi madenler, IV. Grup (ç) bendi madenler) ayrılmakta ve tüm ana ve alt gruplar tanımlanmaktadır. Tanımlanan bu maden gruplarına göre de ruhsatlandırma işlemleri gerçekleştirilmekte ve bu işlemler maden gruplarına göre farklılık gösterebilmektedir (Bazı grup madenler için ruhsat başvuruları doğrudan yapılırken, bazı gruplar ihale ile ruhsatlandırılmaktadır. Bazı maden gruplarında arama ruhsatı alınmadan işletme ruhsatı alınabiliyorken; bazı maden grupları için bu mümkün değildir. Her maden grubunda ruhsat alanları birbirinden farklı büyüklüktedir. vb.)

MÜLKİYET KAVRAMI VE MADENLERİN HUKUKİ STATÜSÜ

Türk hukukunda Anayasa'nın 35.maddesi mülkiyet hakkını düzenlemektedir. *"**Madde 35** - Herkes, mülkiyet ve miras haklarına sahiptir. Bu haklar, ancak kamu yararı amacıyla, kanunla sınırlanabilir. Mülkiyet hakkının kullanılması toplum yararına aykırı olamaz."* Bu madde ile birlikte herkes, mülkiyet ve miras haklarına sahiptir. Bu hakların sınırlanması iki şarta bağlanmıştır. Mülkiyet hakkının kısıtlanabilmesinin ilk şartı kamu yararı, ikincisi ise kanundur. Böylece mülkiyet hakkının sınırlandırılması anayasa tarafından güvence altına alınmıştır. Mülkiyet hakkından, Türk Medeni Kanunu'nun 683.maddesinde de bahsedilmektedir. "***Madde 683-** Bir şeye malik olan kimse, hukuk düzeninin sınırları içinde, o şey üzerinde dilediği gibi kullanma, yararlanma ve tasarrufta bulunma yetkisine sahiptir."* Bir şeye sahip olan kişi mülkiyet hakkını elinde tutar ve o şey üzerinde tasarrufta bulunma, yararlanma ve dilediği gibi kullanma yetkisine sahiptir.

Türk hukukunda madenlerin mülkiyeti Türkiye Cumhuriyeti Anayasası'nda ve 3213 sayılı Maden Kanunu'nda hüküm altına alınmıştır. Türkiye Cumhuriyeti Anayasası, "***Madde 168** – Tabii servetler ve kaynaklar Devletin hüküm ve tasarrufu altındadır. Bunların aranması ve işletilmesi hakkı Devlete aittir. Devlet bu hakkını belli bir süre için, gerçek ve tüzel kişilere devredebilir. Hangi tabii servet ve kaynağın arama ve işletmesinin, Devletin gerçek ve tüzel kişilerle ortak olarak veya doğrudan gerçek ve tüzel kişiler eliyle yapılması, kanunun açık iznine bağlıdır. Bu durumda gerçek ve tüzel kişilerin uyması gereken şartlar ve Devletçe yapılacak gözetim, denetim usul ve esasları ve müeyyideler kanunda gösterilir."* şeklinde düzenlenmiştir. Maden kaynaklarının devlete ait olduğu, aranması ve işletilmesi hakkının da devlete ait olduğu anayasal güvenceye alınmıştır. Ayrıca, bu maddede *"aranması ve işletilmesi hakkı"* ifadesi maden arama ve işletme ruhsatlarını tariflemektedir. 3213 Sayılı Maden Kanunu'nda ise, *"**Madde 4** – Madenler Devletin hüküm ve tasarrufu altında olup, içinde bulundukları arzın mülkiyetine tabi değildir."* şeklinde bir ifade bulunmaktadır. Bu maddeden madenlerin mülkiyeti devlete aittir ve özel mülkiyete konu olamayacağı anlaşılmaktadır. Yani, tapulu bir taşınmazı elinde bulunduran bir malik bu arazinin altında bulunan bir maden üzerinde doğrudan hak iddia edemez.

Maden ruhsat sahibi, sınırlı bir hakka sahip olup, mutlak mülkiyet hakkına sahip değildir. Yargıtay kararları ve Danıştay içtihatları, maden ruhsatlarının *"mülkiyet hakkı doğurmadığı"* ancak hukuki güvenlik ilkesi gereği korunması gereken kazanılmış haklar sağladığı yönündedir. Maden Ruhsatı, ruhsat sahibine bir maden sahasında arama yapmak veya madeni çıkarmak için belirli yetkiler verir. 3213 sayılı Maden Kanunu'nun 5. maddesi hakların bölünmezliği, devri ve intikalini düzenlemektedir. *"**Madde 5** – Madenler üzerinde tesis olunan ilk müracaat (takaddüm), arama ruhsatı, buluculuk, görünür rezerv geliştirme ve işletme ruhsatı haklarının hiçbiri hisselere bölünemez. Her biri bir bütün hâlinde muameleye tabi tutulur. Maden ruhsatları, görünür rezerv geliştirme hakkı ve buluculuk hakkı devredilebilir. Devir yapılmadan önce arama ve işletme ruhsatlarının devredildiği tarihteki ruhsat bedelinin iki katı tutarında devir bedeli alınır. Devir Bakanlık onayı ile gerçekleşir…."* Bu düzenlemelere göre maden ruhsatı, buluculuk, görünür rezerv geliştirme ve işletme ruhsatları hakları hisselere bölünemez; fakat bu haklar devredilebilir.

Maden ruhsatları kendi başına özgün bir hukuki statüye sahiptir, bu sebeple ruhsat işlemleri kamu düzenine ilişkin kurallar çerçevesinde yapılır. Maden ruhsatı ile bir taşınmazın çakışması durumunda uygulanacak hükümler Maden Kanunu'nda düzenlenmiştir. Bu çakışmalar çoğu zaman madencilik faaliyetlerinin yapılmasına engel olabilecek durumlar barındırabilir. Arazi maliki izin vermeyebilir, ruhsat alanında imar, çevre, koruma vb. vasıflara ilişkin idari sınırlar bulunabilir. Bu durumda, özel mülkiyete konu alanlar ile mera, orman ve hazineye ait alanlarda madencilik faaliyeti yapılabilmesi için ruhsat sahibi tarafından bazı başvuruların idareye yapılması gerekmektedir. Ruhsat alanının özel mülkiyetle çakıştığı alanlar için irtifak ve/veya intifa hakkı talep edilebilir. Ayrıca, kamulaştırma başvurusu yapma hakkı da bulunmaktadır. Bu haklar ruhsat sahibine bir taşınmazdan yararlanma veya belirli bir amaçla kullanma hakkı vermektedir. Madencilik faaliyetlerinde irtifak, intifa ve mülkiyet haklarının kullanımı ile ilgili düzenlemeler Maden Kanunu'nun 46'ncı maddesinde ve Maden Yönetmeliği'nde yer almaktadır.

Madencilik faaliyetleri geniş alanlarda yapılır, dolayısıyla maden ruhsat alanının özel mülkiyet, mera, orman gibi alanlarla çakışması muhtemeldir. Madencilik faaliyetleri yapılacak alanın mera olması durumunda, madencilik faaliyeti yapılabilmesi için 4342 sayılı Mera Kanunu ve Mera Yönetmeliği kapsamında tahsis amacının değiştirilmesi başvurusu yapılmalıdır. Tahsis amacının değiştirilmesi ile ilgili Mera Kanunu'nda ilgili hüküm; ***Madde 14 –*** *(Değişik: 27/5/2004-5178/3 md.)Tahsis amacı değiştirilmedikçe mera, yaylak ve kışlaktan bu Kanunda gösterilenden başka şekilde yararlanılamaz. Ancak, bu Kanuna veya daha önceki kanunlara göre mera, yaylak ve kışlak olarak tahsis edilmiş olan veya kadimden beri bu amaçla kullanılan arazilerden; a) Enerji ve Tabiî Kaynaklar Bakanlığının talebi* üzerine, *3213 sayılı Maden Kanunu ve 6326 sayılı Petrol Kanunu ile 3/6/2007 tarihli ve 5686 sayılı Jeotermal Kaynaklar ve Doğal Mineralli Sular Kanunu hükümlerine göre, arama faaliyetleri sonunda rezervi belirlenen maden ve petrol faaliyeti ile jeotermal kaynak ve doğal mineralli sular için zaruri olan, ... yerlerin, ilgili müdürlüğün talebi, komisyonun ve defterdarlığın uygun görüşü üzerine, valilikçe tahsis amacı değiştirilebilir ve söz konusu yerlerin tescilleri Hazine adına, vakıf meralarının tescilleri ise vakıf adına yaptırılır. ..."* şeklindedir. Maden sahasının orman alanlarıyla çakışması durumunda ise 6831 sayılı Orman Kanunu'nun 16.maddesine göre Tarım ve Orman Bakanlığı'ndan izin almak gerekir. *"**Madde 16 –** Devlet ormanları içinde maden aranması ve işletilmesi ile madencilik faaliyeti için zorunlu; tesis, yol, enerji, su, haberleşme ve altyapı tesislerine, fon bedelleri hariç, bedeli alınarak Tarım ve Orman Bakanlığınca izin verilir…".*

Ruhsat sahibi mutlak mülkiyet haklarıyla korunmasa da, 3213 sayılı Maden Kanunu'ndan kaynaklanan bazı imtiyazlarla idareye başvuru yapabilmektedir. Mera ve Orman Kanunu'nun ilgili maddelerinden anlaşılacağı gibi; kamulaştırma, tahsis amacının değiştirilmesi, orman izin başvurularının olumlu sonuçları idarenin takdirindedir. Madenlerin mülkiyetinin devletin hüküm ve tasarrufu altında olmasından bahisle maden ruhsatlarının hukuki güvenliğinin sağlanması adına daha kapsamlı güvencelerle desteklenmesi gerektiği görülmektedir. Maden ruhsatları, üstün kamu yararı ilkesi çerçevesinde değerlendirildiğinde maden ruhsatlarının hukuki statüsünün öneminin oldukça fazla olduğu görülmektedir.

RUHSAT SAHİPLERİNİN HAK VE YÜKÜMLÜLÜKLERİ

Maden ruhsat sahipleri ruhsat hukukundan bazı hak ve yükümlülüklere sahiptir. Bu hak doğrudan mülkiyet hakkı değil; devlet tarafından belli koşullarda verilen madenin aranması ve çıkarılmasına ilişkin izinlerdir. Dolayısıyla maden ruhsat sahiplerinin kamuya karşı hem yükümlülükleri, hem de doğrudan ve dolaylı bazı hakları bulunmaktadır.

Ruhsat sahipleri maden haklarına, 3213 sayılı Maden Kanunu'nun 6.maddesine istinaden haiz olur; "***Madde 6 –*** *Maden hakları, medeni hakları kullanmaya ehil T.C. vatandaşlarına, Türkiye Cumhuriyeti Kanunlarına göre kurulmuş tüzel kişiliği haiz şirketlere, bu hususta yetkisi bulunan kamu iktisadi teşebbüsleri ile müesseseleri, bağlı ortaklıkları ve iştirakleri ile diğer kamu kurum, kuruluş ve idarelerine verilir."*. Ruhsat sahibi arama ve işletme faaliyetinde bulunma hakkına sahip olmakla birlikte; ruhsat devri ve temlik hakkı (*Maden Kanunu **Madde 5** - Maden ruhsatları, görünür rezerv geliştirme hakkı ve buluculuk hakkı devredilebilir...*),

öncelik ve devamlılık hakkı, idari ve yargısal korunma hakkı, faaliyet gelirlerinden yararlanma hakkı, ruhsat devri ve temliki hakkı, izin ve kamulaştırma süreçlerinde talepte bulunma hakkı gibi hakları bulunmaktadır.

Ruhsat sahiplerinin hakları olduğu gibi maden hukuku ve ilgili mevzuattan kaynakları yükümlülükleri de bulunmaktadır. Ruhsat sahibinin yükümlülükleri; faaliyet zorunluluğu, devlet hakkı, ruhsat bedeli ve teminat ödeme yükümlülüğü, çevre ve işyeri güvenliği yükümlülüğü, madenin terk ve rehabilitasyon yükümlülüğü, beyan yükümlülüğü şeklinde sayılabilir. Bu yükümlülüklere aykırılık durumunda ruhsat sahibi hapis cezası, para cezası, ruhsat iptali gibi hukuki ve cezai yaptırımlarla karşı karşıya kalabilir. 3213 Sayılı Maden Kanunu'nun 13. maddesi ruhsat bedeli, cezalar ve diğer yaptırımları düzenlemiştir. 13.maddenin ilgili fıkraları; "***Madde 13*** *- (1)Ruhsat bedellerinin tamamının her yıl ocak ayının sonuna kadar yatırılması zorunludur…Ruhsat bedelinin tamamının ocak ayının sonuna kadar yatırılmaması halinde yatırılmayan kısmın o yıl haziran ayının son gününe kadar 6183 sayılı Kanunun 51 inci maddesine göre hesaplanacak gecikme zammı oranında artırılarak ruhsat bedeli olarak yatırılması zorunludur, aksi halde ruhsat iptal edilir…(4) I. Grup (a) bendi maden ruhsatları hariç diğer grup madenlerde ruhsat birleştirme, izin alanı değişikliği, ihale, küçük alanların ihalesi, rödovans ve devir talepleri, 16'ncı maddenin onbirinci fıkrası gereğince yapılan talepler, işletme ruhsatı ve süre uzatımı taleplerinde işletme ruhsat taban bedelinin Genel Müdürlüğün bütçesine gelir kaydedilmek üzere Genel Müdürlüğün muhasebe birimi hesabına yatırılması (...) hâlinde müracaat edilir. I. Grup (a) bendi madenlerde ise işletme ruhsat taban bedelinin büyükşehir belediyesi olan illerde yatırım izleme ve koordinasyon başkanlığı, diğer illerde ise il* özel *idaresi hesabına gelir kaydedilmek* üzere *yatırıldığına dair belge ile müracaat edilir. Aksi takdirde bu fıkra kapsamındaki müracaatlar ruhsat taban bedelleri iade edilmeksizin reddedilir."* şeklindedir. Ruhsat bedelinin belirlenen tarihte yatırılmaması ruhsat iptaline yol açabilmektedir.

Ruhsat sahiplerinin hak ve yükümlülükleri madenlerde ruhsat güvencesinin temelidir. Ruhsat sahibi mevzuata uygun davranmakla yükümlüdür. Kamu ise, maden ruhsatının hukuki ve idari güvencesini sağlayarak üstün kamu yararı ilkesi gereği ülkenin her alanda kalkınmasını sağlayan madencilik sektörünün güvenli, sürdürülebilir ve yasal temelde gelişmesini sağlayabilir.

RUHSAT GÜVENCESİ SORUNU

Madencilik sektörü hukuki, idari, ekonomik ya da uygulamada pek çok sorunla karşı karşıyadır. Bununla birlikte madencilik yatırımları uzun vadelidir. Bu nedenle de, hukuki istikrar ve öngörülebilirlik hayati öneme sahiptir. Maden Kanunu ile birlikte belirli ruhsat güvenceleri sağlanmakta ve ruhsat sahibine bazı kazanılmış haklar tanınmaktadır. Fakat hem idari işlem kaynaklı, hem de yargı süreçleri nedeniyle uygulamada çoğu zaman sıkıntılar yaşanmakta ve madencilik sektöründe güven kaybı yaşanabilmektedir.

Ruhsat sahibi, madencilik faaliyetlerine henüz başlamadan ya da başladıktan sonra çeşitli davalarla karşı karşıya kalabilmektedir. Maden sektörünün en fazla karşı karşıya kaldığı davaların başında idari işlemlere karşı açılan davalar gelmektedir. Bu davalar; ÇED kararının iptali davası, ruhsat iptal davası, orman, mera, hazine alanlarında verilen izinlerin iptali davası, imar planı uygunluk davaları olarak sayılabilir. Bu davalar idare mahkemesinde açılmaktadır. Bu davaların yanında adli yargıda müdahalenin meni ve ecrimisil davaları, tazminat davaları da açılabilmektedir. Cezai sorumluluk açısından ise, madenciler çevrenin kasten kirletilmesi, izinsiz faaliyet, Orman Kanunu'na muhalefet davalarıyla karşı karşıya kalabilmektedir. Bu sayılan davalardan özellikle ruhsat iptali davaları, idari izin kararlarına ve ÇED kararlarına karşı açılan davalar maden ruhsatlarının hukuki güvenliğini olumsuz etkilemektedir. Maden ruhsatının usule aykırı verildiği iddiasıyla açılan ruhsat iptali davaları da çok sık görülmektedir. Hukuka uygun olarak verilmiş maden ruhsatlarının çeşitli gerekçelerle geri alınması kazanılmış hakkın ihlali olup hukuka aykırıdır.

Maden işletme ruhsatını almış olmak, madencilik faaliyetlerine doğrudan başlanılabileceği anlamına gelmemekte bunun için işletme izninin alınmış olması gerekmektedir. Maden Kanunun 2. maddesinde işletme izni "**Madde 2 – İşletme izni:** Bir madenin işletmeye alınabilmesi için izin." şeklinde tanımlanmaktadır. Ayrıca işletme izinin alınması prosedürü Maden Kanunu'nun 24. maddesiyle düzenlenmektedir. İşletme iz-

nine başvurabilmek için de Maden Kanunu'nun 7. maddesindeki izinlerin birçok kurumdan alınması gerekmektedir. "***Madde 7 –*** *(1)Madencilik faaliyetlerinin yapılması ve ruhsatlandırma işlemlerinin yürütülmesi ile ilgili olarak yeni verilecek ruhsat alanlarına maden işletme yöntemi, faaliyetin yapıldığı bölge, madenin cinsi, yapılacak yatırımın çevresel etkileri, şehirleşme ve benzeri hususlar dikkate alınarak, temdit talepleri dahil ruhsat verilen alanlarda kazanılmış haklar korunmak kaydıyla, ilgili kurumların görüşleri alınarak Bakanlık tarafından kısıtlama getirilebilir. İlk müracaat veya ihale yolu ile yapılacak ruhsatlandırmalarda müracaatın yapılacağı alanlar diğer kanunlar ile getirilen kısıtlamalar göz önüne alınarak Bakanlıkça ruhsat müracaatına kapatılabilir. Kısıtlama gerekçesi ortadan kalkan alanlar ihale yoluyla aramalara açılır. Bu Kanun dışında madencilik faaliyetleri ile ilgili olarak yapılacak her türlü kısıtlama ancak kanun ile düzenlenir… (4)Devlet ormanları içinde yapılacak maden arama ve işletme faaliyetleri ile bu faaliyetler için zorunlu ve ruhsat süresine bağlı olarak yapılan geçici tesislere 31/8/1956 tarihli ve 6831 sayılı Orman Kanunu hükümlerine göre izin verilir. (5)Yaban hayatı koruma ve geliştirme sahalarında maden arama ve işletme faaliyetleri ile bu faaliyetler için gerekli geçici tesislere çevresel etki değerlendirme raporunda belirlenen esaslar dahilinde izin verilir… (9)Maden üretim faaliyetleri ile bu faaliyetlere dayalı ruhsat sahasındaki tesisler için işyeri açma ve çalışma ruhsatları il özel idareleri veya yatırım izleme ve koordinasyon başkanlığı tarafından verilir… (10)Çevresel etki değerlendirmesi işlemleri Çevre ve Orman Bakanlığı tarafından, diğer izinlere ilişkin işlemler de ilgili bakanlıklar ve diğer kamu kurum ve kuruluşlarınca çevresel etki değerlendirmesi sürecinde en geç üç ay içinde bitirilir. Bakanlık ve diğer bakanlıkların mevzuatının gerektirdiği maddî yükümlülükler ruhsat sahibi tarafından karşılanır… (11)İmar alanları içinde kalan madencilik faaliyetleri, ilgili yerel merciden izin alınarak yapılır… (12)Kamu hizmeti veya umumun yararına ayrılmış yerlere ve bu tür tesislere 60 metre mesafe dahilinde madencilik faaliyetleri Bakanlığın, binalara 60 metre, özel mülkiyete konu araziye 20 metre mesafe dahilinde ise mülk sahibinin iznine bağlıdır… (13)Madencilik faaliyetleri ile Devlet ve il yolları, otoyollar, demir yolları, havaalanı, liman, baraj, enerji tesisleri, petrol, doğalgaz, jeotermal boru hatları, su isale hatları gibi kamu yararı niteliği taşıyan ya da gerçek veya tüzel kişilere ait diğer yatırımların birbirlerini engellemesi, maden işletme faaliyetinin yapılamaz hale gelmesi, yatırım için başka alternatif alanların bulunamaması durumunda, madencilik faaliyeti ve yatırımla ilgili karar, kamu yararı açısından yatırımların önceliği ve önemini tespit etmek üzere, ilgili Bakanlığın uygun görüşü alınarak Bakanlık tarafından verilir.".* 2015 yılına kadar işletme iznine başvurulabilmesi için 7.madde izinlerinin 1 yıl içinde tamamlanması zorunluydu. Tamamlanmadığı takdirde idari para cezası öngörülmüş ve 3 yıl içinde işletme izni alınamadığı takdirde ise maden ruhsatının iptali gerçekleşmekteydi. 2015 yılında 6592 sayılı kanunun 13. maddesi ile yapılan değişiklik ile işletme izni alma süresi 1 yıldan 3 yıla çıkarılmış ve 3 yıl içinde işletme izninin alınamaması durumunda ruhsat iptali yerine idari para cezası ödenmesi hükmü getirilerek işletme ruhsatı süresi sonuna kadar izni alınması mümkün hale getirilmiştir ***(Değişik onbirinci*** fıkra: 4/2/2015 – 6592/13 ***md.)*** *"7 nci maddeye göre gerekli izinlerin alınmasından itibaren işletme izni verilir. Bu iznin verildiği tarihten itibaren Devlet hakkı alınır. Ruhsat sahibince, işletme ruhsatı yürürlük tarihinden itibaren üç yıl içinde 7 nci maddeye göre alınması gerekli olan çevresel etki değerlendirme kararı, mülkiyet izni, işyeri açma ve çalışma ruhsatı ile Genel Müdürlüğün kayıtlarına işlenmiş alanlar ile ilgili izinlerin Genel Müdürlüğe verilmesini müteakip, işletme izni düzenlenir. Süresi içinde yükümlülükleri yerine getirilmeyen ruhsatlar için her yıl 50.000 TL idari para cezası verilir.").*

Maden Kanunu ve ilgili mevzuat sık sık değişikliğe uğramaktadır. Bu durum ilgili mevzuatın hem sistematiğini hem de bütünlüğünü bozmaktadır. Orman izni, ÇED olumlu kararı, mera tahsisi gibi işlemler çok uzun zamanlar alabilmektedir. Aynı alan için farklı kamu kurumları farklı görüş bildirebilir ya da yerel idareler çevresel tepkiler sebebiyle olumsuz karar verebilir. İdari işlemlere karşı ya da ruhsat iptali için açılan davaların sonuçları çok uzun zaman alabilmektedir. Bu durum maden yatırımcısı açısından belirsiz bir durum yaratmakta hem ekonomik kayıplara, hem de zaman kayıplarına yol açabilmektedir. Tüm bu sayılanlar ruhsat güvenliği ilkesini tehdit eden etkenlerdendir.

SONUÇLAR VE TARTIŞMA

Madencilik, hiç kuşkusuz bir ülkenin gelişmesinde ve büyümesinde en önemli sektörlerin başında gelmektedir. Dolayısıyla bu alanda yapılan yatırımların güvencesi ve sürekliliğinin sağlanması önem arz etmektedir. Maden ruhsatlarının hukuki güvencesinin sağlanması sektörün büyümesi, doğal kaynakların değerlendirilmesi ve yatırımcıların uzun vadeli yatırım yapması bakımından önemlidir.

Maden ruhsatlarının hukuki güvenliğin önünde birçok engel bulunmaktadır. Mevzuat düzenlemeleri, izin süreçleri, idarenin uygulamaları, yargısal süreçler bunların başında gelmekte ve madencilik sektörünün büyümesinin önünde önemli engeller olarak görülmektedir. Ruhsat güvencesi sadece bir idari işlem istikrarı olarak görülmemelidir. Ruhsat güvencesi hem özel hukuk hem kamu hukuku bakımından hukuki güvenirliğin temelidir. Yatırımcı bakımından yapılacak faaliyetlerde ve ekonomik planlamalarda öngörülebilirlik ruhsat güvencesiyle sağlanabilir. Yine yatırımcının Türk Borçlar Kanunu kapsamında üçüncü kişilerle yapacak olduğu sözleşmelerde taraflar ruhsatın hukuki güvenliğini göz önünde bulunduracaktır.

Her sektör belirli zamanlarda finansal desteğe ihtiyaç duyar. Bu finansal desteği sağlayıcılar için en önemli husus alacaklarının güvencesidir. Maden ruhsat güvencesi ile ilgili olumsuz durumlar maden yatırımcılarının finans kaynaklarına ulaşmasını da zorlaştırabilmektedir.

Madencilik sektöründe hukuki güvenilirlik ve sağlıklı bir yatırım ortamının oluşmasında ruhsat güvencesi hem hayati öneme sahip hem de hukuk devletinin gereğidir. Ruhsat güvencesi ilkesi de ruhsat sahibinin hem ekonomik hem de hukuki beklentilerine cevap vermeli, kazanılmış bir hak olan ruhsat hakkı üstün kamu yararı çerçevesinde korunmalıdır. Maden ruhsatlarının hukuki güvenliği mevzuatla kuvvetlendirilmeli, uygulamadaki sorunlar giderilmeli, maden sektörü için öngörülebilir bir yatırım ortamı yaratılmalıdır.

KAYNAKLAR

Amme Alacaklarının Tahsil Usulü Hakkında Kanun (6183 sayılı). Erişim adresi: https://www.mevzuat.gov.tr/mevzuat?MevzuatNo=6183&MevzuatTur=1&MevzuatTertip=3.

Erdoğan, S. (2024). Maden Haklarının Hukuki Rejimi ve Maden Sahaları İçin Kamulaştırma. Kamu Yönetimi ve Politikaları Dergisi, 5(1), 1-24.

Jeotermal Kaynaklar ve Doğal Mineralli Sular Kanunu (5686 sayılı). Erişim adresi: https://www.mevzuat.gov.tr/mevzuat?MevzuatNo=5686&MevzuatTur=1&MevzuatTertip=5.

Maden Kanunu (3213 sayılı). Erişim adresi: https://www.mevzuat.gov.tr/mevzuat?MevzuatNo=3213&MevzuatTur=1&MevzuatTertip=5.

Mera Kanunu (4342 sayılı). Erişim adresi: https://www.mevzuat.gov.tr/mevzuat?MevzuatNo=4342&MevzuatTur=1&MevzuatTertip=5.

Mera Yönetmeliği. Erişim adresi: https://www.mevzuat.gov.tr/mevzuat?MevzuatNo=5057&MevzuatTur=7&MevzuatTertip=5.

Orman Kanunu (6831 sayılı). Erişim adresi: https://www.mevzuat.gov.tr/mevzuat?MevzuatNo=5057&MevzuatTur=7&MevzuatTertip=5.

Petrol Kanunu (6326 sayılı). Erişim adresi: https://www.mevzuat.gov.tr/MevzuatMetin/1.3.6326.pdfhttps://www.mevzuat.gov.tr/MevzuatMetin/1.3.6326.pdf.

Türkiye Cumhuriyeti Anayasası (2709 sayılı). Erişim adresi: https://www.mevzuat.gov.tr/mevzuat?MevzuatNo=2709&MevzuatTur=1&MevzuatTertip=5.

Türk Medeni Kanunu (4721 sayılı). Erişim adresi: https://www.mevzuat.gov.tr/mevzuat?MevzuatNo=4721&MevzuatTur=1&MevzuatTertip=5.

ALBANIAN NICKEL, ITS POSSIBILITIES TO CONTRIBUTE AS SECURED SUPPLY FOR CRITICAL RAW MATERIALS IN REGION AND EUROPE

S. Mati*

* Board of Directors Adviser - Beralb ShA;
*Lecturer, Polytechnic University of Tirana, Faculty of Geology and Mining, Albania

ABSTRACT

This article intends to emphasize the importance of nickel mining sector for the Albanian economy. The actual situation and perspective development in mining activity, new concepts for mining activities connected with the European strategy for minerals and CRM Act, challenges, needs for nickel products, in industries developed recently globally creates new possibilities for our nickel reserves as secure resource in the chain supply with nickel products for the region and European market. Albania is well known for its potential in nickel, iron-nickel and nickel-silicate ores. Information and analysis for this commodity, presentation of the reserves and the mineable ones, technology used until now in mines and presentation of different technology ideas to be used in processing, main players, helps on investment promotion and create a win-win situation for both investors and citizens. Many foreign researchers have considered Albania and Kosovo as the most important mineral potential in Balkan, and a reference point for most of the mineral deposits in the Balkans chrome, copper, nickel, lead, zinc, etc. Albania and Kosovo can offer a variety of final mining products for themselves, Europe and globally, making happen that mining industry will become also an important engine for their sustainable development.

Keywords: nickel silicate and iron nickel ore reserves, extraction, processing, treatment, legislation, strategy, policy, sustainable development model.

INTRODUCTION

In the three main metallic minerals exploited in Albania, chromite, copper, and nickel *(iron-nickel and nickel-silicate*), still nickel seizes the third place for its impact in economy.

To increase this impact and to create a clear panorama on ways how reserves can be offer to the investors for this industry in Albania we shall consider: classification of mineral resources under known international parameters; a clear vision with real objectives, accompanied with a real action plan with new ideas on methods for treatment of our nickel-silicate and iron-nickel ores and most of all, implemented them correctly and in time as well as the new European strategy for CRM.

This information is needed to fill vacuum in terms of dissemination of information and promotion of this mineral, which today face numerous challenges in the country, but also in European and global market, where competition is growing every day.

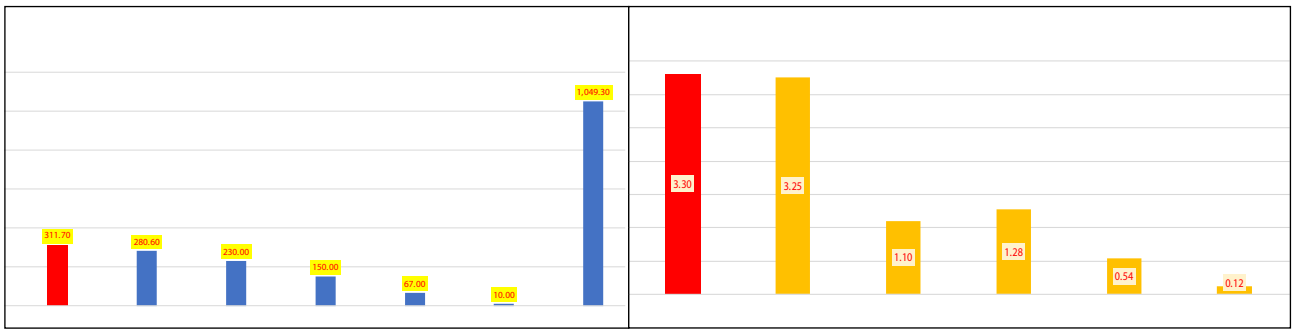
Taking into account the development of the world mining sector, the large quantities of minerals needed by the EU industry, the geographical location of mineral deposits, forecasts that the demand for critical minerals will increase significantly and may put pressure on Europe's supply of metallic minerals. The new active strategy of EU toward critical raw materials for diversification of supply by assessing the sourcing of primary raw materials from the EU and third countries, increasing the supply of secondary raw materials through resource efficiency and recycling in terms of circulation economy, reveal the importance of Albanian nickel resources for the region and Europe.

The EU Strategy for CRM and SRM today, values raw materials as essential for Europe's green and digital transformation and seeks to transform them into a strategic force for Europe by: reducing supply dependency; diversifying supply and sources of supply; increasing mining within the EU and in third countries that aspire to be in the EU; investing in mining innovation (*fully digitalized and automated mines, which will improve efficiency, safety, minimize environmental impact and increase social acceptance of mining*); and in education (*developing talent and increasing the participation of the European raw materials workforce, skilled in sustainable mining, materials science and recycling technologies*); expanding the processing capacity of minerals and material recycling to boost economic growth and significantly reduce environmental impacts; building the foundations for a sustainable, competitive and independent Europe.



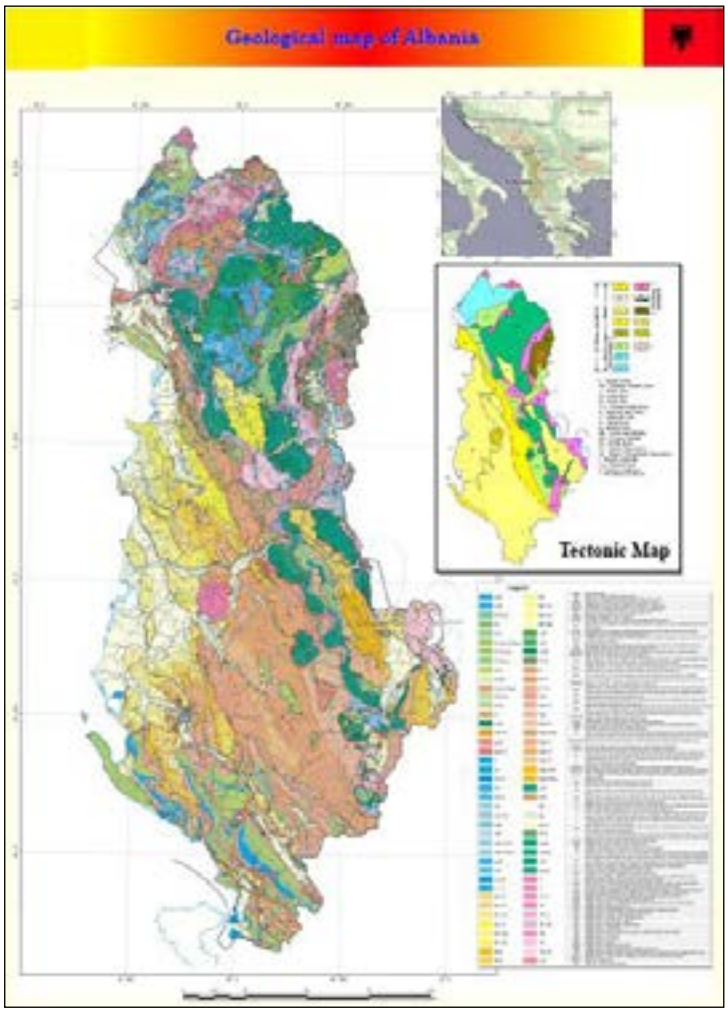
The Balkans reserves of nickel are dominated by lateritic ores, including the fossilized laterites present in Albania as nickel silicates and iron-nickel ores now preserved beneath overlying Cretaceous – Eocene limestones and conglomerates. Balkan reserves of nickel ores are calculated to be of 1,05 billion tons of ore and as metal of about 9,6 million ton of nickel metal which are calculated to be as 1.476 % of the world nickel metal reserves.

In this article are shortly presented geology, mining, and possibilities for ore treatment, but sure we need to mention that we need also to evaluate environment, feasibility and social impact.



Nickel reserves of Fe-Ni and Ni-Si ores, in Balkan countries

Countries	Mining objects	Ore Nickel reserves (in million ton)	Nickel content (% Ni)	Nickel metal reserves (in million tons nickel metal)
Albania	South east Mining Objects (Bitincke, Kokogl-lave, Strana, Kapshtica, etc.); Central Mining Objects (Librazhd-Pogradec); North east Min-ing Objects (Has-Kukes-Lure)	311,70	1,06%	3,30
Greece	Mining Objects in Castoria, Agios Ioannis, Evia	280,60	1,16%	3,25
North Macedonia	Mining Objects in Ržanovo, Takovo, Rakle	230,00	0,48%	1,10
Serbia	Mining Objects in Mokra Gora , West Serbia, region Šumadija	150,00	0,85%	1,28
Bosnia Herzegovina	Mining Objects in Vardište	67,00	0,80%	0,54
Kosova	Mining Objects in Çikatova, Glavica	10,00	1,22%	0,12
Total Balkan		1 049,30	0,91%	9,596



The most significant metallic ore deposits in Albania are linked with the ophiolitic formation. In the inner tectonic zones are encountered the principal concentrations of metallic deposits, whereas in the outer tectonic zones widespread are the oil and gas deposits.

The full and rich metallogenic picture constitutes one of the most prominent features of Albania's territory. The inventory of its mineral resources includes metallic minerals (chromium, copper, zinc, iron-nickel, nickel-silicate, bauxites, titan-magnetite, placer deposits, precious metals, etc.), industrial minerals (olivinite, dolomite, clays, magnesite, gypsum, phosphorite, volcanic glass, etc.), coals and peats, decorative stones, building materials, mineral and thermal waters. The territory of Albania is included entirely in the structure of Alpine orogeny, in the Apennine-Dinaro-Albano-Hellenic Arc, which makes up the Southern branch of the folded Alpine-Mediterranean belt. Albania's geological structure is known under the naming Albanides.

MATERIALS AND METHODOLOGY

The data used in this article for the assessment of the issues addressed in this article, have been taken into consideration a series of documents related to nickel mining activity.

Analysis of reserves, sector's activity status over the years and the current one, are based on the data reported for geology and mining from mining institution in years (Yearly *Informations, reports, publications from Ministry responsible for mining activities, AKBN-National Agency of Natural Resources, GSA-Geological Survey of Albania and ALB-EITI-Extractive Industry Transparency Initiative*) and previous studies of mining institutions where I have been part of the team.

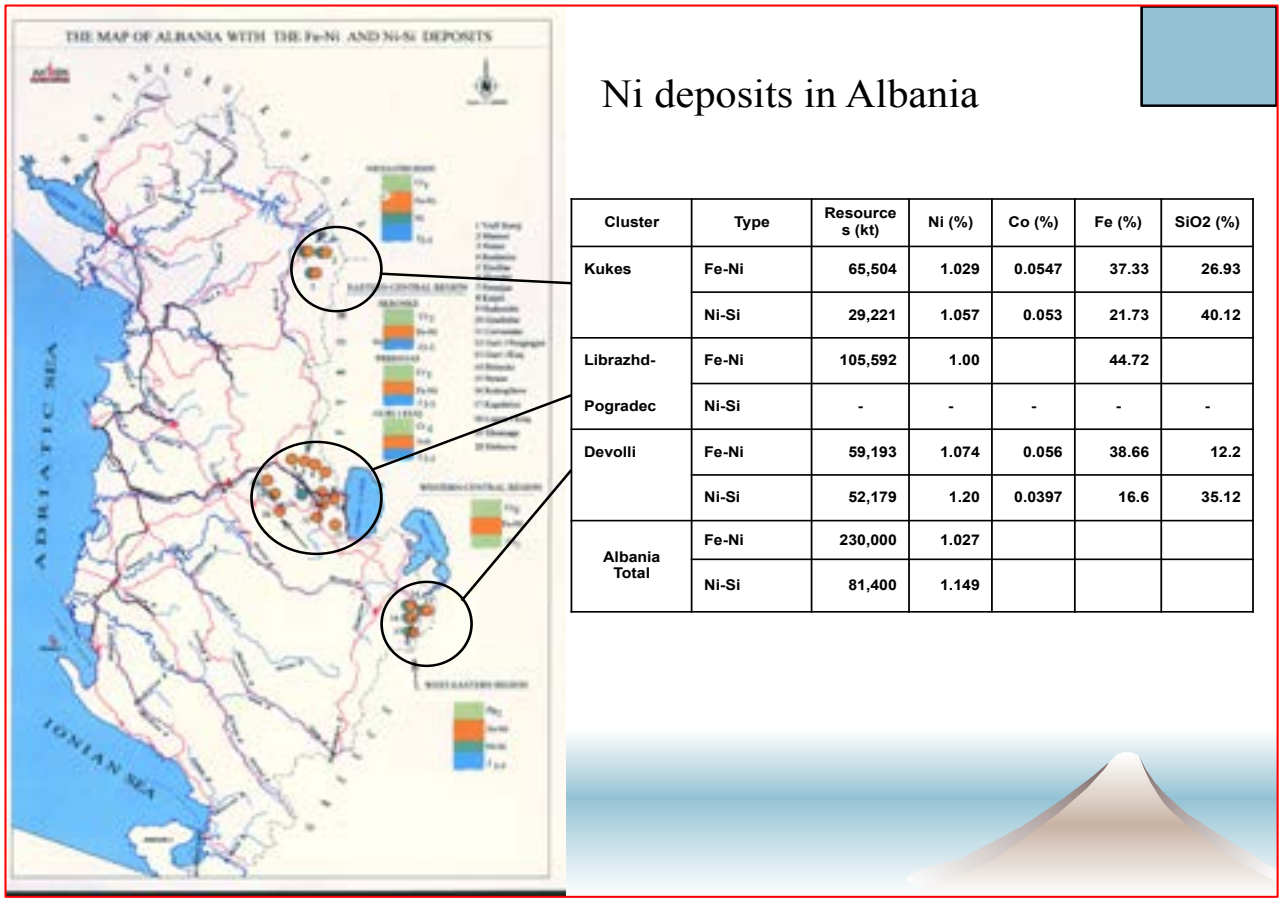
Regarding possibilities for nickel ore treatment, are based on the studies realized from Mining and Processing Technology Institute and in recent studies where I have been part of the technical team. The proposed methods as ideas for treatment of nickel ores are tested from albania state, (pyrometalurgy) and leaching (from mining permit holders). The optimum flowsheets are selected based on feasibility studies realised for both methods. The idea for construction of one processing plant based on leaching, which can include not just the albanian nickel but also some of the nickel deposits in the region of a radious of 200 km, can be more profitable with the new requests in the market for this mineral not just for the batteries but also for other purposes.

Synthesis method is used of all reports data to reveals the main issues regarding nickel industry in Albania, and to reach in argumentation of needs to develop mining and processing of this ore.

RESULTS AND DISCUSSION

Geology and Reserves of Fe-Ni and Ni-Si ore in Albania

Iron - nickel deposits are of the type of weathering crust of the ultrabasic rocks. Nickel deposits in the eastern part of Albania are fossilized lateritic nickel deposits formed from the Cretaceous to Paleogene and form a part of the metallogenic province of the Balkan lateritic nickel deposits that extends from Turkey to Serbia via Macedonia Albania and Kosovo. Compared with other lateritic nickel deposits in the world, Albanian nickel deposits are small to medium size, but low grade. Nickel ores are of two types: limonitic ore (called Fe-Ni ore) and saprolite-garnierite ore (called Ni-Si ore). Albanian nickel deposits form clusters consisting of Kukes, (Mamez, Trull-Surroi, Nomja and some perspective areas in Krum**ë**-Kukës at Maja e Madhe, Arrën, Vlashaj-Drobaj-Lur**ë**), Librazhd-Pogradec and Devolli, (Bitincke, Tren, Strane, Kokogllave, Kapshtice). The bodies are layered, have a stable strike, an average thickness of 8-10m and a dipping angle 10-20 degrees, and maximum 35 degrees. The contact of the ore body with the top, which is represented by limestones, is in general clear and cut, whereas the contact with the rocks of the bottom, which are altered ultrabasic, is gradual in most cases. According to Albanian institutions data, the total estimated geological resources (A+B+C1+C2) of the nickel ore deposits (iron-nickel and nickel-silicate resources) in Albania are around 310 million tons with an average content of 1.06% Ni, 38% Fe and 0.044% Co, (Fe-Ni ores with and 0.75-1% Ni, 33-43% Fe and 0.038% Co and nickel-silicate ores with and 0.95-1.3% Ni, 17-23% Fe, and Co- 0.043-0.06%.)



Ni deposits in Albania

Cluster	Type	Resources (kt)	Ni (%)	Co (%)	Fe (%)	SiO2 (%)
Kukes	Fe-Ni	65,504	1.029	0.0547	37.33	26.93
	Ni-Si	29,221	1.057	0.053	21.73	40.12
Librazhd-	Fe-Ni	105,592	1.00		44.72	
Pogradec	Ni-Si	-	-	-	-	-
Devolli	Fe-Ni	59,193	1.074	0.056	38.66	12.2
	Ni-Si	52,179	1.20	0.0397	16.6	35.12
Albania Total	Fe-Ni	230,000	1.027			
	Ni-Si	81,400	1.149			



General Chemical composition of Fe-Ni and Ni-ores in Albania

Elements	Grade in %	
	Ore Fe-Ni	Ore Ni-Si
Fe	41.57- 42.63	14.90-15.34
Ni	0.96-1.13	1.24-1.32
Co	0.08- 0.096	0.041-0.053
Cr2O3	2.82-2.9	1.07-1.51
SiO2	9.07- 9.50	29.75-37.03
Al2O3	7.32- 8.13	2.50-2.64
MgO	3.43	17.52-20.37
CaO	1.82-1.85	5.95- 6
MnO	0.35-1.04	0.30- 0.34
S	0.032- 0.155	0.05- 0.016
P2O5	0.143- 0.25	0.01- 0.40
Na2O	0.25- 0.40	0.3- 0.41
K2O	0.13- 0.27	0.12- 0.33
HK	10.5-10.61	13.7-14.41
H2O	5.32- 5.45	4.58- 4.76

KUKESI REGION



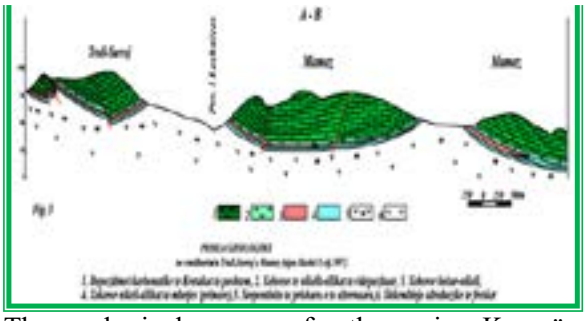
This region is located in the north of Albania, about 20-50 km south-west of Kukes town.

The region has three mineral objects: Trull-Surroj, Mamez and Nome; The Trull-Surroj and Mamez deposit are closed to each other, meanwhile the Nome deposit is the most far from Kukes town (about 50 km). The deposits are extended in a considerable area.

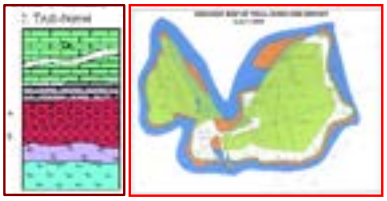
Type of ore deposit

The peculiarity of this mineralized zone is the availability of two types of mineralization, iron-nickel and nickel-silicate.

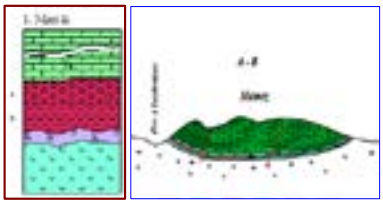
The deposits have favorable technical-mining conditions to be exploited by open-pit mining.



The geological reserves for the region Krumë-Kukës-Lurë lied in a belt long 45 km, wide 2-20 km in the direction Northeast-Southwest and are calculated to be about 30.5 million tons with 33-43 % Fe, 0.8-1.1 % Ni.



Trull-Surroi Deposit is situated in southwest of Kukesi town, about 30 km far away from it. The reserves of Fe-Ni are about 3.4 million ton with contents: 0.98%Ni, 34%Fe, 32%SiO2 and 0.048%Co. These reserves are not exploited up to now. The reserves of Ni-Si are about 21.5 million ton with contents: 1.03%Ni, 22%Fe, 40%SiO2 and 0.044%Co.



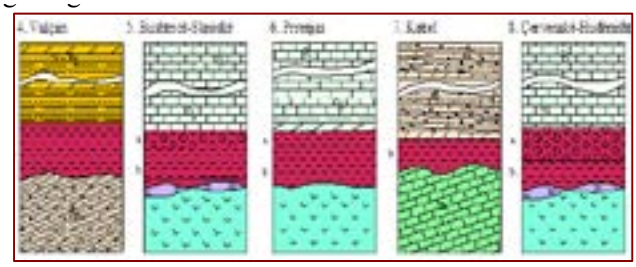
Mamez Deposit is situated in southwest of Kukesi town, about 17 km far away from it. The reserves of Fe-Ni are about 19 million ton with contents: 1.01%Ni, 36%Fe, 27%SiO2 and 0.056%Co. These reserves are not exploited up to now. The reserves of Ni-Si are about 24.7 million ton with contents: 0.99%Ni, 19%Fe, 42%SiO2 and 0.043%Co.

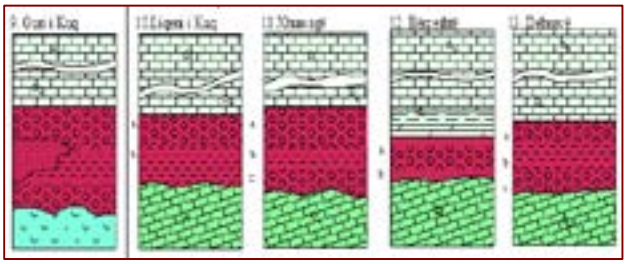


Nome deposit is in southwest of Kukesi town, about 50 km far from this town. Nome deposit is 1000 - 1250 m over sea level. The reserves of Fe-Ni are about 2 million ton with contents: 0.85%Ni, 43%Fe, 13%SiO2 and 0.047%Co. These reserves are not exploited up to now. The reserves of Ni-Si are about 4 million ton with contents: 1.198%Ni, 22%Fe, 41%SiO2 and 0.046%Co.

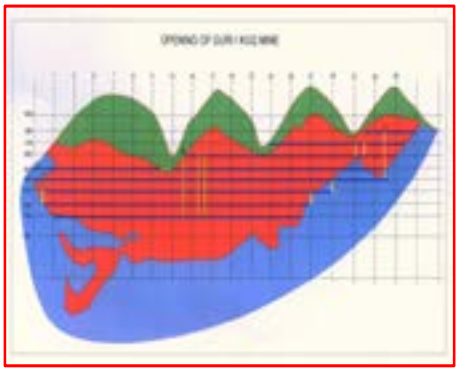
In the region LIBRAZHD-POGRADEC there are a lot of ore bodies in a length of 30 km such as Bushtricës, Skroskës, Xixillasit, Pishkashit, Gurit të Pishkashit, Prrenjasit, Radokalit, Gurit të Përgjegjur,

Hudënishtit, Gradishtës, Çervenakës, Guri i Kuq. In the region of Librazhd-Pogradec, are calculated about 215.8 million tons geological reserves of iron-nickel ore with 38-47 % Fe and 0.5-1 % Ni.

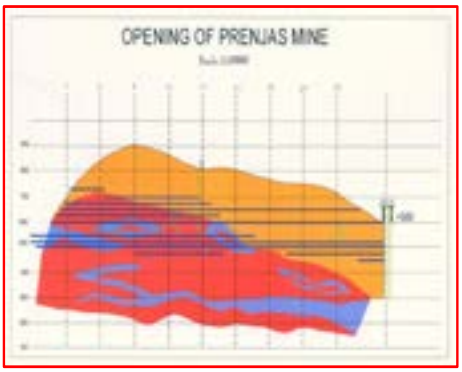




The Guri i Kuq mine. It is situated at the Pogradeci district, it has realized a production 450-500 000 tons a year. Has a designed capacity of about 900 000 tons a year. Production is realized in 5 mines: Guri i Kuq, Çervenake, Gradishte, Hudenisht and Guri i Përgjegjur. Close to the mine is located final railway station of east-south line. The reserves of Fe-Ni are about 36.4 million ton with contents: 0.97%Ni, 42%Fe, 17%SiO2 and 0.075%Co. Only 7% of reserves are exploited up to now.



The Prenjas mine. It is located between Prrenjas. In geological construction are included lime stones as body ceiling and in the floor are situated Serpentines. Ore body has clear contacts with ceiling and floor. The ore body has not outcome in surface. Used Mining system is with funnels in the floor associated with scrapper galleries and remounts. The mine has been opened in 1963, it has been passed in conservation in 1992 year, and was closed over 560 levels in 1996. The reserves of Fe-Ni are about 26.3 million ton with contents: 1.04% Ni, 47% Fe, 10% SiO2 and 0.06% Co. Only 9% of reserves are exploited up to now.

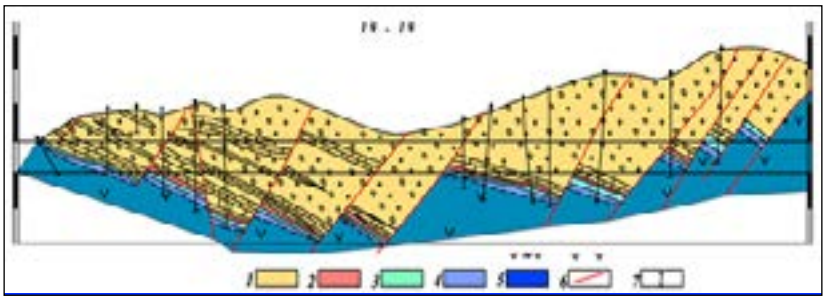


In the region of Devolli are known ore bodies such as western Bitincka, Kokogllava, Strana, Trenit, and Kapshticës. From the exploration work realized from Albanian State in more than 50 years are calculated about 53.9 million tons geological reserves of iron-nickel ore with 43.5 % Fe and 1.1 % Ni and 50.8 million tons geological reserves of nickel-silicate ore with 16.8 % Fe and 1.28 % Ni in the following ore bodies:

BILISHTI REGION



- It is located about 20 km far from Korca town.
- There are four deposits in this region such as: Bitincka, Kokogllava, Strana, Kapshtica, which are in continuity of each other and are extended in about 60 km^2.
- Fe-Ni body is situated over Ni-Si body. The ceiling rocks are carbonate, deposits while in floor ultrabasic rocks.





3D view of the Western Bitincka ore bodies

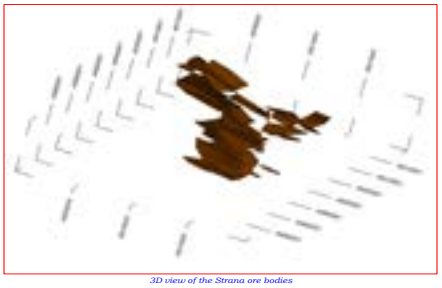
The Bitincka mine is extended in a space of about 20 km2. Bitincka mine was opened in 1982 has been in activity up to 1992. It has been produced about 750 000 tons. Proved reserves of two types of ore are about 37 million tons, with nickel content 1.63 %. The reserves of Fe-Ni are about 21 million tons, with content: 1.03% Ni, 40% Fe, 9.6% SiO2 and 0.04% Co. The reserves of Ni-Si are about 16 million tons, with content: 1.21% Ni, 15% Fe, 35% SiO2 and 0.04% Co. Only 2% of reserves are exploited up to now.



3D view of the Kokogllava ore bodies

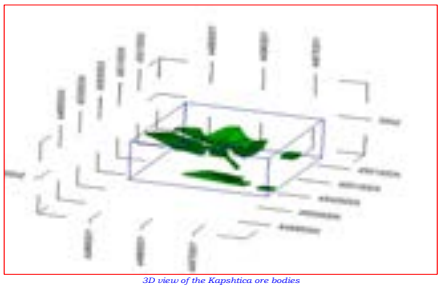
Deposit of Kokogllava is located about 1 km far of Bilishti. The mine has a strike 1 km in the direction south north and 0.8 km in the dip of west-east direction. Ratio Ni-Si ore with Fe-Ni ore is 4 to 3. It could be named the continuation in depth of Bitincka deposit. The reserves of Fe-Ni are about 15.3 million ton with

contents: 1.13%Ni, 43%Fe, 10%SiO2 and 0.08%Co. These reserves are not exploited up to now. The reserves of Ni-Si are about 16.4 million ton with contents: 1.32%Ni, 15%Fe, 37%SiO2 and 0.042%Co. These reserves are not exploited up to now.



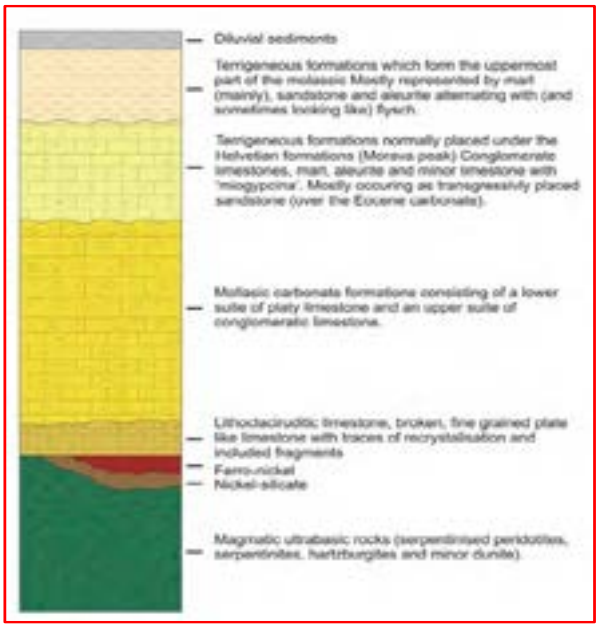
3D view of the Strana ore bodies

Deposit of Strana is located about 2 km in the east of Bilishti town. Deposit has a strike about 1 km in the south-north direction and 0.2 km in dip west-east direction. Ratio Ni-Si ore with Fe-Ni ore is 3 to 1. Strana deposit is situated 750 - 1000 m over level see. The reserves of Fe-Ni are about 3.1 million ton with contents: 1.11%Ni, 44%Fe, 10%SiO2 and 0.05%Co. These reserves are not exploited up to now. The reserves of Ni-Si are about 6.4 million ton with contents: 1.27%Ni, 13%Fe, 38%SiO2 and 0.039%Co. These reserves are not exploited up to now.

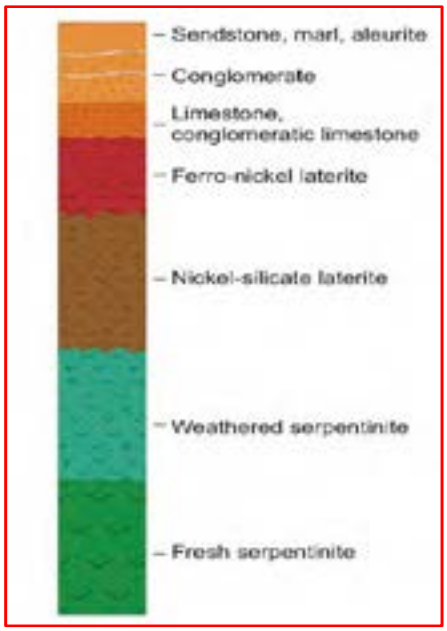


3D view of the Kapshtica ore bodies

Deposit of Kapshtica is located about 3 km in the east of Bilishti town. The deposit has a strike about 1km in the south-north direction and 1km in dip west-east direction. Ratio Ni-Si ore with Fe-Ni ore is 3 to 2. Deposit is situated 550 - 950 m over see level. The reserves of Fe-Ni are about 12.6 million ton with contents: 1.25%Ni, 43%Fe, 10%SiO2 and 0.04% Co. These reserves are not exploited up to now. The reserves of Ni-Si are about 12.1 million ton with contents: 1.21%Ni, 19%Fe, 30%SiO2 and 0.04% Co. These reserves are not exploited up to now.



Lithological profile of Devolli sequence



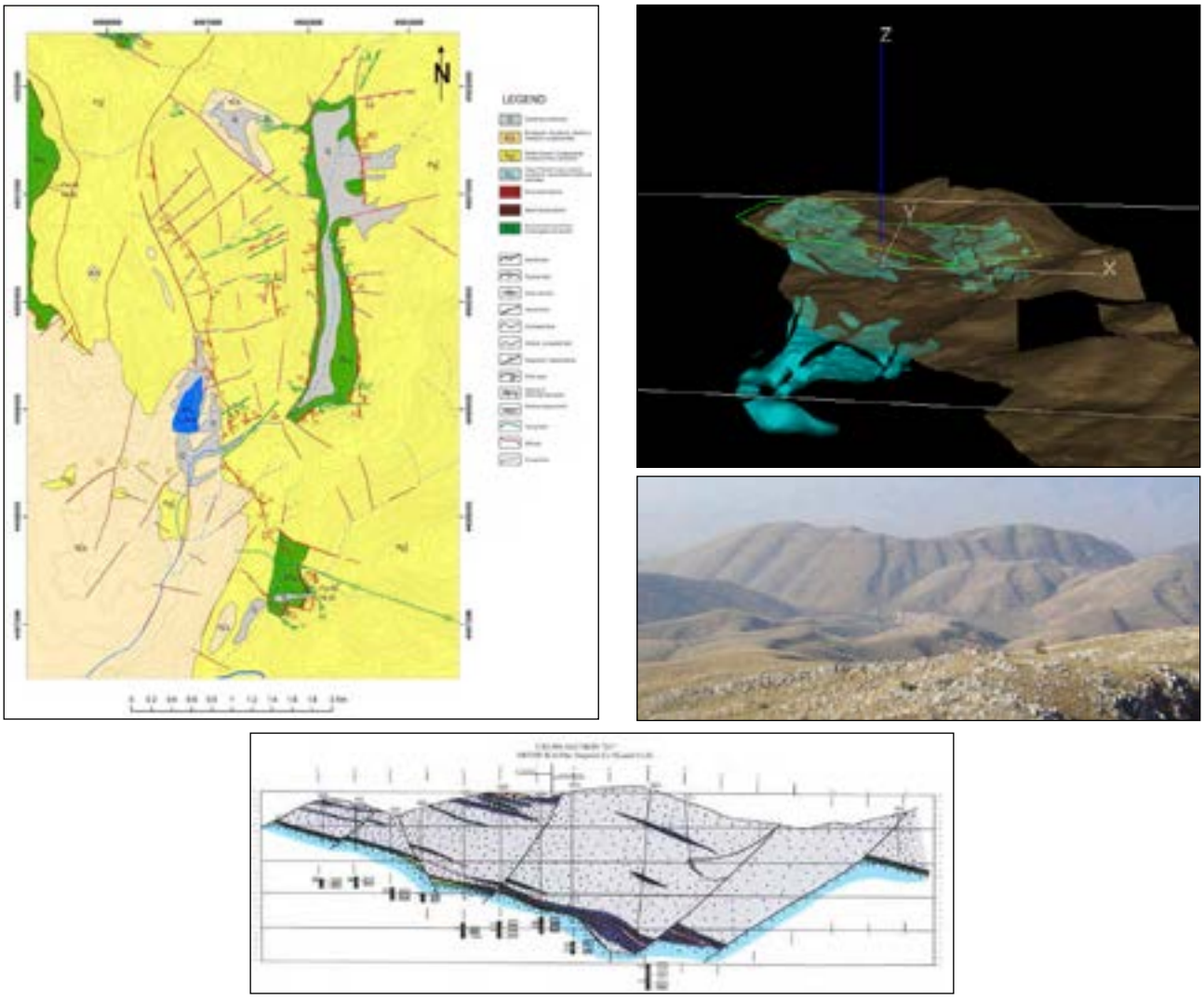
Typical profile of drill hole with and without Fe-Ni

The so-called Ni-laterite ore body, consisting of two units, often display layering of bedding which indicates that not entirely in situ origin but minor transport processes. The total thickness of both units ranges from 0 m to maximum 40 m in few places (Kapshtica deposit). The contact to the overlaying conglomeratic limestone (calcareous conglomerate) and marl (rarely identified) is generally sharp, sometimes even discordant.

The complete profile is not always present. The Fe-Ni horizon shows pinching and swelling structures as it can be seen in the Treni profile of the Bitincka deposit. Due to lack of outcrops covering the complete profile at Verniku and Kapshtica West, the Treni profile from Kokogllava, which is exposed in the north-west of the exploration, has been taken as an example for a complete sequence of ore at the Devolli deposit. Some of the drill holes in Kapshtica West and also Verniku West do not intersect the Fe-Ni at all.

The so-called Ni-laterite ore body, consisting of two units, often display layering of bedding which indicates that not entirely *in situ* origin but minor transport processes. The total thickness of both units ranges from 0 m to maximum 40 m in few places (Kapshtica deposit). The contact to the overlaying conglomeratic limestone (calcareous conglomerate) and marl (rarely identified) is generally sharp, sometimes even discordant.

The complete profile is not always present. The Fe-Ni horizon shows pinching and swelling structures as it can be seen in the Treni profile of the Bitincka deposit. Due to lack of outcrops covering the complete profile at Verniku and Kapshtica West, the Treni profile from Kokogllava, which is exposed in the north-west of the exploration, has been taken as an example for a complete sequence of ore at the Devolli deposit. Some of the drill holes in Kapshtica West and also Verniku West do not intersect the Fe-Ni at all.



3D Views of the Devolli Deposits

Mining institutions have realized some classification according to the ICR, (International Classification of Reserves) and for that have been used the geological materials, documentations and generalization works of the deposits of three main basins Prrenjas-Librazhd, Devolli and Kukes, the project-ideas (pre-feasibility studies) of mine opening and exploitation, different studies, projects, and the data from world references. This work needs to be realized for all existing resources even for the new ones, new geological models based on existing and newly gathered data are needed to meet the reporting standard of the Australasian Joint Ore Reserves Committee (JORC). The model shall include structural setting, 3D positioning of the ore bodies and the relation of the ore bodies to the topography. This can serve as a key element in attracting investors in the field.

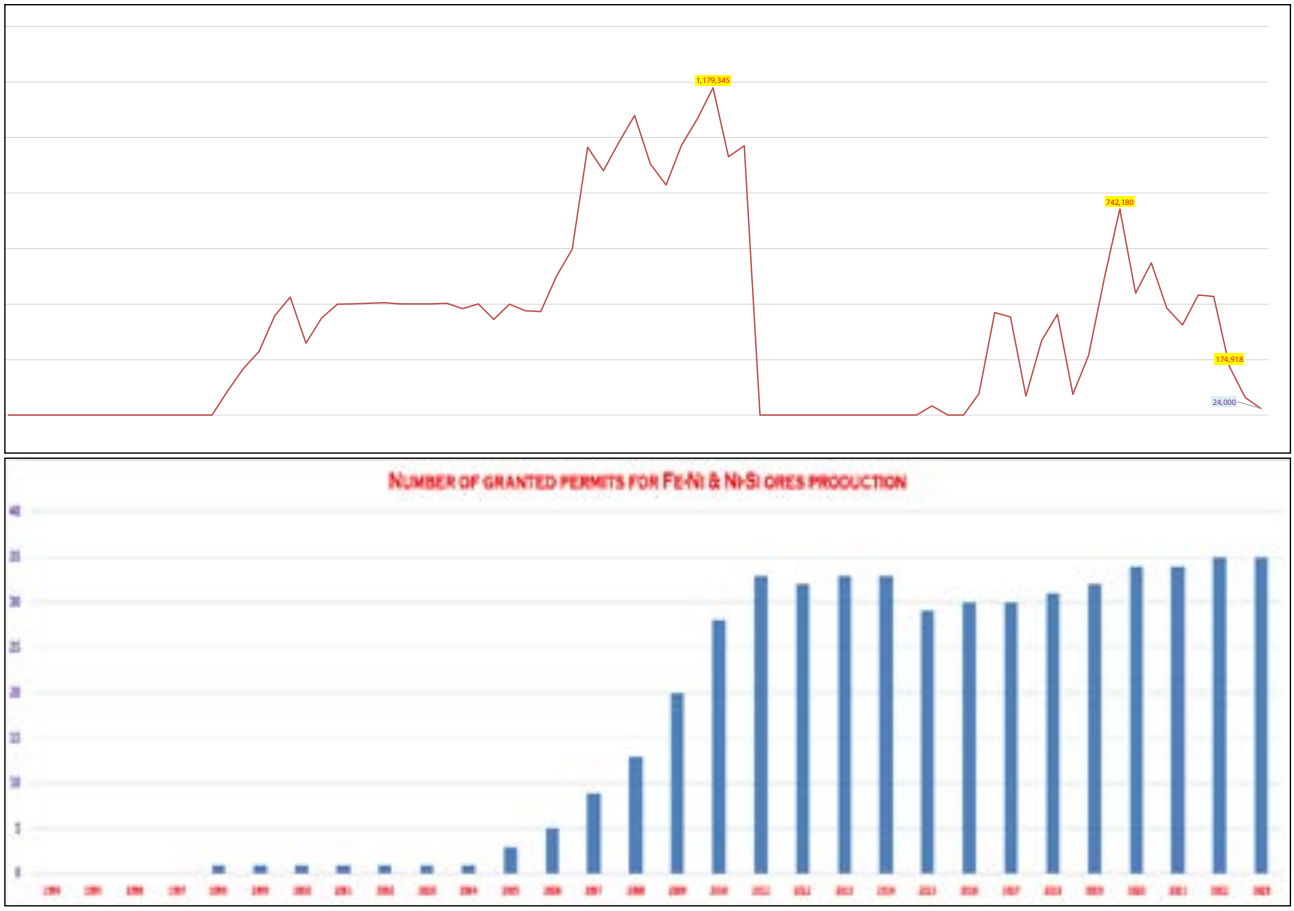
Summary table for reserves of the Fe-Ni and Ni-Si ores, by regions

Evaluated geological Reserves (A+B+C1+C2) *of the Fe-Ni and Ni-Si ores*					
Type of ore	**Quantity (000/ ton)**	**Fe%**	**Ni %**	**SiO_2 %**	**Co %**
1. Devolli					
Total Ni-Si	52 179	16,600	1,200	35,120	0,060
Total Fe-Ni	59 193	38,660	1,074	12,200	0,056
Total Fe-Ni + Ni-Si	**111 372**	**28,325**	**1,133**	**22,938**	**0,058**
2. Kukësi					
Total Ni-Si	29 221	21,730	1,047	40,120	0,063
Total Fe-Ni	65 504	37,220	1,029	26,930	0,055
Total Fe-Ni + Ni-Si	**94 725**	**32,442**	**1,035**	**30,999**	**0,057**
3. Librazhd-Pogradec					
Total Fe-Ni	105 592	44,720	1,000	9,780	0,017
Total Albania					
Total Fe-Ni	**230 289**	**41,029**	**1,027**	**15,280**	**0,038**
Total Ni-Si	**81 400**	18,442	**1,145**	36,915	0,061
Total Fe-Ni + Ni-Si	**311 689**	**35,130**	**1,058**	**20,930**	**0,044**

Mining and Processing of Fe-Ni and Ni-Si ore in Albania

Mining of these ores which generally have all orebodies layered in stable strike, with average thickness of 8-10m for each layer and a dipping angle 10-20 degrees, and maximum 35 degrees is done with open pit mining for the out crops and room-pillars system of different version for the underground. The contact of the ore body with the top, which is represented by limestones, is in general clear and cut, whereas the contact with the rocks of the bottom, which are altered ultrabasic, is gradual in most cases. Kukes and Devolli have both layers of Fe-Ni and Ni-Si at almost the same thickness, in Librazhd-Pogradec the Ni-Si is small in thickness and in some orebodies it doesn't exist. In old studies as now cut off for Nickel use to be 0.7 % Ni. All the reserves which have the grade under this value have been called out of balance.

Production of Fe-Ni minerals started in 1958, in Librazh-Pogradec cluster, from Bitincka mine on Devolli commenced in 1980, and from Kukes cluster after 2000. Exploitation of nickel can be realized depending by orebodies with both mining methods open pit and underground. Until now (1958-2024) are exploited 25 116 921 tons of ore less than 8 % of the evaluated Fe-Ni and Ni-Si reserves. The production of nickel ores have varied year to year as is shown in the graph below. Actually, the production of nickel is realized from private companies which are around 30 companies distributed in north and south of Albania due to export of mineral in North Macedonia and Kosovo. This mineral together with titano-magnetite can be the most important minerals for the Albanian mining sector in the future.



Processing of Fe-Ni and Ni-Si ore in Albania before 1990 have been developed mainly in the middle zone (Librazhd, Prenjas, Pogradec) and Bitincka. The product iron nickel ore arrived after processing by gravity separation in two processing plants of Prenjas and Guri i kuq (Pogradec) which are mostly used for cleaning the dilution arrived from exploitation have been processed in the metallurgy of Elbasan. In metallurgical furnaces was produced only cast pig iron and steel mostly for construction.

A nickel processing plant using hydrometallurgical process (*Caron process)* almost finished to build in Elbasan, but it is not reached to produce nickel semi product due to low results obtained in the first phase and economical changes that happened in 1990 let that process undeveloped. Magnesium-rich ores due to the high consumption of sulphuric acid by magnesium in leaching, which have a low SiO_2/MgO ratio and low iron content are better suited to pyrometallurgical method to produce ferronickel phases, pyrometallurgy method have been tested as well for south east nickel ores of Albania, (Pyrometallurgy pilot test 1996 at ELKEM). Application of Caron processing to such ores obtain maximum 65% nickel recovery (*an experience which has been proved in Albania in Elbasan, plant C-12*). Either pyrometallurgical or hydrometallurgical methods can be used to extract nickel from the lateritic ores, depending on their mineralogical characteristics and for that different testing has been done in years for production of nickel product or semi products with hydrometallurgy methods (1984) because limonitic ores at the Caron process works well, with nickel extractions over 85%.

Recently by some private companies with acid leaching methods (leaching by sulphuric acid for production of MHP and $NiSO_4$), which reveals very good results even costly effective if it is combine by production of sulfuric acid from tailings of copper processing plants or pyrite production as second product in those plants with the second flotation process of pyrite. This recent testing reveals good results (obtain around 80% nickel recovery), and costly effective if it is combined by production of sulfuric acid from pyrite concentrate produces from copper processing plants or their tailings.

PAL is the most common hydrometallurgical process for low grade laterite ores. It is applicable to limonite and mixed limonite/saprolite ores with a magnesium content of up to about 5% Mg. Nickel Albanian ores will provide the key feedstock for these processes. An important decision for the nickel processing is what leaching approach to apply. Normally we can consider a range of options from open heap leaching, leaching in rammed earth lined vats, atmospheric tank leaching (ATL) and on the autoclave based low pressure acid leach (LPAL) and high-pressure acid leach (HPAL).

The Nickel Laterite Processing have been tested for the southeast nickel mineral reserves in a flowsheet which at the first phase produce an intermediate product Mixed Hydroxide Product (precipitated MHP process, a simplified equation of metals dissolution in the primary leach stage are NiO + H2SO4 ➛NiSO4 + H2O; 2FeOOH + 3H2SO4 ➛ Fe2(SO4)3 + 4H2O; MeO + H2SO4 ➛ MeSO4 + H2O), containing approximately 39% Ni. Nickel, Cobalt, and Mn are produced as NiSO4, CoCO3 and MnCO3 products at the second phase of the process.

This recent testing reveal that a nickel processing plant can effectively utilize copper waste and tailing for production of sulphuric acid on a cost recovery basis. The process plant would consist of three major process sections, in a complex nickel processing plant which can effectively utilize copper waste and tailing for production of sulphuric acid on a cost recovery basis.

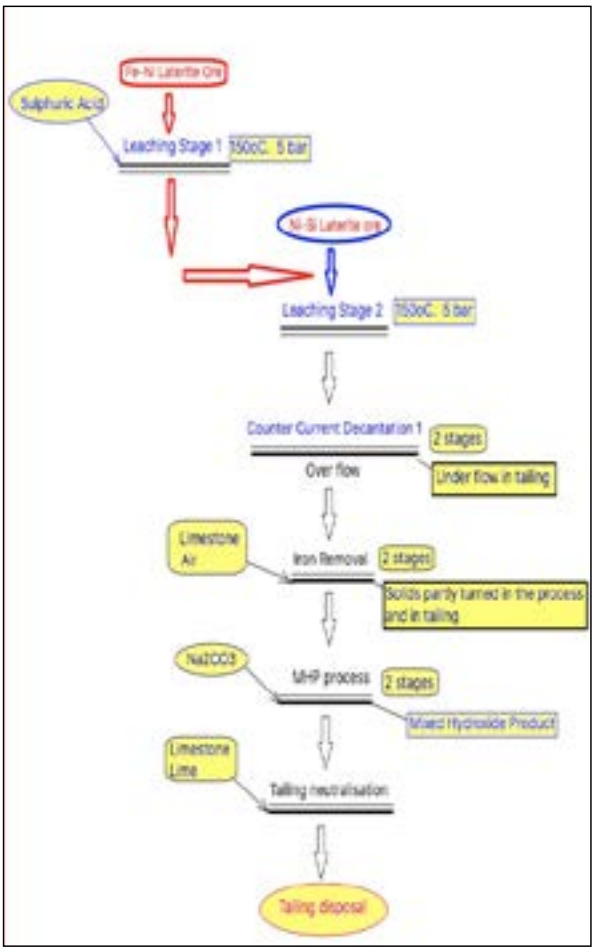
1. <u>*Sulphuric Acid Production*</u> (pyrite burner). *Pyrite is roasted in a fluidized bed roaster. The resulting SO_2 gas stream is cleaned of impurities and then catalytically converted to 98% sulphuric acid by the contact process.* Waste acid is produced from the gas cleaning scrubber. The by-product dilute acid can be used to pre-acidify the leach feed ore prior to leaching in order to allow the CaCO3 present in the feed ore to react and release CO2 prior to the autoclave, thereby eliminating the need to vent the autoclave to release pressure due to CO2 liberation).

2. <u>*Gold and Copper Recovery*</u> from the Pyrite Cinder (*solid residue, or cinder, remaining after pyrite roasting contains recoverable gold, silver, zinc, copper and other metal values and is hence fed to the base and precious recovery plant. Barren residue slurry can be disposed to the tailings facility, or, if the content of pyrite relative to other gangue minerals was high enough, then it can be filtered to produce a saleable iron ore product.),* This means that pyrite can be treated in an integrated facility through roasting to recover contained copper, zinc, silver, and refractory gold, with no costs to dispose of waste acid. The pyrite roasting process is highly exothermic, and the energy released is used in a boiler to produce steam. Steam enters a turbogenerator to produce power sufficient for powering the acid plant and the nickel processing plant.

3. <u>*Nickel-Cobalt Laterite Processing*</u> by hydrometallurgical processing, which extracts nickel and cobalt from the laterite which is classified, blended crushed and screened to make it a suitable feed for the leaching circuit, via sulphuric acid leaching in an autoclave to carry two stages of leaching (*primary leaching for ore that is high in Fe and low in Ca/Mg* with average content of samples:Ni-1.28%; Fe-39.57%; Co-0.076%; Mg-2.20%; Ca-2.97%; *and its residue slurry introduced, together with fresh secondary feed slurry with low Fe, and high Ca/Mg ore* with average content of samples:Ni-1.61%; Fe-16.42%; Co-0.028%; Mg-9.25%; Ca-6.01%; *at a pressure of 5 bars and a temperature of 150°C with no addition of sulphuric acid*), in order to obtain maximum efficiency, to dissolve the valuable metal, regenerate acid and to precipitate the impurities. Partial neutralization is accomplished by limestone and lime to remove Fe and Al, and then proceeds to the first stage

of precipitation where Ni and Co are precipitated using soda ash. The final MHP product has a nickel content of about 39% dry basis. The second stage precipitation using lime slurry is adopted for maximum Ni recovery. The underflow slurry from the CCD circuit will be neutralized by limestone slurry before it is sent to the tailing dam. The wash solution overflowing from the CCD is recycled as process water. Process waste water solution from stage II Ni precipitation contains magnesium and is therefore are precipitated with lime first to remove the magnesium, gypsum is produced. These Mg and gypsum solids are pumped to the tailings dam. The overflow solution is recycled as process water. This process is followed by a series of unit operations recovering and refining the valuable metal by precipitation at first Phase and by solvent extraction at the second Phase into nickel and cobalt products.

Overall output products are Sulphuric Acid, NiSO4 Salt, MnCO3 Salt, CoCO3 Salt, Cathode Copper, Au Ingot, Ag Ingot, with an overall Ni recovery at more than 82%.



Simplified schematic diagram of the process flowsheet

We need to study and prepare the road for processing of this ore in the country at least as semi product for further treatment with up to 50 % Ni, by leaching processes using sulphuric acid produced by burning Albanian pyrite concentrates produced from copper processing plants or by recycling the copper tailing in old, closed processing plants.

CONCLUSIONS

➢ Lithium, nickel, cobalt, manganese, and graphite are crucial to battery performance, longevity, and energy density. Today we can say that 65 percent of worldwide nickel deposits are classified as laterites, while 35 percent are sulfides. The types of mineral resources used vary by technology. Recently more than half of reserves are using hydrometallurgical processing.

➢ The consumption of nickel in the last years have been in a range of 2.2 -2.4 million metric tons of metal content.

➢ Geological reserves of Albania for all Categories of Fe-Ni are calculated to be 222 152 000 tons with grade 33-43% Fe, and 0,75-1% Ni. Geological reserves of Albania for all Categories of Ni-Si are calculated to be 103 650 000 tons with grade 17-23% Fe, and 0,95-1,3% Ni, SiO2 32- 36.92%; Co- 0.043-0.06%. In total for both minerals Fe-Ni and Ni-Si ores are calculated more than 300 million tons with average grade 26% Fe, 1.2% Ni, Co- 0.05%.

➢ Mining of nickel ores in Albania actually is in the level of 0-2-0,5 million tons of nickel ores/year and all is depended on the regional processing plants, without a real contribution in the mining sector of Albania. The volatility of the prices and demand for our ores is depending on these processing plants who have other sources as feed in their process making the nickel mining sector in a non-sustainable position.

➢ The idea of a Nickel Processing Plant complex by adopting an integrated Nickel Laterite Processing (for Ni-Sulphates Products - NiSO4, CoCO3, MnCO3,); Sulphuric Acid Production (pyrite burner) and Copper and Gold Recovery from the Pyrite Cinder (Au, Ag ingots, and Cu) and Fe ore at grade 60-62 % Fe; and an Electric generator, will make feasible the processing in both main areas that of north Albania and southeast one.

➢ For a central leaching plant in the center of the circle of nickel reserves of Albania and neighboring countries, it is needed a proper market evaluation on possible resources, demand and real needs of the nickel product in the region and especially in Europe, which now is getting this product from outside Europe.

➢ The article intends to promote a reasonable certainty of the mineral and mineable reserves, certainty of the leaching process for Sulphates nickel products including proposal with ideas to combine the plant with some other parts of installations to make feasible the production and establish a baseline to support further development decisions for the nickel resources of Albania.

➢ Nickel is one of the most widely used metals on the planet. The market for nickel is expected to register significant growth due to meet demand from electric vehicles; clean energy technologies (Solar photovoltaic (PV) plants, wind farms), direction toward green economy of main world player countries, nickel and cobalt chemical production for battery applications (next generation of battery cathode materials); integration of nickel sulphides into the production process of nickel pig iron circuits; demand for electroplating applications; chemical industry, battery, and others.

➢ While there are a host of projects at varying stages of development, there are many vulnerabilities that may increase the possibility of market tightness and greater price volatility such as high geographical concentration of production, long project development up to 16.5 years on average to move mining projects from discovery to first production, declining resource quality, growing scrutiny of environmental and social performance, higher exposure to climate risks. These risks to the reliability, affordability and sustainability of mineral supply are manageable, but they are real. how policy makers and companies respond will determine whether critical minerals are a vital enabler for clean energy transitions, or a bottleneck in the process.

➢ The nickel industry has experienced considerable changes in the past few years, mainly from decisions taken by high-impact supply side players such as Indonesia and Philippines. Global nickel demand is still heavily dependent on China. The supply side is facing concerns around the declining discoveries of sulphide ores, meanwhile, the suspicion persists that nickel prices are being supported by investor influence rather than solely the traditional fundamentals.

➢ Final mining products have a greater chance of being competitive products in the European and global markets. Creating opportunities for processing in Albania as a value-added process has currently become a necessity for the nickel mining industry as a missing source of profit for the country's economy, as a major source of employment and as a supporting sector for the sustainable development of the mining sector and the economy as a whole.

➢ Currently, we are still producing unprocessed minerals in large quantities. With this form of development, not only we lose financially, but we are not competitive in the European market and even more in the global one. Treatment process in Albania of nickel ores will add value to public property (income from royalty on mining assets and other taxes), create jobs, increase export products in value rather than in quantity, paving the way for investments in downstream industries related to mining.

➢ We must use our mining potential to be competitive in the region (EU) and as a tool in the negotiation process for the chapters of the economy and industrial policies today, when the EU strategy for CRM and SRM is receiving greater attention.

➢ The new legal situation after the adoption of the Mining Law of Albania where the state retained the right of ownership over mineral resources, while the right to exploit them was transferred to the private business through the application of the Mining Permit defined the obligations of state bodies for the good administration of the country's natural resources and the rights and obligations of mining permit holders for the rational exploitation of resource deposits, with a minimal impact on the environment and certified by the community.

➢ Nickel mining activity is seen as a necessity especially for the rural areas, a source of income and work for the part of the population that had linked their interests to the mineral resources. The clear definition of the state role as a promoter of mineral resources, re-evaluation of the country's natural resources, supervisor and monitor of mining and post-mining activity, from institutional mining structures gives opportunities for the correct application of the law, and a clear vision for the mission that this industry has in the Albanian economy with the motto "Minerals and Energy for sustainable development".

REFERENCES

Mati S, Bakallbashi.J, Taluri.V, "Technological study on sampling for pyrometallurgical testing of 100 tons Fe-Ni ore in Bitincka nickel mine"- 1994.

Mati S, "Market demand, processing technologies and general technical economical evaluation of Fe-Ni and Ni-Si ores of Albania";- 2007.

Mati S, "Promotion models for Fe-Ni and Ni-Si ores of Albania";-2007.

Mati S, Monograph: "Mining activities and investment possibilities in Minerals Resources of Albania" (National Commercial Bank);-2008.

ALBEITI; Annual Reports. Extractive Industries Transparency Initiative in Albania; 2009-2022.

Mati, S. "Mining policy for a sustainable development of mining activities". Symposium, SARMA – EC- Programme;-2010.

Kavina Pavel, Bomberovic Vladimír, Mati Sokol; Potential to Grow – Albania; Mining Journal, July, 2010; pages 21÷22; (www.mining-journal.com).

Mati Sokol; Mining activity and new mining law- Albania; JOGMEC Presentation at Promotion Investment Seminar on the study for the master plan for promoting the mining industry of Albania, Tokyo, Japan; 2010; pages 85÷95.

Mati, S. Albania- An emerging country. Mining Journal July 29, 2011, p. 14, www.mining-journal.com;-2011.

Mati S, "Sustainable development of Mining Activities in Albania, why, because, how".(Albanian-version)–PEGI publish house ISBN:978-9928-124-50-0;-2012.

Mati S, Monograph: “Minerals in Balkan”, (English -version);-2014.

Mati S, “Minerals and Mining Activity in Albania and Kosovo”, (English -version)–PEGI publish house ISBN:978-9928-175-43-4;-2014.

Mati Sokol; Facing the global challenges in mining activities: adoption of legislation and mining policies in Albania; Regards Géopolitiques. Le Bulletin du Conseil québécois d’Études géopolitiques (CQEG), Québec, Canada; 2017; Volume3, nr.4; pages 33÷39.

Mati S, “Feasibility study to re-vitalize and develop the Nickel MINE –Bitincke, Kokogllave, Strane , Kapshtice, Devolli district – Albania”;-2018.

Mati S, “Study of acid sulphuric supply for the nickel plant of Devolli project” ,-2018.

Mati Sokol; Albanian mining sector model and challenges for sustainable development in mining activities; Proceeding XVIII BMPC; 2019; pages 97÷113.

International Energy Agency “The Role of Critical Minerals in Clean Energy Transitions” -World Energy Outlook Special Report -2022.

Mati Sokol; Effects on mining business of royalty tax; Proceedings Balkan Mining Congress, Academy of Mining Sciences-ISBN 978-86-82673-21-7; 2022; pages 752÷771.

Mati Sokol; Processes and processing plant for treatment of raw materials; (ISBN: 978 – 9928 – 371 – 73 – 7); 2023;

Mati Sokol; Needs for a comprehensive mineral promotion strategy as a key in the sustainable development of mining industry; IMGC 2023 University of Mitrovica; 2023; (http://www.imgc-umib.net).

KREDİLENDİRMEDE DANIŞMANLARIN ÖNEMİ: BANKALAR, YATIRIMCILAR VE ESG PERSPEKTİFİ

THE IMPORTANCE OF CONSULTANTS IN CREDITING: BANKS, INVESTORS AND ESG PERSPECTIVE

O. Reyhan [1,*], Ş. Özdemir [1], M. Tapan [1]

[1] MİTTO Consultancy Danışmanlık A.Ş.
*(*Sorumlu yazar: ozan.reyhan@mitto.com.tr)*

ÖZ

Madencilik projelerinin finansmanı, yalnızca ekonomik fizibiliteyle sınırlı olmayıp, teknik, çevresel ve sosyal faktörlerin de dikkate alındığı kapsamlı bir süreçtir. Bu süreçte kredilendirme danışmanları, proje sahipleri, bankalar ve yatırımcılar arasında köprü görevi görerek, projelerin finansal, teknik ve sürdürülebilirlik yönlerini bütüncül bir yaklaşımla değerlendirir. Finans kuruluşları, yatırım kararlarını sadece projenin teknik doğruluğuna değil, aynı zamanda çevresel ve sosyal etkilerinin etkili bir şekilde yönetilmesine de dayandırmaktadır. Bu bağlamda, Uluslararası Finans Kurumu ve Avrupa İmar ve Kalkınma Bankası gibi kuruluşlar, çevresel, sosyal ve yönetişim kriterlerini kredilendirme süreçlerinin temel bileşenleri olarak kabul etmektedir. Türkiye'de madencilik projelerinin finansmana erişimi, bürokratik süreçlerin karmaşıklığı ve sürdürülebilirlik farkındalığının yetersizliği nedeniyle zorlaşmaktadır. Yatırımcı güvenliğine ilişkin belirsizlikler ise bu süreci daha da riskli hale getirmektedir. Çalışmada, kredilendirme süreçlerinde danışmanların oynadığı rol ayrıntılı olarak ele alınmakta, uluslararası standartlara uyum sağlamak ve finansmana erişimi kolaylaştırmak için geliştirilebilecek stratejiler değerlendirilmektedir. Ayrıca, çalışma kapsamında, kredilendirme süreçlerindeki danışmanlık uygulamalarına ilişkin bulgular ele alınarak, finans kuruluşları ve yatırımcılar açısından bu süreçlerin nasıl yönetildiği ortaya konmaktadır.

Anahtar Kelimeler: Kredilendirme, Çevresel Sosyal ve Yönetişim, Madencilik Finansmanı, Kredilendirme Danışmanlığı

ABSTRACT

The financing of mining projects is a comprehensive process that considers not only economic feasibility but also technical, environmental, and social factors. In this process, consultants in crediting act as a bridge between project owners, banks, and investors, evaluating projects from a financial, technical, and sustainability perspective. Financial institutions base their investment decisions not only on the technical accuracy of a project but also on the effective management of its environmental and social impacts. In this regard, institutions such as the International Finance Corporation and the European Bank for Reconstruction and Development recognize environmental, social, and governance criteria as fundamental components of the crediting process. In Türkiye, access to financing for mining projects is hindered by bureaucratic complexities and a lack of awareness regarding sustainability. Uncertainties regarding investor security make this process even more challenging. This study examines the role of consultants in the crediting process, evaluating strategies that can facilitate access to financing while ensuring compliance with international standards. Additionally, the study examines findings on consultancy practices in credit assessment processes, providing insights into how these processes are managed from the perspective of financial institutions and investors.

Keywords: Crediting, Environmental Social and Governance, Mining Finance, Credit Counselling

GİRİŞ

Madencilik sektörü, çevresel etkileri, sosyal sorumlulukları ve karmaşık finansal yapısıyla çok disiplinli bir alandır. Büyük ölçekli projelerde sondaj, zenginleştirme, atık yönetimi ve altyapı yatırımları gibi kalemler göz önüne alındığında, yüz milyonlarca doları aşan yatırım maliyetleri söz konusudur (ICMM, 2020). Bu nedenle, projelerin uygulanabilirliği genellikle dış kaynaklı finansmanla mümkün olmakta; bankalar, kalkınma kuruluşları ve özel yatırımcılar gibi finansal aktörler bu süreçte belirleyici rol üstlenmektedir (Erskine, 2019). Günümüzde bu aktörler, projeleri yalnızca ekonomik değil, aynı zamanda çevresel, sosyal ve yönetişim (ESG) kriterleri çerçevesinde de değerlendirmektedir (IFC, 2012; EBRD, 2019). Bu noktada danışmanlar, yatırımcı risklerini azaltmada ve uluslararası standartlara uyumun sağlanmasında stratejik bir köprü görevi üstlenmektedir (Franks vd., 2014).

Ancak Türkiye'de kredilendirme süreçleri hâlen çeşitli zorluklarla karşı karşıyadır. ESG farkındalığının sınırlı olması, yönetişimsel zayıflıklar ve bürokratik engeller, finansmana erişimi zorlaştırmaktadır (Öztürk, 2021). Bu bildiride, madencilik projelerinde kredilendirme dinamikleri ile danışmanların sürece katkısı incelenmekte; bankalar, yatırımcılar ve danışmanlar arasındaki etkileşim ESG çerçevesinde değerlendirilmektedir. Ayrıca, saha deneyimlerine dayalı örneklerle Türkiye özelinde danışmanlık hizmetlerinin stratejik önemi vurgulanmaktadır.

KREDİLENDİRME SÜRECİ, TEMEL AKTÖRLER VE TÜRKİYE'DE KREDİLENDİRME SÜREÇLERİNDEKİ ZORLUKLAR

Madencilik projeleri, finansal fizibilitenin yanında kapsamlı ESG uyumu gerektirir. Bu bağlamda kredilendirme süreçleri, ekonomik fizibilitenin ötesine geçerek sürdürülebilirlik kriterleri ile şekillendirilir. Bankalar, yatırımcılar, uluslararası finans kuruluşları ve danışmanlar bu sürecin başlıca aktörleri olup her biri, projelerin sürdürülebilirlik ve risk yönetimi açısından değerlendirilmesinde önemli roller üstlenir. Türkiye'de ise kredilendirme süreçleri, sürdürülebilirlik ilkelerinin kurumsal yapılara entegrasyonundaki zorluklar, yasal düzenlemelerdeki eksiklikler ve yatırımcı güveni sorunları gibi faktörlerden etkilenmektedir. Bu bölümde, aktörlerin rolleri, sürecin yapısı ve Türkiye'ye özgü uygulama zorlukları alt başlıklar altında detaylandırılacaktır.

Kredilendirme Sürecindeki Temel Aktörler

Kredilendirme süreci, farklı uzmanlık alanlarına sahip çeşitli aktörlerin eş zamanlı ve koordineli çalışmasını zorunlu kılan çok katmanlı bir değerlendirme sistemidir. Özellikle bankalar, yatırımcılar ve danışmanlık firmaları bu yapının üç temel direğini oluşturur. Bu alt bölümde, söz konusu aktörlerin rollerine, süreçteki etkileşimlerine ve karşılaştıkları temel zorluklara odaklanılacaktır.

1. Bankalar: Finansal Değerlendirme ve ESG Entegrasyonu

Bankalar kredi değerlendirmesinde finansal fizibiliteyle birlikte ESG risklerini dikkate alır. Uluslararası finans kuruluşları, özellikle Uluslararası Finans Kurumu (IFC) ve Avrupa İmar ve Kalkınma Bankası (EBRD), projelerin finansmanı için belirledikleri çevresel ve sosyal standartlara uyumu zorunlu tutmakta; bu kapsamda ESG risklerini projenin başarısını etkileyen temel unsurlar arasında değerlendirmektedir (IFC, 2012; EBRD, 2019). Bu nedenle birçok banka, bünyesinde ESG ekipleri oluşturarak projelere ilişkin saha verilerini, etki değerlendirme raporlarını ve danışman görüşlerini analiz eder (OECD, 2020). Türkiye'de uygulamalar sınırlı ve standartlaşma eksikliği belirsizlik yaratmaktadır.

2. Yatırımcılar: Getiri Beklentisi ve Sürdürülebilirlik Algısı

Maden projelerine yatırım yapan kurumsal ve bireysel yatırımcılar, geleneksel finansal getiri beklentilerinin yanı sıra projelerin çevresel ve sosyal sürdürülebilirliğini de giderek daha fazla önemsemektedir. Özellikle kurumsal yatırımcılar, ESG kriterlerine uyumlu projeleri düşük finansal risk, yüksek kurumsal itibar ve uzun vadeli istikrar açısından daha avantajlı olarak değerlendirmektedir (PRI, 2021). Bu yaklaşım, yatırım kararlarının

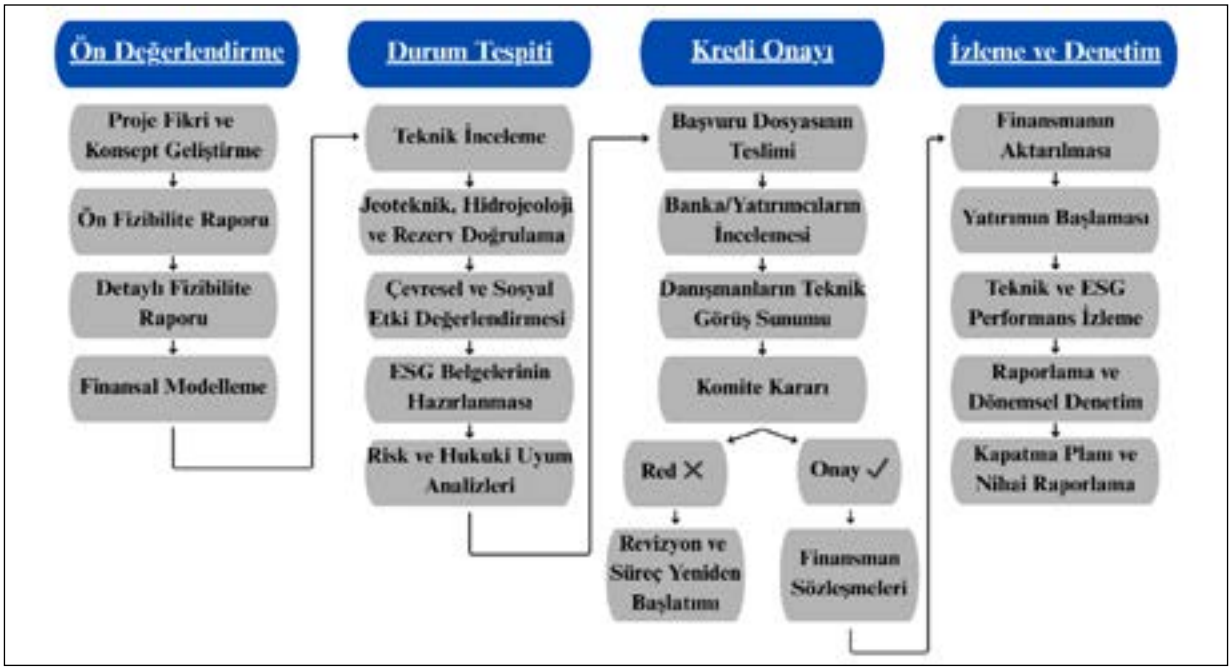
yalnızca ekonomik göstergelere değil, aynı zamanda proje sahiplerinin sosyal etki raporlarına, çevresel taahhüt belgelerine ve yönetişim yapılarına da dayandırılmasına yol açmaktadır. Uluslararası düzenleyici çerçeveler, örneğin Avrupa Birliği'nin Sürdürülebilir Finans Taksonomisi, sermayeyi ESG uyumlu projelere yönlendirir. Bu bağlamda, yatırımcıların projelerde karar ortağı olarak değerlendirilmesi ve teknik-danışmanlık süreçlerine entegre edilmesi, proje kredilendirme başarısını doğrudan etkileyen unsurlar arasında yer alır (UNEP FI, 2021).

3. Danışmanlar: Teknik Rehberlik ve Stratejik Uyum Sağlayıcılar

Danışmanlar, kredilendirme süreçlerinde hem teknik yeterlilik hem de çevresel ve sosyal uyum açısından yatırımcılar ile finansörler arasında kilit bir rol üstlenmektedir. Projelerin jeoteknik yapısı, çevresel etkileri ve sosyal uyumluluğuna ilişkin hazırlanan teknik fizibilite raporları, çevresel etki değerlendirme belgeleri ve ESG analizleri, kredi veren kuruluşların risk değerlendirme süreçlerinin temel girdilerindendir (IFC, 2012). Özellikle ESG kriterlerine dayalı kredilendirme modellerinde, bağımsız ve yetkin danışmanlar tarafından hazırlanmış belgeler, finansman kararlarını doğrudan etkileyebilmekte, gerektiğinde risk azaltıcı stratejilerin belirlenmesine katkı sağlamaktadır (OECD, 2020). Türkiye'de ise danışmanlık sektörünün ESG uyumlu kredilendirme süreçlerindeki teknik kapasitesi gelişmekle birlikte, bazı projelerde standardizasyon, metodolojik tutarlılık ve raporlama becerileri açısından yapısal eksiklikler devam etmektedir. Bu durum, uluslararası finans kurumlarının beklentilerine cevap veremeyen bazı maden projelerinin finansmana erişimini zorlaştırabilmektedir.

Kredilendirme Süreci: Adımlar, Belgeler ve Denetim Mekanizmaları

Madencilik projelerinde kredilendirme süreci, finansal yeterlilik değerlendirmesinin ötesinde çevresel, sosyal ve teknik unsurların birlikte ele alındığı çok aşamalı bir sistemdir. Süreç; ön değerlendirme, durum tespiti, kredi onayı ve izleme olmak üzere dört temel adımdan oluşur. Bu bağlamda, kredilendirme sürecinin ana adımları ve bu adımlar arasındaki ilişkiler Şekil 1'de sunulmuştur. İlk aşamada proje ölçeği, ruhsat durumu ve genel yatırım ortamı analiz edilir (IFC, 2012). Takiben gelen detaylı durum tespitinde, rezerv raporları (UMREK/JORC), finansal projeksiyonlar, ÇSED belgeleri ve teknik planlar gibi dokümanlar kapsamlı şekilde değerlendirilir (EBRD, 2019). Bu aşamada ESG kriterlerinin sağlanması büyük önem taşımakta olup, finansal koşulları doğrudan etkilemektedir. Kredi onay sürecinde tüm bu çıktılar ESG ekipleri tarafından incelenerek risk analizine tabi tutulur ve kredi sözleşmelerine çevresel-sosyal yükümlülükler ile performans göstergeleri (KPI) dâhil edilir (UNEP FI, 2021).



Şekil 1. Madencilik Projelerinde Kredilendirme Süreci Akış Diyagramı

Madencilik yatırımlarının yüksek sermaye gerektirmesi nedeniyle kredilendirme süreçlerinde rezerv kalitesi, ürün değeri (ör. altın, bakır gibi stratejik hammaddeler), piyasa dalgalanmaları ve ülke riski gibi faktörler belirleyici rol oynar (World Bank, 2022). Yatırım ölçeğine göre kredilendirme mekanizmaları da farklılık gösterir: büyük ölçekli projeler genellikle çok taraflı finansman kuruluşları veya kredi sendikasyonlarıyla yürütülürken, küçük projelerde geleneksel bankacılık tercih edilmektedir. Bu noktada danışmanlar, hem teknik analizler hem de finansal risk yönetimi açısından yatırımcıya güvence sağlayarak süreci yönlendirmede kilit rol üstlenir (OECD, 2021). Kredilendirme sağlandıktan sonra izleme aşaması başlar ve proje ilerleyişi periyodik raporlamalarla takip edilir; bazı durumlarda yerinde bağımsız denetimler gerçekleştirilir.

Türkiye'de Kredilendirme Süreçlerindeki Zorluklar

Türkiye'de madencilik projelerinin finansmana erişiminde karşılaşılan temel zorluklar arasında teknik dokümantasyonun uluslararası standartlara tam uyum sağlayamaması, ESG kriterlerinin dar yorumlanması ve kurumsal koordinasyon eksiklikleri öne çıkmaktadır. ÇED raporları, rezerv beyanları ve jeoteknik çalışmalar gibi belgelerin UMREK, JORC ya da IFC gibi standartlarla uyumsuzluğu, özellikle yabancı sermayeli finansman kanallarının güven düzeyini düşürmektedir (Alp & Yılmaz, 2020). ESG'nin yalnız çevre mevzuatı sanılması, insan hakları, iş güvenliği ve toplumsal cinsiyet gibi sosyal kriterlerin göz ardı edilmesine neden olmakta; bu da ESG temelli kredi mekanizmaları açısından risk oluşturmaktadır (IFC, 2022). İlgili kamu kurumları ile finans sağlayıcılar arasında belge içerikleri ve raporlama gereklilikleri konusunda yaşanan uyumsuzluklar, süreçleri uzatmakta ve proje maliyetlerini artırmaktadır. Ayrıca, küçük ve orta ölçekli firmaların finansal okuryazarlık ve proje finansmanı deneyimi eksikliği, kredilendirme süreçlerinin etkin yürütülmesini zorlaştırmaktadır. Bu tabloya ek olarak, Türkiye'deki ekonomik dalgalanmalar ve döviz kuru riskleri, uzun vadeli yatırımlarda risk primlerini artırmakta ve dış finansman erişimini kısıtlamaktadır (OECD, 2023).

ULUSLARARASI FİNANS STANDARTLARI, ESG PERSPEKTİFİ VE FİNANSAL KREDİLENDİRME

Uluslararası finans standartları ve ESG çerçevesi, madencilik gibi yüksek etkili sektörlerde yatırımcıların risk algısını doğrudan şekillendirmekte; kredilendirme süreçlerinde öncelikli referans noktalarını oluşturmaktadır. Bu bağlamda, madencilik projelerinin bu standartlara ne ölçüde uyum sağladığı, hem finansal erişimi hem de yatırımın sürdürülebilirliğini belirleyen temel bir unsur haline gelmiştir.

Uluslararası Finans Standartları ve ESG Uygulamaları

Madencilikte yüksek çevresel ve sosyal etkiler, finansmanda sıkı ve çok boyutlu değerlendirmeyi zorunlu kılarak ESG'yi kredilendirme kararlarında temel belirleyici hâline getirmiştir. ESG uygulamalarının şeffaf ve ölçülebilir standartlarla bütünleşmesini sağlamak amacıyla, başta IFC ve EBRD olmak üzere birçok uluslararası finans kuruluşu, kendi kriter ve politikalarını oluşturarak sektörde kabul görmüş uygulama çerçeveleri sunmaktadır. Bu standartlar; projelerin çevresel etkilerinin azaltılmasını, sosyal paydaşlarla sağlıklı ilişkiler kurulmasını ve kurumsal sorumlulukların yerine getirilmesini amaçlamaktadır. Bu doğrultuda, aşağıda IFC ve EBRD standartları ayrı ayrı incelenmiştir.

1. IFC (International Finance Corporation) Standartları

IFC Performans Standartları, gelişmekte olan ülkelerde yürütülen projelere sağlanacak finansman süreçlerinde çevresel ve sosyal uygunluk kriterlerini belirleyen temel referans dokümanlardır. Standart 1 ile tanımlanan Çevresel ve Sosyal Yönetim Sistemi (ESMS), diğer tüm standartlara uyumun temelini oluştururken (Jenkins, 2015), Standart 3 kaynak kullanımı, emisyonlar ve atık yönetimi gibi operasyonel risklerin azaltılmasını hedefler ve uygulamaya yönelik teknik rehberlik sağlar (IFC, 2017). Toplum sağlığı, yerli halklar ve paydaş katılımı gibi alanlarda sürdürülebilir sosyal lisansın korunmasını öngören ilkeler, yatırımcılara güven vermekte ve projelerin itibari değerini artırmaktadır (Buxton, 2012; Esteves vd., 2017). Söz konusu standart-

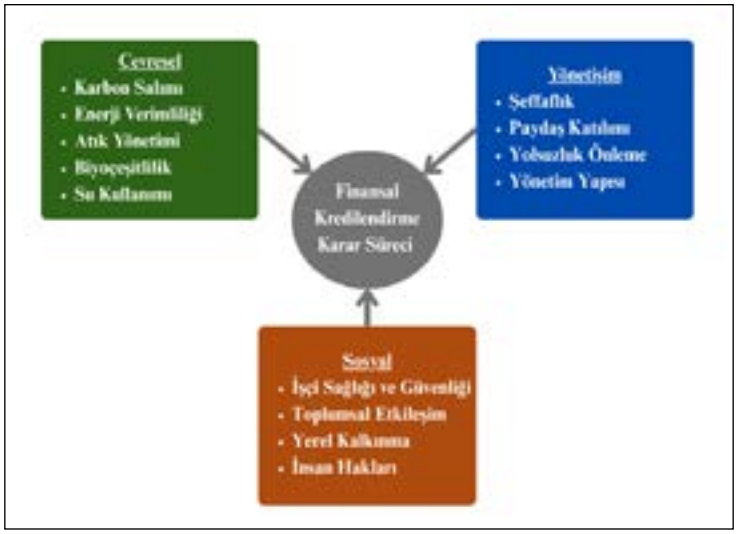
ların yalnızca proje başlangıcında değil, tüm yatırım süresince uygulanabilir olması, danışmanların izleme, raporlama ve stratejik yönlendirme alanlarındaki yetkinliğini de kredi sürecinde belirleyici hale getirmektedir (Slack, 2020). Bu yapı, çevresel ve sosyal risklerin proaktif biçimde yönetilmesini teşvik ederek finansal sürdürülebilirliği güçlendirir (Weber & Feltmate, 2016).

2. EBRD (European Bank for Reconstruction and Development) Standartları

EBRD, 2019 yılında güncellediği "Environmental and Social Policy" belgesiyle finanse ettiği projelere çevresel ve sosyal sürdürülebilirlik açısından uyulması gereken on performans zorunluluğu getirmiştir (EBRD, 2019). Madencilik projelerinde özellikle doğal kaynak kullanımı, karbon emisyonları ve atık yönetimi gibi alanlarda etkin stratejiler geliştirilmesi beklenmekte, projelerin iklim değişikliği risklerine karşı dayanıklılığı da yatırım kararlarına entegre edilmektedir (EBRD, 2022; IEG, 2021). Paydaş katılımı, EBRD için temel bir gereklilik olup, "Free, Prior and Informed Consent – FPIC" gibi etik ilkelerin uygulanması bu doğrultuda teşvik edilmektedir (Wilson & Blackmore, 2013). Danışmanların rolü, bu çok boyutlu politika gerekliliklerini stratejik biçimde projeye entegre ederek, sürdürülebilir finansmana erişimi sağlamada ve yatırımın sosyal kabulünü artırmada kritik önem taşımaktadır.

ESG Perspektifi ve Finansal Kredilendirme

ESG kriterleri, özellikle çevresel etkileri yüksek olan madencilik sektöründe yatırım kararlarında giderek daha belirleyici bir rol üstlenmektedir. Bu bağlamda, ESG ile ilgili değerlendirilen bazı başlıca kriterler Şekil 2'de sunulmuştur. ESG yalnızca kurumsal sorumlulukla değil, aynı zamanda yatırım risklerinin azaltılması ve uzun vadeli değer üretimiyle de ilişkilendirilmektedir (Friede vd., 2015). Bu doğrultuda, finansal kuruluşlar kredi süreçlerinde projelerin karbon salımları, biyolojik çeşitliliğe etkileri, iş gücü politikaları ve paydaş ilişkileri gibi ESG göstergelerini bütünsel biçimde analiz etmektedir (UNEP FI, 2021). Türkiye gibi gelişmekte olan ülkelerde ESG uyumu, etik bir tercih olmanın ötesine geçerek yatırımcı güveni ve rekabetçilik açısından bir ön koşul haline gelmiştir (OECD, 2020). Bu çerçevede danışmanların rolü, yalnızca teknik değerlendirmelerle sınırlı kalmamakta; sürdürülebilirlik politikalarının entegrasyonu, şeffaf raporlama ve sosyal lisansın güçlendirilmesi gibi stratejik alanları da kapsamaktadır. Kredilendirme süreçlerinde hazırlanan ESG uyum raporları, yatırımcıların risk algısını doğrudan etkileyerek finansmana erişimi kolaylaştırabilmektedir (Buxton, 2012). Gerçek durum analizleri, ESG uyumunun yalnızca çevresel değil; aynı zamanda sosyal istikrar, yerel kalkınma ve yatırımcı güveni üzerinde de olumlu etkiler yarattığını ortaya koymaktadır (World Bank, 2021). Bu nedenle ESG temelli analizler, danışmanlık hizmetlerinin geleceğinde teknik değerlendirmelerin ötesine geçen, çok disiplinli bir uzmanlık alanı olarak önem kazanmaktadır.



Şekil 2. ESG Kriterleri ve Finansal Kredilendirme Süreci ile İlişkisi

KREDİLENDİRME SÜRECİNDE DANIŞMANLARIN ROLÜ VE YETERLİLİK GEREKLİLİKLERİ

Yatırımcılar ve finansal kuruluşlar, danışmanlardan bir tek teknik doğrulama değil, aynı zamanda projenin sosyal kabulü ve çevresel uygunluğu konusunda da yönlendirici olmalarını beklemektedir. Uluslararası finans kurumlarının büyük bölümü, destek kararlarını şirketlerin kapasitesine ek olarak, danışman ekibin yetkinliğine ve metodolojik yaklaşımına göre vermektedir (World Bank, 2021). Bu durum, danışmanları yatırımın sürdürülebilirliği açısından sadece teknik yürütücüler değil, aynı zamanda stratejik ortaklar haline getirmiştir.

Kredilendirme Döngüsünde Danışmanlık İşlevleri ve ESG Entegrasyonu

Danışmanlık işlevi, kredilendirme döngüsünün tüm evrelerinde (ön değerlendirme, durum tespiti, sözleşme ve izleme) teknik doğrulama, risk analizi ve zorunlu dokümantasyon üretimi üzerinden tanımlanmaktadır. Bu yapı, proje geliştiricisi ile finansör arasında teknik bir arayüzün kurulmasına hizmet etmektedir. ESG odaklı projelerde ortaya konan teknik çıktılar, finansörlerin kurumsal risk kabul kriterleri ile kredi koşullarının belirlenmesinde etkili olmaktadır (IFC, 2023). Bu çerçevede ESG uyumunun kapsamı, biçimsel çevre mevzuatını aşarak sosyal lisans, paydaş katılımı, insan hakları ve kurumsal yönetişim boyutlarını içermektedir. IFC Performans Standartları ile EBRD gerekliliklerine uygun planlama, uygulanabilirlik tasarımı, izleme ve raporlama süreçleri, danışmanlığın temel sorumluluk setini oluşturmaktadır (UNEP FI, 2021).

Yeterlilik Gereklilikleri: Teknik, Finansal ve Yasal Yetkinlik

Kredilendirme süreçlerine katkı sağlayan danışmanların, yalnızca mühendislik ve çevresel bilgiye değil; aynı zamanda finansal okuryazarlık, proje finansmanı dinamikleri ve yerel-yasal düzenlemeler konularında da donanımlı olmaları beklenmektedir. Bu bağlamda disiplinlerarası uzmanlık ve proje deneyimi, danışmanın kredibilitesini ve sunduğu analizlerin kabul edilebilirliğini doğrudan etkilemektedir (World Bank, 2021). Özellikle yatırımcılar, danışmanların önceki başarılı uygulamalarına ve metodolojik yeterliliğine büyük önem atfetmektedir.

KREDİLENDİRME SÜRECİNDE UYGULAMALI BULGULAR VE STRATEJİK ÖNGÖRÜLER

Madencilik yatırımlarında kredilendirme süreçlerinin başarıyla tamamlanabilmesi teknik belgelerin yanında sahaya özgü koşullar ve paydaş yönetimine bağlıdır. Bu bağlamda, danışmanlık pratiği kapsamında edinilen gerçek saha deneyimleri, kredilendirme sistemlerinin işleyişi hakkında önemli içgörüler sunmakta; uluslararası standartlara uyum sağlama, ESG kriterlerini sahaya yansıtma ve yatırımcı güvenini tesis etme gibi konularda yol gösterici olmaktadır (Buxton, 2012; World Bank, 2021). Bu bölüm, projelerde karşılaşılan zorluklar ve çözüm stratejilerini özetleyerek, danışmanlık katkı noktalarını ve örnek uygulamalardan hareketle politika/uygulama önerilerini sunar.

Uygulamalı Vaka Gözlemleri: Ortak Temalar ve Zorluklar

Kredilendirme kapsamında yürütülen saha uygulamalarında başlıca zorluklar; çevresel-sosyal etki analizlerindeki eksikler, veri toplama metodolojisinin zayıflığı ve paydaş ilişkilerinin yetersiz yönetimidir. Türkiye'de bazı projelerde kredi sağlayıcılar, ESG uyumuna dair ayrıntılı değerlendirmeler talep etmekte; bu da danışmanları, teknik içeriğin yanında sürdürülebilirlik politikalarıyla uyumlu bütüncül bir yaklaşım sunmaya zorlamaktadır (OECD, 2021). Saha verisinin güvenilirliği, yerel topluluklarla ilişkilerin sürekliliği ve risk analizlerinin etkinliği danışmanlık raporlarının içeriğini doğrudan şekillendirmekte; finansal ve sosyal duyarlılıkların teknik değerlendirmeye entegrasyonunu gerektirmektedir (UNEP FI, 2021).

ESG Uyumunda Saha Temelli Yaklaşımlar

Madencilik projelerinde ESG kriterlerinin entegrasyonu, beyanlardan ziyade saha düzeyindeki uygulanabilirlik ve izlenebilirlik ölçütleri üzerinden değerlendirilmektedir; bu çerçevede finansman sağlayıcılar, çevresel etkilerin azaltımı, paydaşlarla şeffaf iletişim ve açık yönetişim mekanizmalarının saha raporlarında çekirdek bileşenler olarak yer almasını beklemektedir (IFC, 2012; EBRD, 2019). Danışmanlık faaliyetleri, mühendisliğin yanı sıra sosyal risk yönetimi ve çevresel uyum boyutlarını içeren çok disiplinli bir analitik çerçeve üzerinden yapılandırılmakta; ilerleme, ölçülebilir göstergeler aracılığıyla izlenmektedir. Etkin ESG uygulamalarının varlığı, kredilendirme kararlarının verilmesini kolaylaştırmanın yanı sıra projenin uzun vadeli sosyal lisansının güçlendirilmesine de katkı sunmaktadır.

Kredilendirme Sürecine Yönelik Stratejik Öneriler ve Gelecek Öngörüleri

Madencilik yatırımlarında kredilendirme süreçlerinin daha şeffaf, hesap verebilir ve sürdürülebilir bir çerçeveye evrilmesi beklenmektedir. Bu nedenle proje sahipleri, teknik fizibiliteye ek olarak izlenebilir göstergelerle desteklenen ESG temelli bütüncül stratejiler sunmalıdır. Danışmanların rolü, veriyi üretmenin ötesinde, yatırımcı beklentilerine göre yapılandırıp karar süreçlerine entegre eden stratejik bir işleve dönüşmüştür (PRI, 2020). Stratejik öncelikler; kredilendirme öncesi risk analizlerinin genişletilmesi, topluluk katılımı mekanizmalarının güçlendirilmesi ve yatırımcı–yerel paydaş ilişkisinin danışmanlarca sistematik yönetimidir; bu yaklaşım uluslararası finans kuruluşları ve özel yatırımcılar nezdinde güveni artırır.

SONUÇ VE DEĞERLENDİRME

Madencilik sektöründe kredilendirme süreçleri giderek daha karmaşık, çok aktörlü ve sürdürülebilirlik odaklı bir yapıya evrilmektedir. Bankalar ve yatırımcılar yalnızca ekonomik fizibiliteyi değil, ESG performansını da değerlendirirken; danışmanlar bu süreçte teknik uzmanlıkla birlikte stratejik yönlendirme rolü üstlenmektedir. Uluslararası standartlara uyum, saha verilerinin doğruluğu ve paydaş ilişkilerindeki şeffaflık, başarılı bir kredilendirme süreci için kritik önemdedir. Bu bağlamda, disiplinler arası yaklaşımı benimseyen ve finansal kurumların beklentilerine entegre çözümler sunabilen danışmanlık süreçleri, madencilik projelerinin sürdürülebilirliği açısından belirleyici olmaya devam edecektir.

KAYNAKLAR

Alp, S., & Yılmaz, M. (2020). *Madencilik sektöründe finansal risk analizi: Türkiye uygulaması*. TMMOB Maden Mühendisleri Odası Yayınları.

Buxton, A. (2012). *MMSD+10: Reflecting on a decade of mining and sustainable development*. International Institute for Environment and Development (IIED).

Erskine, P. D. (2019). *Mine closure and post-mining transitions: Towards sustainable futures*. Springer.

Esteves, A. M., Franks, D. M., & Vanclay, F. (2017). Social impact assessment: The state of the art. *Impact Assessment and Project Appraisal, 35*(3), 1–11.

European Bank for Reconstruction and Development (EBRD). (2019). Environmental and social policy. https://www.ebrd.com/news/publications/policies/environmental-and-social-policy-esp.html

European Bank for Reconstruction and Development (EBRD). (2022). *Transition report 2021–22: System upgrade – Delivering the digital dividend*. https://www.ebrd.com/transition-report-2021-22

Franks, D. M., Davis, R., Bebbington, A. J., Ali, S. H., Kemp, D., & Scurrah, M. (2014). Conflict translates environmental and social risk into business costs. *Proceedings of the National Academy of Sciences of the United States of America*, 111(21), 7576–7581.

Friede, G., Busch, T., & Bassen, A. (2015). ESG and financial performance: Aggregated evidence from more than 2000 empirical studies. *Journal of Sustainable Finance & Investment, 5*(4), 210–233.

Independent Evaluation Group (IEG). (2021). *Responding to climate change: Lessons from the World Bank Group experience*. World Bank. https://ieg.worldbankgroup.org/evaluations/climate-change-responding

International Council on Mining and Metals (ICMM). (2020). Financing sustainable mining projects. https://www.icmm.com

International Finance Corporation (IFC). (2012). Performance standards on environmental and social sustainability. World Bank Group. https://www.ifc.org/wps/wcm/connect/topics_ext_content/ifc_external_corporate_site/sustainability-at-ifc/policies-standards/performance-standards

International Finance Corporation (IFC). (2017). *Environmental, health, and safety guidelines for mining*. World Bank Group. https://www.ifc.org/wps/wcm/connect/topics_ext_content/ifc_external_corporate_site/sustainability-at-ifc/publications/ehs-guidelines

International Finance Corporation (IFC). (2022). *Environmental and social review procedures manual*. World Bank Group. https://www.ifc.org

International Finance Corporation (IFC). (2023). *IFC performance standards on environmental and social sustainability*. World Bank Group. https://www.ifc.org/wps/wcm/connect/topics_ext_content/ifc_external_corporate_site/sustainability-at-ifc/policies-standards/performance-standards

Jenkins, H. (2015). Corporate social responsibility in the mining industry: Exploring trends in social and environmental disclosure. *Journal of Cleaner Production, 24*, 7–17.

Organisation for Economic Co-operation and Development (OECD). (2020). Environmental and social due diligence for financial institutions. https://www.oecd.org/finance/environmental-and-social-due-diligence.htm

Organisation for Economic Co-operation and Development (OECD). (2020). *Environmental, social and governance (ESG) investing: Practices, progress and challenges*. https://www.oecd.org/finance/ESG-Investing-Practices-Progress-Challenges.pdf

Organisation for Economic Co-operation and Development (OECD). (2021). *Environmental and social due diligence in project finance*.

Organisation for Economic Co-operation and Development (OECD). (2021). *Responsible business conduct for institutional investors: Key considerations for due diligence under the OECD Guidelines for Multinational Enterprises*. https://www.oecd.org/investment/mne/RBC-for-Institutional-Investors.pdf

Organisation for Economic Co-operation and Development (OECD). (2023). *Country risk assessment: Turkey mining sector outlook*. https://www.oecd.org

Öztürk, M. (2021). Türkiye'de madencilikte yatırımcı riskleri ve sürdürülebilir finansman. *Maden Ekonomisi Dergisi*, 18(2), 115–132.

Principles for Responsible Investment (PRI). (2020). ESG integration in mining: A guide for institutional investors. https://www.unpri.org/download?ac=9790

Principles for Responsible Investment (PRI). (2021). *PRI Annual Report 2021: Building a bridge between financial risk and real-world outcomes*. https://www.unpri.org/annual-report-2021

Slack, K. (2020). ESG and the mining sector: An industry in transition. *Global Mining Review, 3*(2), 15–20.

United Nations Environment Programme Finance Initiative (UNEP FI). (2021). *ESG integration in investment decision-making: Investment Leadership Programme*. https://www.unepfi.org/publications/investment-leadership-programme

United Nations Environment Programme Finance Initiative (UNEP FI). (2021). *Guidance for banking and investment sector on ESG integration*. https://www.unepfi.org/publications/investment-publications/guidance-esg-integration/

United Nations Environment Programme Finance Initiative (UNEP FI). (2021). *Rethinking impact to finance the SDGs: A position paper and call to action prepared by the UNEP FI Impact Initiative*. https://www.unepfi.org/publications/rethinking-impact-to-finance-the-sdgs/

Weber, O., & Feltmate, B. (2016). *Sustainable banking: Managing the social and environmental impact of financial institutions*. University of Toronto Press.

Wilson, E., & Blackmore, E. (2013). *Dispute or dialogue? Community perspectives on consultation and free, prior and informed consent*. International Institute for Environment and Development (IIED).

World Bank. (2021). *Integrating environmental, social, and governance (ESG) factors into the debt financing of mining projects*. The World Bank Group. https://www.worldbank.org/en/topic/extractiveindustries/publication/esg-in-mining-debt-financing

World Bank. (2021). *Integrating ESG factors into investment processes in emerging markets*. https://documents.worldbank.org/en/publication/documents-reports/documentdetail/099510008032238037

World Bank Group. (2022). *Mine financing strategies in emerging markets*. https://documents.worldbank.org/en/publication/documents-reports/documentdetail/403121656524832195/mine-financing-strategies-in-emerging-markets

TÜRKİYE'NİN DEMİR CEVHERİ SEKTÖRÜNE STRATEJİK BİR BAKIŞ: ZENGİNLEŞTİRME UYGULAMALARI, TİCARET DENGESİZLİĞİ VE YERLİ KATMA DEĞERİN ARTIRILMASI

STRATEGIC ASSESSMENT OF TÜRKIYE'S IRON ORE SECTOR: BENEFICIATION PRACTICES, TRADE IMBALANCE, AND DOMESTIC VALUE RETENTION

E. Akay[1]

ÖZET

Türkiye, sınırlı demir cevheri rezervleri ve görece düşük üretim kapasitesine rağmen, Dünya sıvı çelik üretiminde ilk on ülke arasında yer almaktadır. Bu başarı, Türkiye'nin yaygın elektrik ark ocağı (EAO) altyapısı ve Dünya'nın en büyük hurda ithalatçısı olması sayesinde sağlanmaktadır. Ancak demir cevheri ticaretinde dikkat çeken bir çelişki söz konusudur: Türkiye her yıl 10 milyon tonun üzerinde demir cevheri ithal ederken, aynı zamanda 2 milyon tonun üzerinde yüksek tenörlü demir cevheri konsantresi ihraç etmektedir. İhraç edilen bu ince taneli konsantreler, ülkedeki entegre tesislerde peletleme altyapısı bulunmadığından kullanılamamaktadır. Bu durum, yaklaşık ton başına 30 dolar seviyesinde navlun farkına dayalı ekonomik kayıplara ve kaynak israfına yol açmaktadır. Son yıllarda Türkiye'deki demir zenginleştirme tesisi sayısı 24'e ulaşmış ve bu tesisler yılda 3 milyon tonun üzerinde %62 Fe üzeri içeriğine sahip konsantre üretme kapasitesine erişmiştir. Ancak peletleme tesisi eksikliği nedeniyle bu konsantrelerin büyük bölümü ihraç edilmekte, buna karşılık daha düşük tenörlü parça ve sinter cevheri ithal edilmektedir. Ayrıca, düşük tenörlü hematit cevherleri, çimentoluk sahalar ve geçmiş yıllarda stoklanmış demirli pasa sahaları halen etkin şekilde değerlendirilememektedir; oysa bu kaynaklar, sınıflandırma, yıkama veya manyetik ayırma gibi yöntemlerle zenginleştirilebilecek niteliktedir. Bu çalışma, Türkiye demir cevheri sektörünün ticaret dengesi, zenginleştirme uygulamaları ve yapısal sınırlamaları açısından stratejik bir değerlendirmesini sunmaktadır. Peletleme tesislerinin ivedilikle kurulması, düşük tenörlü cevherlerin ayrı stoklanması ve yüksek tenörlü konsantrelerin yurt içinde değerlendirilerek ithalat bağımlılığının azaltılması, ulusal katma değerin artırılması için başlıca öneriler arasında yer almaktadır.

Anahtar Kelimeler: Türkiye, Peletleme, Demir cevheri, Hurda bazlı çelik üretimi, İthalat–ihracat dengesizliği, Atık geri kazanımı, Kaynak verimliliği

ABSTRACT

Türkiye ranks among the top ten crude steel producers worldwide, despite having limited iron ore reserves and relatively low domestic production. This achievement stems from its position as the world's leading scrap importer, supported by widespread electric arc furnace (EAF) capacity. However, a critical paradox exists in Türkiye's iron ore economy: while importing over 10 million tons of iron ore annually, the country simultaneously exports more than 2 million tons of high-grade iron concentrate. The exported material, typically in fine-grained form, cannot be consumed by local integrated steel plants due to the absence of pelletizing facilities. As a result, Türkiye experiences both material inefficiencies and an average freight-related economic loss of approximately $30 per ton. In recent years, the number of beneficiation plants in the country has increased to 24, with a combined capacity exceeding 3 million tons of >62% Fe concentrates annually. Nonetheless, much

of this concentrate is exported, while lower-quality lump and sinter feed are imported at higher CIF prices. Additionally, low-grade hematite ores, cement-grade materials, and historically stockpiled iron-bearing waste (pasa) remain underutilized, despite their significant enrichment potential through classification, washing, or magnetic separation. This study presents a strategic evaluation of Türkiye's iron ore industry, focusing on trade dynamics, beneficiation practices, and structural limitations. Recommendations include the urgent establishment of pelletizing facilities, improved separation and stockpiling of low-grade ores, and domestic retention of high-grade concentrates to reduce import dependency and maximize national economic value.

Keywords: Türkiye**,** Pelletizing**,** Iron ore, Scrap-based steel production**,** Import–export imbalance**,** Tailings recovery**,** Resource efficiency

GİRİŞ

Demir, atom numarası 26 ve atom ağırlığı 55.85 olan, periyodik Çizelgenin 8. grubunda ve 4. periyodunda yer alan metalik bir elementtir. Geniş endüstriyel kullanım alanları nedeniyle demir, küresel ölçekte en kritik metallerden biri olarak kabul edilmektedir. İnşaat, otomotiv, imalat ve ağır sanayi gibi temel sektörlerde hayati bir rol oynamaktadır(Çilingir,1996). Bu bağlamda, demir cevheri stratejik bir hammadde olarak değerlendirilmektedir ve demir-çelik sanayi, çoğu zaman bir ülkenin sanayi kapasitesinin ve ekonomik gücünün göstergesi olarak görülmektedir.

Demir Cevherinin Önemi ve Küresel Eğilimler

Küresel demir cevheri rezervleri ve üretimine ilişkin veriler incelendiğinde, çıkarım hacminde lider olan ülkelerin aynı zamanda küresel demir cevheri ticaretinde de öncü konumda olduğu görülmektedir. Aşağıdaki Çizelge 1, 2023–2024 yıllarına ait başlıca üretici ve ticaret yapan ülkelerin üretim, rezerv, ihracat ve ithalat verileri Çizelge 1'de özetlenmektedir (U.S. Geological Survey, 2024).

Çizelge 1. Başlıca ülkelerde küresel demir cevheri üretimi, rezervleri, ihracatı ve ithalatı (2023–2024)

Ülkeler	Üretim (x1000 ton)		Rezerv (xmilyonton)		İhracat	İthalat
	2023	2024	Cevher	Metal İçeriği	2024	2024
Avustralya	953.000	930.000	58.000	27.000	911.300.628	1.027.000
Brezilya	445.000	440.000	34.000	15.000	389.016.073	30.953
Çin	278.000	270.000	20.000	6.900	24.605.725	1.237.266.528
Rusya	90.900	91.000	35.000	14.000	25.443.643	9.453.267
A.B.D	44.700	48.000	3.600	2.300	10.193.669	4.918.688
Ukrayna	41.700	42.000	6.500	2.300	33.699.791	2.042
Kanada	59.400	54.000	6.000	2.300	60.717.527	8.001.413
Hindistan	278.000	270.000	5.500	3.400	35.886.560	5.201.833
İsveç	28.900	28.000	1.300	600	19.941.536	79.386
İran	85.400	90.000	3.800	1.500	17.505.224	--
Türkiye	16.800	18.000	150	99	2.171.321	10.006.113
Diğerleri	208.200	219.000	26.150	13.201	--	--
Toplam	2.530.000	2.500.000	200.000	88.000	--	--

Çizelge 1'den görüldüğü üzere, Avustralya küresel demir cevheri üretimi ve ihracatında baskın bir konuma sahiptir. Üretim hacmi açısından Avustralya'yı Brezilya ve Çin takip etmektedir. Dikkat çekici bir şekilde, önemli miktarda yerli üretime sahip olmasına rağmen Çin, 2024 yılında tek başına 1,2 milyar tonun üzerinde demir cevheri ithal ederek dünyanın en büyük ithalatçısı konumunu sürdürmektedir (U.S. Geological Survey, 2024). Bu muazzam talep, Çin'i küresel fiyat dinamiklerinin merkezine yerleştirmektedir. Öyle ki, gayrimenkul gibi iç sektörlerdeki dalgalanmalar dahi uluslararası demir cevheri fiyatlarını önemli ölçüde etkileyebilmektedir.

Rezerv açısından bakıldığında ise Avustralya, Rusya ve Brezilya toplam cevher varlığı bakımından dünyanın önde gelen ülkeleri arasında yer almaktadır. Buna karşılık, Türkiye'nin rezervleri ve üretimi küresel ölçekte sınırlı kalmakta; 2024 yılında yalnızca 150 milyon ton rezerv ve 18 milyon ton üretim ile alt sıralarda yer almaktadır (https://www.usgs.gov/centers/national-minerals-information-center). Bu durum, Türkiye'yi hammadde ihtiyacını karşılamak için büyük ölçüde ithalata bağımlı hale getirmekte ve demir-çelik tedarik zincirinde yapısal bir dezavantaj oluşturmaktadır.

Türkiye'nin Küresel Demir ve Çelik Sanayisindeki Yeri

Sınırlı demir cevheri kaynaklarına rağmen Türkiye, sıvı çelik üretiminde dünya genelinde ilk on ülke arasında yer almaktadır. Dünya Çelik Birliği verilerine göre Türkiye, 2024 yılında yaklaşık 36,9 milyon ton ham çelik üretmiş ve bu üretim miktarı ile dünyanın sekizinci büyük üreticisi konumuna gelmiştir (World Steel Association, 2024). Ülkenin sınırlı yerli cevher rezervleri ve sınırlı madencilik üretimi göz önüne alındığında, bu üretim düzeyi dikkat çekicidir.

Türkiye'nin bu denli yüksek çelik üretimini sürdürebilmesi büyük ölçüde elektrik ark ocaklarına (EAO) dayalı üretim modeline bağlıdır. Bu fırınlar, birincil demir cevherinden ziyade büyük oranda hurda çelik kullanmaktadır. Türkiye'nin hurdaya dayalı üretim modeli, gelişmiş ithalat altyapısı ve uzun süredir dünyanın en büyük hurda ithalatçısı konumunda olmasıyla desteklenmektedir. 2024 yılında Türkiye, 20 milyon tondan fazla hurda ithal etmiş ve bu ithalatın toplam değeri 8,3 milyar ABD dolarını aşmıştır (World Steel Association, 2024).

Türkiye'nin üretim altyapısı 2023 yılı itibariyle şu unsurlardan oluşmaktadır(https://celik.org.tr/harita)

- 3 adet bazik oksijen fırını (BOF),
- 29 adet elektrik ark ocağı (EAO),
- 11 adet indüksiyon ocağı,

olmak üzere toplam 43 çelik üretim tesisi bulunmaktadır.

Elektrik ark ocaklarının yüksek payı, Türkiye'nin birincil hammadde olarak hurda ithalatına olan bağımlılığını açıklamaktadır. Yüksek fırınlı üretim yapan ve büyük miktarda demir cevherine ihtiyaç duyan ülkelerin aksine Türkiye, yerli cevher eksikliğini hurdaya dayalı bir üretim modeliyle telafi etmeyi başarmıştır. Bu model, ülkenin düşük birincil demir cevheri bağımlılığı ile büyük ölçekli çelik üretimini sürdürebilmesini sağlamış, ancak sonraki bölümlerde de ele alınacağı üzere bazı ödünleri beraberinde getirmiştir.

Hurda ve Demir Cevheri İthalat–İhracat Dengesi

Türkiye'nin çelik üretim altyapısı oldukça çeşitlidir. 2023 yılı itibarıyla ülkede toplam 41 ham çelik üretim tesisi bulunmaktadır. Bunların 3'ü Bazik Oksijen Fırını (BOF), 29'u Elektrik Ark Ocağı (EAO) ve 11'i indüksiyon ocağı olarak faaliyet göstermektedir (SteelRadar, 2024; AskTürkiye, 2023). Türkiye'nin toplam ham çelik üretim kapasitesi yıllık 50 milyon tonun üzerindedir. Bu tesisler arasında yer alan İSDEMİR, tek başına yaklaşık 5,3 milyon ton sıvı çelik ve 6 milyon ton nihai ürün üretim kapasitesine sahiptir (Wikipedia, 2023).

Hurda İthalatı

Türkiye, günümüzde dünyanın en büyük hurda çelik ithalatçısıdır. 2024 yılının ilk yarısında yaklaşık 9,99 milyon ton hurda ithal ederek küresel ölçekte en büyük alıcı konumunu korumuştur (Recycling International, 2024). Ayrıca, 2022 yılında Türkiye'nin toplam hurda ithalatı 21 milyon ton civarında gerçekleşmiş ve bu miktar küresel hurda ticaretinin %35'ini oluşturmuştur (CRU, 2023).

Demir Cevheri Ticareti Dengesizliği

Hurda bağımlılığına paralel olarak, Türkiye 2024 yılında 10 milyon tondan fazla demir cevheri ithal etmiş ve ton başına ortalama 120,67 ABD doları maliyetle toplamda 1,2 milyar ABD dolarını aşan bir ödeme gerçekleştirmiştir (Trade Map, 2024). Başlıca ithalat kaynakları arasında Brezilya, Ukrayna, İsveç ve Güney Afrika yer almaktadır. Aşağıdaki Çizelge 2, Türkiye'nin 2022–2024 dönemine ait demir cevheri ithalat verilerini sunmaktadır.

Demir Cevheri İhracatı

Düşük ve orta tenörlü cevher ithalatına rağmen Türkiye, yüksek tenörlü demir cevheri konsantresini "çoğunlukla ince taneli formda" başta Çin, Vietnam, Cezayir ve Romanya olmak üzere çeşitli ülkelere ihraç etmektedir. Bu konsantreler, ince taneli yapıları nedeniyle peletleme gerektirdiğinden, yurt içindeki çelik üretim tesisleri tarafından doğrudan kullanılamamaktadır. Türkiye'nin 2022–2024 yılları arasındaki demir cevheri ihracatı da Çizelge 2'te özetlenmiştir (Trade Map, 2024).

Çizelge 2. Türkiye'nin demir cevheri ithalat ve ihracatı (2022–2024)

İthalat						
	2022		2023		2024	
	Tutar ($)	Miktar (ton)	Tutar ($)	Miktar (ton)	Tutar ($)	Miktar (ton)
Toplam	1386108000	9381266	1110829000	8885345	1207462000	10006113
Birim Fiyat ($/ton)	147.75		125.02		120.67	
İhracat						
	2022		2023		2024	
	Tutar ($)	Miktar (ton)	Tutar ($)	Miktar (ton)	Tutar ($)	Miktar (ton)
Toplam	269257000	2820480	211976000	2300056	186341000	2171321
Birim Fiyat ($/ton)	95.46		92.16		85.82	

Ekonomik Yansımalar

Türkiye'nin ithal ettiği ve ihraç ettiği demir cevherleri arasında önemli bir fiyat farkı bulunmaktadır. İthalatlar ton başına ortalama 120–147 ABD doları (CIF) maliyetle gerçekleşirken, ihracat fiyatları yaklaşık 85–95 ABD doları (FOB) seviyesindedir. Bu durum, ton başına yaklaşık 30 ABD doları tutarında bir net kayba yol açmakta olup, bu fark büyük ölçüde navlun ve lojistik maliyetlerinden kaynaklanmaktadır. Türkiye, yüksek tenörlü konsantrelerini ülke içi tesislerinde üretime dahil hale getirdiğinde, yıllık 2 milyon tonun üzerinde konsantre ihracatı yurt içi çelik sanayisine yönlendirilmesi ile yılda yaklaşık 60 milyon ABD doları tutarındaki ekonomik değerin ülke içinde kalmasını sağlayabilir. Ancak, entegre çelik üreticilerinin ince taneli cevherleri direct olarak kullanamaması ve peletleme altyapısının bulunmaması bu sürecin önündeki temel engel olmaya devam etmektedir.

TÜRKİYE'DE DEMİR CEVHERİ ZENGİNLEŞTİRME VE ALTYAPI

Türkiye, ithalata olan bağımlılığını azaltmak ve sınırlı yerli kaynaklarının ekonomik değerini artırmak amacıyla demir cevheri zenginleştirmeye geçmiş yıllara nazaran daha fazla önem vermektedir.

Türkiye' nin demir cevheri rezervi küresel ölçekte sınırlı olmakla birlikte, son yıllarda zenginleştirme teknolojisi ve ekonomisinde yaşanan gelişmeler; cevher kalitesinin artırılması sağlamıştır. Ayrıca düşük tenörlü yatakların değerlendirilmesi ve artık malzemelerden değer kazanılması yönünde çabaları arttırmaya başlamıştır. Bu bölümde, zenginleştirme tesislerinin gelişimi, yerli kullanımda karşılaşılan güncel zorluklar ve düşük tenörlü veya tarihsel olarak dışlanmış malzemelerin işlenmesine yönelik stratejik yaklaşımlar ele alınmaktadır.

Zenginleştirme Tesislerinin Gelişimi ve Konsantre Üretimi

Yaklaşık on yıl önce Türkiye'de faaliyet gösteren demir cevheri zenginleştirme tesislerinin sayısı yalnızca birkaç tesisle sınırlıydı ve bunlar genellikle orta tenörlü demir cevherlerine odaklanmaktaydı. Ancak son 10 yıllık dönemde bu alanda önemli ilerlemeler kaydedilmiştir. 2024 yılı itibarıyla aktif zenginleştirme tesisi sayısı yaklaşık 24'e ulaşmış olup, bu tesislerin büyük bir kısmı %62'nin üzerinde Fe içeriğine sahip yüksek tenörlü demir konsantresi üretebilmektedir. Bu tesisler tam kapasite çalıştıklarında, yıllık 3 milyon tonun üzerinde pazarlanabilir demir konsantresi üretme potansiyeline sahiptir.

Türkiye'de peletleme altyapısının kurulması durumunda, bu konsantreler aglomere edilerek entegre çelik üretim tesislerinde değerlendirilebilir. Yalnızca ihracat navlun kayıpları ve ithalat maliyetlerinin ortadan kaldırılmasıyla, böyle bir yatırımın sermaye maliyetini yaklaşık üç yıl içinde geri kazanması muhtemeldir. Daha da önemlisi, bu yatırımlar ülkenin kaynak bağımsızlığını, sanayi direncini ve döviz tasarrufunu önemli ölçüde artıracaktır.

Türkiye Madenciliğinde Değerlendirilemeyen Hematit Cevherler

Türkiye'nin demir cevheri gelişiminin erken evrelerinde, yüksek tenörlü hematit (Fe_2O_3) ekonomik açıdan en önemli mineral olarak öne çıkmıştır. Doğal olarak yüksek demir içeriğine sahip olan hematit, çoğu zaman doğrudan parça cevher (10–38 mm) veya ince cevher (0–10 mm) olarak işlenmiş ve satışa sunulmuştur. Bu tür işletmelerin bir kısmı hâlâ hem iç pazara hem de ihracata cevher tedarik etmeye devam etmekte, zengin damarlarda seçici madencilik yöntemine dayanmaktadır. Ancak, düşük tenörlü hematit ve çimento sektörüne yönelik demir içeren malzemelerin büyük bölümü halen tam anlamıyla değerlendirilmemektedir. Bu kaynakların önemli bir kısmı asgari düzeyde işlem görerek ya da doğrudan çimento sanayisine hammadde olarak satılmaktadır. Pek çok durumda, cevher yalnızca boyut sınıflandırması veya elek analizine tabi tutulmakta, ancak daha etkili zenginleştirme yöntemleri uygulanmamaktadır.

Bu tür cevherlerin çimento sektörüne kalıcı olarak yönlendirilmeden önce şu çalışmaların yapılması gereklidir:

- Bilimsel zenginleştirme testleri
- Ekonomik fizibilite çalışmaları

Eğer bu çalışmalar, zenginleştirmenin uygulanabilir olmadığını ortaya koyarsa, çimento üretiminde kullanımı teknik olarak gerekçelendirilebilir

Özetle, çimento kalitesindeki ve düşük tenörlü hematit cevherlerinin sistematik olarak değerlendirilmesi, yurt içi cevher kullanımını artırmak, ithalatı ikame etmek ve ülkenin madencilik ekonomisinin genel verimliliğine katkı sağlamak açısından önemli bir fırsat sunmaktadır.

Açık Ocak Madenciliğinde Demir İçeren Pasa ve Stok Yönetimi

Türkiye genelinde demir cevheri üretim maliyetlerinin giderek artması, geçmişte artık olarak değerlendirilen malzemelerin yeniden incelenmesine yönelik ilgiyi artırmıştır. Özellikle açık ocak işletmelerinden çıkan ve yerel olarak *pasa* olarak adlandırılan artık kayaçlar bu kapsamda yeniden değerlendirme konusu olmuştur. Pek çok işletmede, düşük tenörlü demir içeren malzemeler tarihsel olarak örtü (overburden) veya artık olarak kabul edilmiş ve herhangi bir zenginleştirme veya sınıflandırma yapılmaksızın dökülmüştür.

Bu konuda dikkat çekici bir örnek Sivas ilinden gelmektedir. 1950'li yıllardan itibaren faaliyet gösteren bir madende ayrı stoklama yapılmıştır. Bu net ayrım sayesinde, daha sonra bir zenginleştirme tesisi kurulmuş ve bu düşük tenörlü pasa ekonomik olarak işlenebilir hâle gelmiştir. Eğer bu malzemeler karışık şekilde stoklanmış olsaydı, ortalama demir tenörü %5–8 seviyelerine düşecek ve tüm yığının ekonomik değeri kaybolacaktı.

Ne yazık ki, Türkiye'deki pek çok madencilik işletmesinde bu tür seçici stoklama uygulamaları benimsenmemiştir. Demir içeren ve düşük tenörlü artık malzemeler genellikle birlikte dökülmekte, bu da gelecekte yeniden işlenme ihtimalini ortadan kaldırmaktadır. Bu nedenle değerli kaynaklar kalıcı olarak kaybedilmektedir.

Cevher Artıkları ve Zenginleştirme Atıklarından Demir Geri Kazanımı

Türkiye'deki mevcut demir cevheri zenginleştirme tesisleri—kuru ya da yaş proses olsun—genellikle pazarlanabilir manyetit konsantresi üretmeye odaklanmaktadır. Ancak bu ilk ayırma aşamalarından sonra, önemli miktarda değerli demir minerali içeren artıklar, atık olarak bertaraf edilmektedir. Bu uygulama, potansiyel olarak geri kazanılabilecek demir birimlerinin kalıcı olarak kaybedilmesine yol açmaktadır. Birçok tesiste, ilk manyetik ayırma işlemi sonucunda oluşan atıklar hâlâ hematit veya götit gibi paramanyetik özellik gösteren ve düşük alan şiddetli mıknatıslarla verimli şekilde geri kazanılamayan önemli miktarda demir minerali içermektedir. Ancak yüksek alan şiddetli manyetik ayırma (HIMS) teknolojisinin uygulanmasıyla, bu tür atıklardan nihai bertaraf öncesinde ek değer kazanımı mümkündür.

Yerli bir örnek yine Sivas-Erzincan sınırında bir bölgeden gelmektedir. Burada, yaklaşık %38–40 Fe içeriğine sahip cevher üzerinde 1200 Gauss şiddetindeki kuru manyetik ayırma işlemi uygulanarak:

- %55 Fe içeren nihai ürün
- %12–13 Fe içeren bir proses atığı elde edilmektedir.

Bu proses atığı doğrudan bertaraf edilmek yerine, yaklaşık 4000 Gauss şiddetinde çalışan yüksek alanlı manyetik ayırıcıya tabi tutulmaktadır. Bu işlem sonucunda:

- %28–30 Fe içeren bir ara ürün
- %3–4 Fe içeriğine kadar düşürülmüş nihai atık elde edilmektedir.

Bu yaklaşım, yalnızca toplam geri kazanımı artırmakla kalmamakta, aynı zamanda atık hacmini ve çevresel etkisini azaltarak tesisin çevresel ayak izini küçültmektedir.

Küresel ölçekte, Vale gibi önde gelen üreticiler, artık ve atıkların yeniden işlenmesini resmi bir strateji hâline getirmiştir. Vale, 2030 yılına kadar toplam demir cevheri üretiminin yaklaşık %10'unu geçmişte bertaraf edilmiş atıklardan geri kazanmayı hedeflemektedir. Bu yaklaşım, döngüsel madenciliğin ölçeklenebilirliğini ve ekonomik uygulanabilirliğini göstermektedir (Reuters, 2024).

STRATEJIK DEĞERLENDIRME VE ÖNERILER

Türkiye'nin demir cevheri ekonomisi, çelişkiler ve yapısal verimsizliklerle karakterize edilen özgün bir yapıya sahiptir. Küresel rezervler ve üretim açısından düşük sıralarda yer almasına rağmen, ülke sıvı çelik üretiminde ilk on içerisinde yer almakta ve dünyanın en büyük hurda ithalatçısı konumundadır. Ancak bu üretim modeli, ithal demir cevherine kronik bir bağımlılık ve yüksek tenörlü yerli konsantrelerin altyapı ve entegrasyon eksiklikleri nedeniyle ihracına dayanan paradoksal bir yapı ile birlikte yürümektedir.

Türkiye'nin zenginleştirme altyapısına yönelik analiz, son yıllarda önemli ilerlemelerin kaydedildiğini göstermektedir. Sayısı yaklaşık 24'e ulaşan zenginleştirme tesisleri, yılda 3 milyon tonun üzerinde yüksek tenörlü demir konsantresi üretimini mümkün kılmıştır. Ancak, bu konsantrelerin büyük bölümü ihraç edilmekte, çünkü yerli entegre çelik tesisleri ince taneli malzemeleri işleyecek peletleme kapasitesine sahip değildir. Bu durum, sadece ithalat (CIF) ve ihracat (FOB) arasındaki navlun farkından kaynaklanan yılda 60 milyon ABD dolarını aşan net ekonomik kayıplara yol açmaktadır.

Benzer şekilde, demir içeren pasa ve zenginleştirme atıkları da büyük ölçüde atıl durumdadır. Türkiye'deki birçok madende pasa ile düşük tenörlü cevher birlikte dökülmekte ve bu durum, gelecekteki geri kazanım olanaklarını ortadan kaldırmaktadır. Ancak, Sivas örneğinde olduğu gibi kontrollü stoklama uygulandığında, %20–30 Fe içeren pasa yığınlarının ekonomik olarak zenginleştirilebildiği görülmektedir. Ayrıca, nihai atıklarda kalan demir, ikincil manyetik ayırma yöntemiyle geri kazanılarak ara tenörlü ürün elde edilebilmekte ve demir kaybı azaltılabilmektedir.

Bu kapsamlı değerlendirmeye dayanarak aşağıdaki stratejik öneriler sunulmaktadır:

Türkiye, ince taneli konsantrelerin yurt içinde tüketimini sağlayacak peletleme tesislerinin kurulmasını öncelikli bir hedef hâline getirmelidir. Bu altyapı, yalnızca ihracat kaynaklı kayıpları ortadan kaldırmakla kalmaz, aynı zamanda ithal parça ve sinter cevherine olan bağımlılığı da azaltır. Mevcut navlun farkları göz önünde bulundurulduğunda, bu yatırımın sermaye geri dönüş süresi üç yıl içerisinde gerçekleşebilir. Madencilik şirketleri, kazı sırasında demir içeren ve zayıf atık malzemeleri ayırarak dökmekle yükümlü tutulmalıdır. Sistematik stoklama, gelecekteki zenginleştirme olanaklarını koruyacak ve geri döndürülemez kaynak kayıplarını önleyecektir.

Hâlihazırda çimento hammaddesi olarak satılan kaynaklar, zenginleştirme potansiyelinin belirlenmesi amacıyla bilimsel ve ekonomik fizibilite çalışmalarına tabi tutulmalıdır. Eğer bu çalışmalar olumlu sonuç verirse, bu cevherlerin demir-çelik sektörüne yönlendirilmesi sağlanmalıdır.

Tüm zenginleştirme tesisleri, nihai bertaraf öncesinde zenginleştirme atıklarındaki geri kazanım potansiyelini değerlendirmelidir. Yüksek alanlı manyetik ayırmanın atık akımlarına entegrasyonu, ara tenörlü konsantrelerin üretimini mümkün kılacak ve atık demir içeriğini kayda değer ölçüde azaltacaktır. Bu sadece demir özelinde değil diğer metalik vb cevherler içinde önem arz etmektedir. Ulusal madencilik ve metalürji politikaları, yerli katma değerin korunması, ileri teknoloji kullanımı ve altyapı yatırımlarının teşviki yönünde yapılandırılmalıdır. Endonezya'nın cevher ihracat kısıtlamaları gibi uluslararası örnekler göstermektedir ki, etkin yönetim ve iç değer yaratımı sayesinde önemli kazanımlar elde edebilmektedir.

SONUÇ

Bu çalışma, Türkiye'nin demir cevheri ekonomisini kapsamlı bir şekilde analiz ederek hem yapısal zayıflıklarını hem de stratejik fırsatlarını ortaya koymuştur. Türkiye, demir cevheri rezervleri ve üretimi açısından küresel sıralamada düşük bir konumda yer almasına rağmen, dünyanın en büyük ilk on ham çelik üreticisi arasında bulunmaktadır. Bu durum, büyük ölçüde Türkiye'nin dünyanın en büyük hurda çelik ithalatçısı olması ve elektrik ark ocaklarına (EAO) dayalı üretim modeline bağlıdır.

Ancak bu güçlü yönlerine rağmen, Türkiye kronik bir çelişkiyle karşı karşıyadır: Entegre çelik üreticilerinin ince taneli cevheri kullanabilmesini sağlayacak peletleme altyapısından yoksun olması nedeniyle, her yıl 10 milyon tondan fazla demir cevheri ithal ederken, aynı anda 2 milyon tondan fazla yüksek tenörlü demir konsantresini ihraç etmektedir. Bu ticaret dengesizliği, yalnızca navlun farklarına bağlı olarak yılda yaklaşık 60 milyon ABD doları düzeyinde ekonomik kayba yol açmakta, yerli katma değer yaratımı potansiyelini de ortadan kaldırmaktadır.

Son on yılda, cevher zenginleştirme altyapısında gözle görülür bir gelişme yaşanmış ve aktif durumda olan 24 tesis yılda 3 milyon tonun üzerinde demir konsantresi üretir hâle gelmiştir. Ancak, peletleme tesislerinin eksikliği, bu tesislerin ülke ekonomisine sağlayabileceği katkının sınırlı kalmasına neden olmaktadır. Buna ek olarak, düşük tenörlü hematit cevherleri, çimento kalitesindeki yataklar, demir içeren pasa (atık kayaçlar) ve zenginleştirme atıkları gibi önemli demir kaynakları da büyük ölçüde atıl durumdadır.

Bu bulgular, aşağıdaki öncelikli eylem alanlarına işaret etmektedir:

- Konsantrelerin yurt içinde değerlendirilebilmesi için peletleme tesislerine yatırım yapılması,
- Yüksek tenörlü cevherin ihraç edilmesi yerine ulusal kullanım için elde tutulması,
- Madencilik faaliyetlerinde demir içeren atıkların kontrollü şekilde stoklanmasının zorunlu hâle getirilmesi,
- Çimento kalitesindeki cevherler üzerinde zenginleştirme fizibilite çalışmalarının yapılması,
- Yüksek alan şiddetli manyetik ayırma teknolojileriyle atıklardan demir geri kazanımının teşvik edilmesi.

Bu adımların hayata geçirilmesi durumunda Türkiye, demir cevherinde öz yeterliliğini önemli ölçüde artırabilir, hammadde ithalatına bağlı cari açığını azaltabilir ve madencilik sektörünü kaynak verimliliği, ekonomik direnç ve sürdürülebilir kalkınma ilkeleriyle daha uyumlu hâle getirebilir.

KAYNAKLAR

AskTürkiye. (2023). Turkish steel sector profile. *AskTürkiye*. Retrieved from https://askturkiye.com/sector/turkish-steel

CRU. (2023). The impact of earthquakes on Turkish steel and scrap markets. *Steel Market Update*. Retrieved from https://www.steelmarketupdate.com/2023/02/09/cru-the-impact-of-earthquakes-on-turkish-steel-and-scrap-markets/

Çilingir, Y. (1996). *Metalik Cevherler ve Zenginleştirme Yöntemleri*. İzmir: D.E.Ü. Mühendislik Fakültesi Basım Ünitesi.

Recycling International. (2024). Turkey's overseas steel scrap purchases jump 3.6%. *Recycling International*. Retrieved from https://recyclinginternational.com/commodities/ferrous-metal-recycling/turkeys-overseas-steel-scrap-purchases-jump-3-6/58942/

Reuters. (2024). Vale sees 10% of its iron ore production coming from tailings by 2030. *Reuters*. Retrieved from https://www.reuters.com/markets/commodities/vale-sees-10-its-iron-ore-production-coming-tailings-by-2030-2024-09-12/

SteelRadar. (2024). In Türkiye, production with BOF climbed by 15.7% while production with EAF increased by 7% by 2024. *SteelRadar*. Retrieved from https://www.steelradar.com/en/in-turkiye-production-with-bof-climbed-by-157-while-production-with-eaf-increased-by-7-by-2024/

Trade Map. (2024). International Trade Statistics Database. International Trade Centre. Retrieved from https://www.trademap.org

U.S. Geological Survey. (2024). *Mineral Commodity Summaries 2024*. U.S. Department of the Interior. Retrieved from https://www.usgs.gov/centers/national-minerals-information-center

Wikipedia. (2023). İSDEMİR. In *Wikipedia*. Retrieved from https://en.wikipedia.org/wiki/%C4%B0sdemir

World Steel Association. (2024). *World Steel in Figures 2024*. Brussels: World Steel Association. Retrieved from https://worldsteel.org

Türkiye Çelik Üreticileri Derneği/Üst Duyuru/Çelik Haritası https://www.celik.org.tr/harita.

MADENCİLİK VE ENDÜSTRİYEL KULLANIMI İÇİN TÜRKİYE'DE YERALTI SUYU KAYNAKLARININ UMREK KODU İLE UYUMLU SINIFLANDIRMA ÖNERİSİ

PROPOSAL FOR THE UMREK-BASED CLASSIFICATION OF GROUNDWATER RESOURCES IN TURKEY FOR MINING AND INDUSTRIAL APPLICATIONS

E. Dirmit [1, *]

Fontevia Danışmanlık ve Mühendislik LTD. ŞTİ.
(*Sorumlu Yazar: emrahdirmit@fontevia.com)

ÖZ

Bu çalışma, Türkiye'deki sanayi kullanımında özellikle madencilik faaliyetlerinde kullanılacak yeraltı suyu kaynaklarının değerlendirilmesi için güven seviyesi belirlemek amacıyla yarı nicel (semi-quantitative) yöntemlerle değerlendirme yapılmasını önermektedir. Türkiye'de mevcut yeraltı suyu yönetmelikleri, özellikle Tarım ve Orman Bakanlığı tarafından belirlenen mevzuatlar, su kaynaklarının kalite ve miktar bakımından yeterli ulusal standart mevcuttur. Bu çalışmada, uluslararası standartlar JORC Kodu ve SRK UK tarafından oluşturulan sınıflandırma şeması temel alınarak, Türkiye'de bulunan UMREK ulusal cevher rezerv raporlama koduna uygun bir sınıflandırma sistemi geliştirilmesi amaçlanmıştır. Yeraltı suyu kaynakları; ölçülmüş, göstergeli, tahmini ve sınıflandırılmamış olmak üzere dört ana kategoriye ayrılmıştır. Değerlendirme, Göreceli Su Kaynakları (RWR), Akifer Bilgisi (AK) ve Akifer Karmaşıklığı (AC) bileşenleri üzerinden yapılmaktadır. Elde edilen sonuçlar, madencilik projelerinde su temini ve dekapaj yönetimi süreçlerinde risk analizini kolaylaştırarak yatırım kararlarını desteklemekte ve sürdürülebilir su yönetimine katkı sağlamaktadır.

Anahtar Kelimeler: Yeraltı Suyu sınıflandırması, Hidrojeoloji, Madencilik, Güven Endeksi, Türkiye

ABSTRACT

This study proposes an evaluation using semi-quantitative methods to determine the confidence level for assessing groundwater resources, particularly for mining activities in industrial use in Turkey. Existing groundwater regulations in Turkey, especially those established by the Ministry of Agriculture and Forestry provide adequate national standards regarding the quality and quantity of water resources. This study aims to develop a classification system aligned with Turkey's national mineral resource and reserve reporting code, UMREK, based on international standards the JORC Code, and the classification scheme established by SRK UK. Groundwater resources are categorized into four main groups: measured, indicated, inferred, and unclassified. The assessment is conducted using the components of Relative Water Resources (RWR), Aquifer Knowledge (AK), and Aquifer Complexity (AC). The results facilitate risk analysis in water supply and overburden management processes of mining projects, supporting investment decisions and contributing to sustainable water management.

Keywords: Groundwater Classification, Hydrogeology, Mining, Confidence Index, Turkey

GİRİŞ

Yeraltı suyu, madencilik ve endüstriyel faaliyetler için stratejik bir doğal kaynaktır. Stratejik doğal kaynağın değerlendirilmesinin saha koşullarına özgü ve gereken güven seviyelerini karşılayacak belirli standartlar çevresinde gerçekleştirilmesi gerekmektedir. Madencilik sektöründe, maden kaynaklarının ekonomik sürdürülebilirlik ve jeolojik güvenilirlik esaslarına göre sınıflandırılması gerekliliği, son 35 yılda yaygın olarak benimsenmiş ve yatırım kararlarından önce uygulanan standart bir prosedür haline gelmiştir. Ancak, su kaynaklarının madencilik faaliyetleri için yeterliliği ve talebi karşılama potansiyeli konusundaki değerlendirmeler, tarihsel olarak farklı bir yaklaşıma tabi tutulmuştur. Mevcut sınıflandırma sistemlerinde ekonomik faktörler ve güven seviyeleri genellikle göz ardı edilmiştir; bu unsurlar yalnızca eski Sovyetler Birliği'nde kullanılan sınıflandırma sistemi, Devlet Doğal Kaynakları Değerlendirme Komisyonu (GKZ) dikkate alındığı görülmüştür.

Türkiye'de UMREK Kodu, maden kaynakları ve rezervlerinin güvenilir bir şekilde raporlanmasını sağlanması amaçlanırken, madencilik faaliyetleri için yeraltı suyu kaynaklarının doğrudan bir değerlendirme yöntemi sunulmamaktadır. Bununla birlikte, madencilik projelerinde su kaynaklarının sürdürülebilir yönetimi, operasyonel güvenliği sağlamak için kritik bir faktördür. Yanlış tahmin edilen su kaynakları, beklenmeyen su baskınlarına veya yetersiz su teminine yol açabilir ve bu da ekonomik kayıplara sebep olabilir. Bu makale, yeraltı suyu kaynaklarının güvenilirliğini belirlemek amacıyla yarı nicel bir metodoloji sunarak, Türkiye madencilik sektörüne yönelik bir çerçeve önermektedir. Önerilen sınıflandırma sistemi, UMREK Kodu' nu doğruluk ve güvenilirlik prensipleri ile uyumlu bir şekilde geliştirilmiştir.

MEVCUT ULUSLARARASI YAKLAŞIMLAR VE UMREK KODU

Sovyet GKZ Sınıflandırılması

Eski Sovyetler Birliği'nde yeraltı suyu, geleneksel olarak petrol, gaz ve metaller gibi diğer doğal kaynaklarla birlikte değerlendirilmiş ve benzer bir sınıflandırma sistemi ile ele alınmıştır. Yeraltı suyu sınıflandırma sistemleri, içme suyu, evsel kullanım, maden işleme ve sanayi gibi çeşitli tüketim alanlarında kullanılmak üzere ulusal ölçekte geliştirilmiştir.

Son elli yıl içinde birçok yeraltı suyu sınıflandırma sistemi oluşturulmuş olup, bunlardan bazıları GKZ (1962), GKZ (1997) ve daha önceki sistemlerin özetlendiği Bindeman ve Yazvin (1970) tarafından tanımlanan yöntemlerdir. Bu sınıflandırmalar terminoloji ve kategoriler açısından farklılık gösterse de aşağıdaki ortak özellikleri paylaşmaktadır:

- Akiferlerin belirli su talebi kriterlerine göre bir kategoriye atanması,
- Değerlendirilen yeraltı suyu kaynakları için en yüksekten en düşüğe kadar bir güven skalasının oluşturulması,
- Sınıflandırmanın, saha karmaşıklığı, hidrojeolojik koşullar ve araştırma detay seviyesine bağlı olarak belirlenmesi.

Bindeman ve Yazvin (1970), Rus yeraltı suyu kaynaklarının değerlendirilmesine yönelik en kapsamlı çalışmalardan biri olarak kabul edilmekte olup, GKZ (1962) sınıflandırmasını detaylı şekilde açıklamaktadır. Bu çalışmada, belirli akifer türleri için değerlendirme süreci ve hidrojeolojik test gereklilikleri tanımlanmıştır. Örneğin, dağlık bölgelerdeki akiferler veya nehir kenarındaki alüvyon akiferler gibi farklı jeolojik özelliklere sahip akiferler için değerlendirme yöntemleri ele alınmıştır. En güncel Rus yeraltı suyu kaynakları sınıflandırması olan GKZ (1997), değerlendirilen tüm su kaynaklarını güven seviyelerine göre beş kategoriye ayırmaktadır:

- A (Geliştirilmiş) – Tamamen doğrulanmış ve geliştirilmiş yeraltı suyu kaynakları.
- B (Değerlendirilmiş) – Kapsamlı testler ve analizlerle yüksek güven düzeyine sahip su kaynakları.
- C1 (Ön Değerlendirilmiş) – Ön çalışmaların yapıldığı ancak ek doğrulama gerektiren su kaynakları.
- C2 (Keşfedilmiş) – Sınırlı çalışma ve veri desteğine sahip su kaynakları.
- P (Olası) – Varsayımsal olarak tanımlanan, ancak detaylı araştırma gerektiren su kaynakları.

Bu çalışmada, GKZ sınıflandırma kriterlerine dayalı ancak JORC Kodu ve UMREK kodu 'na benzer bir terminoloji kullanan puan tabanlı bir yaklaşım önerilmektedir. Bu yaklaşım, su kaynaklarının değerlendirilmesine yönelik daha sistematik ve karşılaştırılabilir bir çerçeve sunmayı amaçlamaktadır.

JORC ve UMREK Kod Sınıflandırması

1989 yılında Avustralya Ortak Cevher Rezervleri Komitesi (Joint Ore Reserves Committee- JORC) tarafından, arama sonuçları, maden kaynakları ve cevher rezervlerinin raporlanmasına yönelik en iyi uygulamaları içeren bir kod oluşturulmuştur. Bu kod, zaman içinde yenilenerek son haliyle JORC Kodu (JORC 2012) olarak uluslararası madencilik sektöründe geniş kabul görmüştür (JORC, 2012). JORC Kodu'nun temel amacı, maden kaynakları ve rezervlerinin kamuya açık raporlanması için uluslararası düzeyde standart tanımlar oluşturmak olup, yatırımcılar, hissedarlar ve düzenleyici otoriteler için güvenilir ve şeffaf bilgi sağlamaktır (CRIRSCO, 2013).

Ulusal Maden Kaynak ve Rezerv Raporlama Komisyonu (UMREK) 2018 yılında CRIRSCO çatısı altına kabul edilmiştir. UMREK Kodu (2018), CRIRSCO (Committee for Mineral Reserves International Reporting Standards) şablonuna uygun olarak geliştirilmiş ve Maden Arama Hedefleri ile Sonuçlarının yanı sıra Maden Kaynak ve Rezervlerinin doğru, tutarlı ve güvenilir bir şekilde hesaplanıp raporlanmasını sağlamak amacıyla standart tanımlarla uyumlu hale getirilmiştir. JORC Kodu ve UMREK Kodu kapsamında, raporların hazırlanmasından sorumlu olan Yetkin Kişi (Competent Person- CP) kavramı tanımlanmıştır. Yetkin Kişi, ilgili jeoloji, maden mühendisliği veya cevher yatakları değerlendirme alanlarında en az beş yıl deneyime sahip olmalı ve tercihen yetkili bir meslek kuruluşuna üye olmalıdır (JORC, 2012). UMREK yetkin kişiliğinde ise 7 yıllık bir deneyime sahip olmalı ve yermam profesyonel üyeliği bulunmalıdır (YERMAM 2018). Bu gereklilik, raporların bilimsel doğruluğunu ve güvenirliğini artırmaya yönelik önemli bir adımdır.

JORC ve UMREK Kodu, maden kaynaklarının sınıflandırılmasını, jeolojik, mineralojik ve nicel verilerin güvenilirlik seviyesine göre yapmaktadır. Buna göre, aşağıdaki üç ana sınıflandırma bulunmaktadır (JORC,2012). 1. Ölçülmüş Maden Kaynağı (Measured Mineral Resource), 2. Belirlenmiş Maden Kaynağı (Indicated Mineral Resource), 3. Mümkün Maden Kaynağı (Inferred Mineral Resource).

JORC Kodu ve UMREK kodu, madencilik sektöründe güvenilir bir raporlama standardı oluşturmuş olsa da yeraltı suyu kaynaklarının raporlanması ve sınıflandırılması konusunda herhangi bir düzenleme içermemektedir. Bu eksiklik, hidrojeoloji ve çevresel değerlendirme süreçlerinde ek düzenlemelere ihtiyaç duyulmasına yol açmaktadır.

JORC, UMREK ve GKZ Sınıflandırması Arasındaki Bağlantı

JORC ve UMREK sınıflandırması, Rus hidrojeoloji sınıflandırması ile kıyaslandığında genel anlamda bazı benzerlikler göstermektedir. A ve B kategorileri, JORC ve UMREK Kodu'ndaki Ölçülmüş Kaynak kategorisine, C1 ve C2 kategorileri ise sırasıyla Belirlenmiş ve Mümkün kategorilerine karşılık gelmektedir (Çizelge 1). Ancak, bu iki sistem arasında kesin bir uyum bulunmamaktadır ve sınıflandırmalar doğrudan birebir çevrilememektedir. Daha ayrıntılı bir karşılaştırma için Clayton & Armitage (SRK,2004) sunulmuştur. GKZ ve JORC kodunda bir sınıflandırma örneğinin geliştirilmiş versiyonunu Green vd. (2000) 'de yapmış oldukları çalışmada sunmuştur.

Bu çalışmada, Rus yeraltı suyu sınıflandırma sistemine yönlerinde alınarak geliştirilmesi ve bu sistemin CRIRSCO çatısı altındaki JORC ve UMREK kodu ile ilişkilendirilerek güvenilir bir su kaynağı sınıflandırma çerçevesi oluşturulması önerilmektedir.

Çizelge 1.JORC, UMREK ve GKZ kodlarının karşılaştırılması

JORC Kodu	Measured	Indicated	Inferred	Unclassified
UMREK Kodu	Ölçülmüş	Belirlenmiş	Mümkün	Sınıflandırılmamış
GKZ Kodu	A+B			
	C1			
		C2		
			P1	
				P2 +P3

Mevcut araştırmanın temel amacı, doğal ve endüstriyel faktörleri dikkate alan yeni bir yarı nicel yeraltı suyu sınıflandırma yöntemi geliştirmektir. UMREK Koduna benzer şekilde, bu sistem yatırımcılar için madencilik projelerindeki su tedariki ve susuzlaştırma süreçlerine ilişkin risk değerlendirmesinde bir referans noktası sağlayabilir. Aynı zamanda, madencilik mühendislerinin hidrojeoloji test planlamalarında da kullanılabilir, böylece belirli bir madende ihtiyaç duyulan su kaynağı güvenilirliği seviyesine uygun saha çalışmalarının belirlenmesine yardımcı olur.

ÖNERİLEN YERALTI SUYU KAYNAKLARI SINIFLANDIRMASI

Yeraltı suyu kaynaklarının sınıflandırılması, yetkin bir uzman (Competent Person- CP) tarafından yapılması gereken teknik bir değerlendirme sürecidir. Bu uzmanın, su kaynakları alanında en az yedi yıllık deneyime sahip, yetkilendirilmiş bir jeolog hidrojeolog olması gerekmektedir.

Yeraltı suyu kaynaklarının sınıflandırılmasında, madencilikte kullanılan cevher kaynak sınıflandırmasına benzer bir yaklaşım benimsenerek dört ana kategori belirlenmiştir. Bu kategoriler, güvenilirlik düzeyine göre en yüksekten en düşüğe doğru şu şekilde sıralanmaktadır:

Ölçülmüş (Measured) yeraltı suyu kaynağı

Bu kategori, akiferin boyutu, kalınlığı ve mevcut su hacmi hakkında yüksek düzeyde güvenilir tahminlerin yapılabildiği kaynakları kapsar. Bu tespit, ayrıntılı ve güvenilir hidrojeolojik testler sonucunda akiferin sürekliliğinin doğrulanmasıyla elde edilir. Bu kategoriye dahil edilen kaynaklar, sondaj kuyuları, galeriler ve maden ocaklarından elde edilen verilerle belirlenir. Hidrolik testler düzenli olarak yapılmış olup, depolama kapasitesi ve hidrolik iletkenlik hesaplamaları detaylı olarak gerçekleştirilmiştir. Sondaj kuyularının konumu, akiferin sürekliliğini doğrulamak için yeterince yoğun olup, sayısal akifer modelleme çalışmaları elde edilen verilere güven sağlamaktadır.

Belirlenmiş (Indicated) yeraltı suyu kaynağı

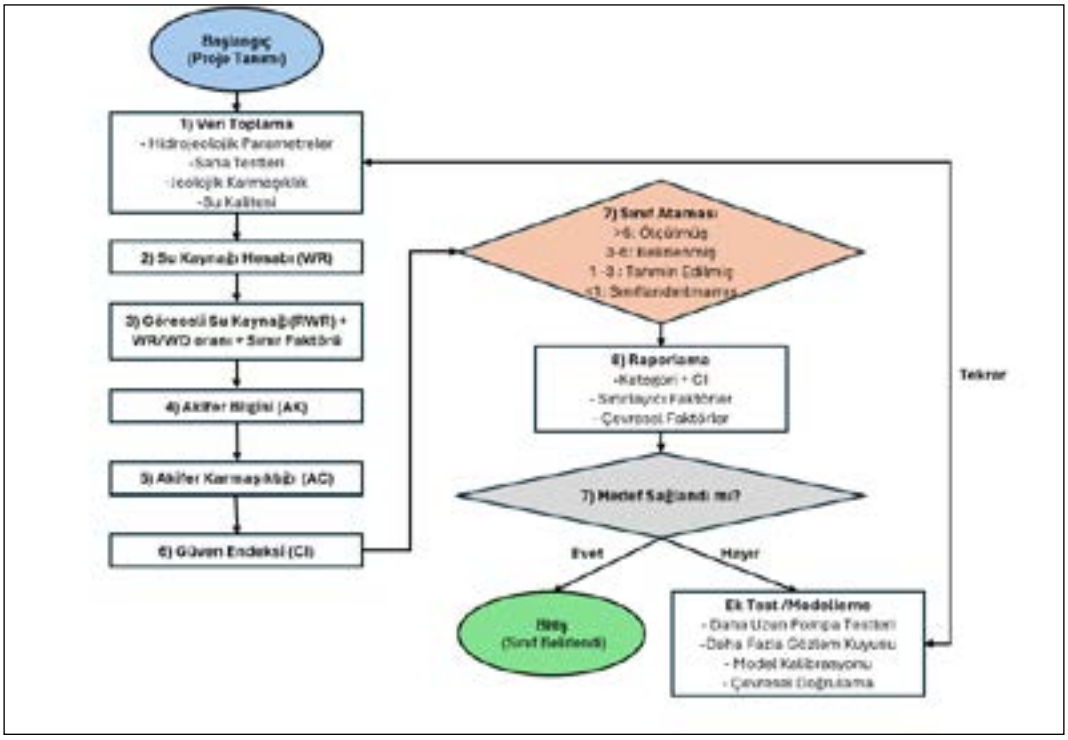
Bu kategori, akiferin boyutu, kalınlığı ve mevcut su hacmi hakkında makul bir güven düzeyiyle tahminlerin yapılabilmesini sağlayan kaynakları kapsar. Ancak bu bilgiler, sınırlı hidrojeolojik testlere dayanmaktadır ve akifer sürekliliği varsayılmaktadır, ancak kesin olarak doğrulanmamıştır. Sondaj kuyuları ve maden ocaklarından elde edilen veriler baz alınır. Hidrolik testler, akiferin sürekliliğini kesin olarak kanıtlamak için yetersizdir ancak belirli varsayımlar yapılmasına olanak tanır. Sayısal akifer modellemesi, belirli bir güven düzeyi sağlamakta, ancak mutlak doğrulama sunmamaktadır.

Mümkün (Inferred) yeraltı suyu kaynağı

Bu kategori, akiferin boyutu, kalınlığı ve su hacmi hakkında düşük düzeyde güvenilir tahminlerin yapılabildiği kaynakları kapsar. Akifer sürekliliği varsayılmakta, ancak sınırlı hidrojeolojik testlere dayanılmakta ve bu bilgiler doğrulanmamıştır. Sondaj kuyuları ve maden ocaklarından elde edilen veriler yeterli detayda değildir. Hidrolik testler yapılmış olsa da sınırlı büyüklükteki modeller sonucu oluşturulmuştur ve hesaplamalara güven düzeyi düşüktür.

Sınıflandırılmamış (Unclassified) yeraltı suyu kaynağı

Bu kategoride yer alan kaynakların, su içeren kayaçların varlığı ya da hidrojeolojik yapısı hakkında yeterli bilgi bulunmamaktadır. Bu nedenle herhangi bir sınıflandırmaya tabi tutulamamaktadır.



Şekil 1. Yeraltı Suyu Kaynaklarının Sınıflandırma Akış Şeması

YERALTI SUYU KAYNAKLARININ ÖNERİLEN DEĞERLENDİRİLMESİ

Değerlendirme sürecinde su kaynakları belirlenen kategorilerden birine atanır. Bunun için yarı-nicel bir yöntem benimsenmiştir. Bu yöntemde, su kaynakları ve tedarik değerlendirmesinin güvenilirliği aşağıdaki üç temel parametreye bağlı olarak hesaplanmaktadır:

- Göreceli Su Kaynakları (RWR- Relative Water Resources)
- Akifer Bilgisi (AK- Aquifer Knowledge)
- Akifer Karmaşıklığı (AC- Aquifer Complexity)

Göreceli su kaynakları (RWR) hesaplama yöntemi

RWR değeri aşağıdaki formüle göre hesaplanmaktadır:

$$RWR = RWR1 \times BF \quad (1)$$

Burada;

BF (Sınır Faktörü), akiferin hidrojeolojik sınır durumuna bağlı olarak 0,8 (kapalı sınırlı akiferler için) ile 1 (sınırsız akiferler için) arasında değişim gösterir.

RWR1, akiferin su taleplerini karşılama kapasitesini ifade eder.

RWR1 değeri, Çizelge 2 'de verilen puanlarla ifade edilir. RWR1, bir akiferin uzun vadeli su taleplerini karşılama kapasitesini temsil eder ve WR/WD oranı ile belirlenir. Burada WR, akiferdeki yeraltı suyu kaynaklarını, WD ise endüstrideki su talebini ifade etmektedir ve şu şekilde hesaplanmaktadır:

Çizelge 2. RWR1 skoru hesaplama tablosu

WR/WD Oranı	RWR1 Skoru
<1	1
1-2	2
2-3	3
3-5	4
5-7	5
7-10	6
>10	7

Yeraltı suyu kaynakları (WR) şu şekilde hesaplanmaktadır;

$$WR = R \times A + S \times b \times \frac{A}{t} + K \times J \times B \times b \quad (2)$$

Burada:

R: Akiferin infiltrasyon oranı (m/gün),

A: Değerlendirilen alan (m^2),

S: Özgül verim veya depolama katsayısı (-),

b: Akifer kalınlığı (m),

t: Maden işletme süresi (gün),

K: Hidrolik iletkenlik (m/gün),

J: Hidrolik gradyan (-),

B: Yeraltı suyu akış kesit uzunluğu (m).

Bu formüle göre hesaplanan WR değeri, akiferin mevcut su taleplerini karşılama kapasitesini gösterir. RWR değeri 0.8 (su talebini karşılama kapasitesi çok düşük) ile 7 (su talebini karşılama kapasitesi çok yüksek) arasında değişmektedir. Böylece, akiferlerin güvenilirliği ve su temin potansiyeli belirlenerek uygun sınıflandırma yapılabilir.

Akifer bilgisi (AK)

Bu fonksiyon, mevcut akifer bilgisinin seviyesini tahmin eder ve hidrojeolojik testlerin kalitesi ile miktarıyla ilişkilidir Tablo 3' de sunulmuştur.

Akifer Bilgisi toplam puanı şu şekilde hesaplanır:

$$AK = TT\ x\ DT\ x\ QT \quad (3)$$

$$0 < AK < 100 \quad (4)$$

Buna göre AK, 0 (akifer özellikleri hakkında hiçbir bilgi yok) ile 100 (akifer özellikleri hakkında mükemmel bilgi) arasında değişmektedir.

AK, her test türü için hesaplanan değerlerin toplanmasıyla elde edilen bir toplam fonksiyondur. Farklı türde hidrojeoloji testleri yapıldığında AK, her test için hesaplanan AK1, AK2 gibi değerlerin toplanmasıyla bulunur.

Çizelge 3. AK faktörleri ve puanları

Faktör	**Puan**
Test Türü (TT)	
Slug Testleri	1
24 saatten kısa süren pompa testleri	2
24-72 saat süren pompa testleri (gözlem kuyusu olmadan)	3
3-7 gün süren pompa testleri (gözlem kuyusu ile)	4
7 gün ve daha uzun süren pompa testleri (gözlem kuyusu ile)	5
Test Yoğunluğu (DT)	
Hiç test yapılmamış; akifer hakkında bilgi yok	0
Hedef bölgede test yok, ancak masa başı çalışmalardan bilgi mevcut	1
Hedef bölgede 1 test yapılmış	2
Hedef bölgede 2-3 test yapılmış	3
Hedef bölgede 4-5 test yapılmış	4
Hedef bölgede 5'ten fazla test yapılmış	5
Test Kalitesi (QT)	
Sadece görünen hidrolik iletkenlik değerleri mevcut, pompa testi verisi yok	1
Pompa testi verileri düşük güvenilirlikte	2
Orta düzeyde güvenilir pompa testi verileri	3
Yüksek güvenilirlikte pompa testi verileri	4

Akifer karmaşıklığı (AC)

Bu fonksiyon, akiferin karmaşıklık derecesini belirler ve Çizelge 4' de verilen faktörlere göre hesaplanır.

Çizelge4. AC faktörleri ve puanları

Faktör	**Puan**
Hidrolik İletkenlik Heterojenliği (HHC)	1 (homojen, konsolide kumlar)
	5 (çatlaklı ve ayrışmış kristalin kayalar)
Kalınlık Değişkenliği (VT)	1 (sabit)
	2- Dereceli Olarak Değişken
	3- Mekânsal olarak değişken

Yeraltı suyu kaynaklarının kategorilere ayrılması

Yeraltı suyu kaynaklarını sınıflandırmak amacıyla, Tablo 5' de belirtilen değerlere dayalı olarak bir Güven Endeksi (CI) tanıtılmıştır.

Çizelge 5. Yeraltı suyu kaynaklarının güven endeksi (CI) ile sınıflandırılması

Güven Endeksi (CI)	**Kategori**
>6	I- Ölçülmüş (Measured)
3-6	II- Belirlenmiş (Indicated)
1-3	III- Mümkün (Inferred)
<1	IV- Sınıflandırılmamış (Unclassified)

Güven Endeksi (CI), Göreceli Su Kaynakları (RWR), Akifer Bilgisi (AK) ve Akifer Karmaşıklığı (AC) gibi değişkenlere bağlı olarak hesaplanmaktadır. Aşağıdaki metodolojiye göre uygun bir matematiksel model geliştirilmiştir:

- RWR, mevcut su miktarını temsil eder.
- AK, akifer hakkındaki bilgi düzeyini ifade eder.
- AC, akiferin jeolojik ve hidrojeolojik karmaşıklığını gösterir.

CI değeri, RWR ve AK arttıkça yükselir, ancak AC arttıkça azalır. CI, en çok RWR'ye, en az ise AC'ye duyarlıdır.

Bu kapsamda, CI'nin belirli sınır koşullarını sağlaması beklenmektedir:

1. RWR = 1 (yetersiz su kaynağı) durumunda, AK ne kadar yüksek olursa olsun (örneğin AK = 80, AC = 1), CI <1 olur ve bu kaynak "sınıflandırılmamış" (Unclassified) olarak değerlendirilir.

2. RWR = 7 (büyük su kaynağı veya düşük su talebi) durumunda, eğer AK <10 ise 1 <CI <3 olur ve bu kaynak "mümkün" (Inferred) olarak değerlendirilir. Ancak, AK = 40 seviyesine ulaştığında kaynak "belirlenmiş" (Indicated) kategorisine girer.

3. Orta seviyede su kaynağı (RWR = 4) ve ortalama akifer karmaşıklığında (AC = 4), AK> 60 olduğunda (örneğin, 3 günden uzun süren 4-5 pompa testi ve yeterli veri yorumlaması yapılmışsa) CI> 6 olur ve kaynak "ölçülmüş" (Ölçülmüş) olarak kabul edilir.

4. Eğer çalışma alanına ilişkin spesifik bir saha verisi yoksa (AK = 0) ve su kaynağı ortalamanın altındaysa (RWR <4), CI <1 olur ve kaynak "sınıflandırılmamış" (Unclassified) kategorisine girer.

Başlangıçta tahmin edilen katsayılar yukarıdaki sınır koşulları ile kalibre edilerek, saha çalışmalarına dayalı nihai fonksiyonel bağıntı aşağıdaki şekilde belirlenmiştir:

$$CI = \frac{\mathrm{RWR} \times (\mathrm{AK}+40)}{2 \times (AC+60)} \tag{5}$$

Bu önerilen sınıflandırma sistemi, yeraltı suyu kaynaklarının hızlı bir şekilde kategorize edilmesine olanak tanıyan bir elektronik tablo (spreadsheet) formatında uygulanabilir. Böylece, farklı madencilik projelerinde su kaynaklarının güven seviyeleri kolayca değerlendirilebilir.

SONUÇLAR VE ÖNERİLER

Literatür araştırmaları sırasında farklı yarı nicel yöntemlerle değerlendirmeler yapılarak yeraltı sularının sınıflandırmaları gerçekleştirilmektedir. Bu çalışmada sunulan CI (Confidence Index) modeli, yeraltı suyu kaynak güvenini pozitif bir güven düzeyiyle ölçerek, cevher rezerv raporlamasına benzer şekilde sınıflandırma yapar. Buna karşılık, Duda vd. (2021) yapmış oldukları çalışmada sistem risk temelli ilerler ve olumsuzluklara odaklanır. CI modeli karar vericiye "ne kadar güvenebilirim?" sorusuna yanıt verirken, risk skoru yaklaşımı "ne kadar risk var?" sorusunu öne çıkarır. Her iki yöntem farklı perspektifler sunsa da birlikte kullanıldığında daha dengeli ve etkili bir karar destek mekanizması oluşturabilir.

Bu çalışmada önerilen Yeraltı Suyu Güven Endeksi (CI) yöntemi, hidrojeolojik veri kalitesine dayalı olarak madencilik ve endüstriyel projelerinde yeraltı suyu kaynaklarına ilişkin güven düzeyini yarı nicel olarak sınıflandırmayı amaçlamaktadır. Ancak sistemin pratik uygulamasında bazı teknik sınırlılıklar ortaya çıkabilir.

Öncelikle, CI değeri kullanılan verinin kalitesine doğrudan bağımlı olduğundan, kısa süreli testler veya sınırlı mekânsal kapsama sahip veriler yanlış güven algısı oluşturabilir. Bu durum özellikle "Indicated" ve "Measured" sınıflarına ait sonuçların yanıltıcı yorumlanmasına neden olabilir. Ayrıca jeolojik heterojenitenin yetersiz temsil edilmesi, bölgesel hidrojeolojik davranışın doğru modellenmesini engelleyebilir. Bu tür durumlarda CI skorunun sahadaki gerçek koşulları yansıtma kabiliyeti sınırlanır.

İkinci olarak, mevsimsel su seviyesi dalgalanmalarının dikkate alınmaması ya da akiferler arası etkileşimlerin yeterince irdelenmemesi, CI değerinin sürdürülebilirliği öngörmedeki etkinliğini azaltabilir. Özellikle yüksek sezonsal değişkenliğe sahip bölgelerde bu tür hata payı artmaktadır. Buna ek olarak, CI yalnızca miktarsal güvene odaklandığı için hidrojeokimyasal uygunluk (ör. asidik drenaj riski) gibi kalite temelli risklerin analize entegre edilmemesi kritik bir eksikliktir.

Son olarak, madenin su talebi zaman içinde değiştiğinde (örneğin üretim artışı veya proses değişiklikleri) başlangıçta hesaplanan CI değeri yetersiz hale gelebilir. Bu nedenle CI sisteminin, dinamik proje senaryolarına uygun şekilde yenilenebilir ve çevresel uyarlamalara entegre edilebilir olması gerekir.

Özetle, CI sistemi karar destek sürecinde önemli bir araç olmakla birlikte, veri temelli sınırlılıkların ve sahaya özgü hidrojeolojik karmaşıklıkların dikkatle yönetilmesi gerekmektedir. UMREK raporlamasında teknik geçerlilik için, CI sistemi destekleyici bir modül olarak kullanılmalı ve çok disiplinli değerlendirme çerçevesine entegre edilmelidir.

KAYNAKLAR

GKZ. (1962). *State Commission on Evaluation of Natural Resources: Classification of Groundwater Resources*. State Commission on Mineral Resources, Russian Federation.

Bindeman, N. N. ve Yazvin, L. S. (1970). *Evaluation of groundwater resources* (In Russian: Оценка эксплуатационных запасов тодземных вод). Moscow: Nedra.

Clayton, R. & Armitage, M. (2004). *Russian Resource Classification- An SRK View*. SRK Consulting.

CRIRSCO. (2013). *International Reporting Template for the Public Reporting of Exploration Results, Mineral Resources and Mineral Reserves*. Committee for Mineral Reserves International Reporting Standards.

Duda, P., Dörhöfer, G., Probst, T., Bracke, R. & Dietrich, P. (2021). Semi-quantitative risk assessment method for groundwater source protection using a process-based interdisciplinary approach. *Water*, 13(9), 1185. https://doi.org/10.3390/w13091185

GKZ. (1997). *State Commission on Evaluation of Natural Resources: Classification of Groundwater Resources*. State Commission on Mineral Resources, Russian Federation.

Green, B., Boronina, A. & Connelly, R. (2000). *Proposed Groundwater Classification Scheme*. SRK Consulting (UK) Limited, Cardiff, UK.

JORC. (2012). *Australasian Code for Reporting of Exploration Results, Mineral Resources and Ore Reserves*. Joint Ore Reserves Committee (JORC). https://www.jorc.org/

SRK Consulting. (2006). *Hydrogeological Investigations in Mining Projects*. SRK Consulting.

UMREK. (2018). *Ulusal Maden Kaynak ve Rezerv Raporlama Komisyonu Kodu*. Ulusal Maden Kaynak ve Rezerv Raporlama Komisyonu (UMREK), Türkiye.

INDUSTRY-DRIVEN ESG CURRICULUM ENHANCEMENTS IN MINING ENGINEERING EDUCATION

Z. Mdluli [1*], B. Mutandwa [2], C. Musingwini [3]

[1] University of the Witwatersrand, School of Mining Engineering,1 Jan Smuts Avenue, Johannesburg, South Africa.
([*]Corresponding Author: Zinzile.Mdluli@wits.ac.za)
[2] University of the Witwatersrand
[3] University of the Witwatersrand

ABSTRACT

As the mining industry is undergoing transformation driven by technological advancements, sustainability demands, and evolving global markets, educational curricula are expected to evolve to equip students with up-to-date skills and knowledge. In response to this challenge, some mining schools have implemented curriculum changes that include data-driven decision-making and stakeholder engagement. Therefore, learning from curriculum changes that are informed by industry demands is essential for assisting other mining educational programs to remain relevant and effective. This paper explores selected mining programmes that have implemented curriculum changes in alignment with industry developments such as the adoption of environmental, social and governance (ESG) principles which are increasingly becoming important for mining companies to demonstrate ESG stewardship.

Keywords: ESG Principles, Mining Education, Sustainability in mining

INTRODUCTION

The mining industry faces pressures from a dynamic business environment, demanding increased productivity and operational excellence. Modern mining operations are also affected by climate change, increasing demand, declining reserves, adoption of process automation, and implementation of more transparent corporate social responsibility. These factors necessitate a workforce equipped with multidisciplinary skills, including problem-solving, digital literacy, and sustainability awareness. Therefore, mining education must continually evolve to prepare graduates for these changes. Curriculum changes should integrate technological advancements, sustainability principles, and the evolving needs of global markets. Such transformations require a comprehensive approach to education, incorporating elements of environmental stewardship, social responsibility, and effective governance. To achieve this, mining programs are incorporating into their curriculum aspects related to data-driven decision-making and enhanced stakeholder engagement. By drawing lessons from these curriculum changes it enables mining education programs to stay relevant and prepare students to promote efficiency, safety, and environmental consciousness in mineral extraction. Modern mining enterprises require complex business processes, sustainable production relationships and complex structures. These issues highlight the importance of educating mining professionals about sustainable practices.

Many global companies have shifted toward responsible sourcing, prioritising ethical and sustainable practices, particularly in mining, where environmental, social, and governance (ESG) standards guide eco-conscious operations (Sovacool, 2020). This transition supports reduced environmental impact and improved community welfare, aligning with broader ESG commitments. Mining companies are showing commitment to

environmental sustainability by adopting responsible practices (Aktsoglou & Gaidajis, 2020). These practices include reducing waste, minimizing environmental impact, and promoting biodiversity (Seal II, Piatak, Kimball, & Hammarstrom, 2017). Furthermore, the industry acknowledges the importance of transparent stakeholder engagement and community involvement to increase trust and mitigate social risks associated with mining activities (Keenan, Kemp, & Owen, Corporate responsibility and the social risk of new mining technologies, 2019). The mining sector's role in supplying raw materials for green technologies highlights the need for strategic planning and efficient resource use (Nicolae, Pasculescu, Ilieva, & Popescu, 2025). Sustainable development in mining requires balancing environmental, social, and economic factors to ensure long-term stability (González & Onederra, 2022). This balance involves innovation and technology to minimize environmental impact throughout a mine's lifecycle (Aznar-Sánchez, Belmonte-Ureña, Velasco-Muñoz, & Manzano-Agugliaro, Innovation and technology for sustainable mining activity: A worldwide research assessment).

METHODOLOGY

This paper applies a comparative approach to investigate the integration of sustainability principles into mining curricula and its impact on preparing future mining professionals. The paper reviews literature on sustainability and ESG principles to make a case for their incorporation into mining curricula and then analyses case study mining programs to highlight the various ways that sustainability principles have been integrated into the programs.

Case Study Selection

Three mining programs were selected as case studies to represent a range of approaches to curriculum changes that incorporate sustainability principles. These programs were chosen based on their differing focuses on:

- Community Engagement and Social Responsibility
- Environmental Stewardship and Sustainable Mining Practices

The selection criteria also included the geographic diversity, institutional contexts, and the maturity of their sustainability initiatives of the programs.

Data Collection

Curriculum documents, program descriptions, learning outcomes, and assessment materials were collected and analysed to identify the various extents of integration of ESG principles.

Data Analysis

Document data was examined using thematic analysis to identify key themes, patterns, and narratives related to curriculum innovation, stakeholder engagement, and the integration of sustainability principles. Additionally, a cross-case comparison was conducted to identify commonalities and differences across the three case study programs, highlighting best practices and areas for improvement in curriculum design and implementation. An assessment was conducted to determine which strategies are most effective in preparing students for the challenges of modern mining.

This methodology provides a framework for a rigorous and comprehensive investigation while the findings from this research will inform recommendations for curriculum development, program design, and educational practices in mining education.

REVIEW OF ESG LITERATURE RELEVANT TO MINING CURRICULA

The Role of ESG Principles in Mining

ESG risks are increasingly significant to investors evaluating new mining projects, affecting metallic mineral extraction (Lèbre, et al., 2019). The adoption of ESG principles in the mining industry can affect stakeholders, human health, ecosystems, and social structures (Komnitsas, 2020). The integration of ESG factors into mining operations requires consideration of local community engagement and cooperation to achieve inclusive sustainable growth (Que, Wang, Awuah-Offei, Chen, & Yang, 2018) (Sarkar, 2013). Incorporating best practices in social responsibility can lead to world-class standards in profitability and environmental sustainability (Ventura & Sáenz, 2015). These standards can also assist mining organizations in attracting and retaining talented employees, while also improving how stakeholders perceive their products and services (Ansu-Mensah, Marfo, & Awuah, 2021).

Evolving Educational Demands in Mining

As the sector evolves, incorporating sustainability into educational curricula is essential for producing professionals who can lead in a responsible and sustainable manner (Bandyopadhyay & Maiti, 2022) (Zhu, Sarkis, & Lai, 2011). This requires integrating sustainable development principles, environmental stewardship, and social responsibility into the core mining engineering courses. This integration should balance environmental protection, social equity, and economic viability, which are critical for long-term sustainability (Basu & Kumar, 2004). From the social aspect, justice is promoted through initiatives that improve quality of life, while the economic aspect focuses on enabling economic development alongside the establishment of robust environmental and social standards (Jovanović, Stanković, & Krstic, 2023). These factors collectively contribute to the industry's sustainability and societal value (Raborar & Recio, 2020).

Curriculum Changes in Mining Programs

Stakeholders are increasingly advocating for more environmental responsibility, highlighting the need for mining companies to reconcile their productive activities with corporate social responsibility (Sarpong, 2012). Therefore, mining education programs should include geoethics to focus on individuals and address competing responsibilities in the mining industry (Ayeh & Bleicher, 2021). Educational initiatives should teach students how to evaluate the effects of mining operations, promote ethical decision-making, and consider the broad societal ramifications of resource extraction. By implementing these principles, mining education can equip future professionals to address complex issues facing the industry (Aguilar-Pesantes, Peña Carpio, Vitvar, Koepke, & Menéndez-Aguado, 2021).

Data-Driven Decision-Making Integration for Sustainable Mining Practices

The incorporation of data-driven approaches into mining curricula is essential for optimizing operations and promoting sustainability (Hoosain, Paul, & Doorsamy, 2023). By using data analytics, students can develop a deeper understanding of sustainable mining network, improve project portfolio optimization, and improve waste management (Pimentel, 2015). These approaches enable the extraction of minerals in a way that aligns with sustainability goals while mitigating negative impacts through AI-enabled applications (Corrigan C. a., 2024). Educational institutions should also focus on teaching students how to apply green supply chain management principles to reduce environmental pollution without compromising economic benefits (Govindan, Muduli, & Devika, 2016).

Stakeholder Engagement Strategies

Effective engagement with suppliers can enable the mining and minerals industry to achieve sustainable development goals (Guerin, 2020). By teaching students how to communicate with stakeholders and incorpo-

rate their feedback into project design, universities can help to create a more sustainable and socially responsible mining sector. Active mining communities often see increased job creation and improved infrastructure, but they also face environmental degradation and increased crime (Nguyen, Boruff, & Tonts, 2018). Thus, educational initiatives should focus on teaching students how to navigate complex interactions, promote equitable outcomes, and ensure that mining projects benefit local communities (Nguyễn, 2020).

Adoption of ESG Principles in Curriculum

The mining industry's engagement with sustainable development gained prominence following the 1987 Brundtland Report, which defined sustainable development as the practice of meeting present needs without compromising future generations from meeting their own needs (United Nations, 1987). The 2003 Milos Statement, adopted by the Society for Mining, Metallurgy & Exploration (SME), further emphasised the industry's commitment to sustainable practices through scientific, technical, and educational efforts (Society for Mining, 2003).

Mining engineering schools began integrating sustainable development and ESG principles in the early 2000s, with significant advancements in the 2010s and 2020s, driven by industry standards and societal expectations. Other fields, particularly business and environmental science, adopted these concepts earlier stretching as far back as the 1990s to the 2000s period, influenced by global policies and financial incentives. The incorporation of ESG principles into mining curricula is essential for shaping future professionals who can drive sustainable practices within the industry (Gorman, 2018). It involves preparing graduates to handle the intricacies of sustainable mining through the integration of health aspects, environmental stewardship, and ethical considerations (Leuenberger, Winkler, Cambaco, & Herminio, 2021). By integrating ESG principles, mining education can equip future mining professionals to address complex issues facing the mining industry, ensuring that they are prepared to lead in a responsible and sustainable manner (Corrigan & Ikonnikova, 2024). To achieve this, educational programs must support the professional development of staff, helping them to guide the next generation toward global sustainability, and promote self-efficacy and multidisciplinary collaboration (Sibbel, 2009). These programs will ensure that graduates are equipped to prioritise shared value for all stakeholders and the environment (Drusche & Krause, 2021). To effectively promote gender equality and empowerment, the curricula must address cultural norms and gender equality, particularly in cultures where women's influence in the public sphere is not strong (Keenan, Kemp, & Ramsay, Company–Community Agreements, Gender and Development, 2014).

Curriculum Changes in Alignment with ESG Principles

Different academic institutions have adopted multi-faceted approaches to integrating ESG principles into mining engineering education. These approaches include changes such as creating new mining-related ESG courses, dedicated ESG programs with a mining flavour, embedding ESG content within existing mining courses, or promoting multidisciplinary learning in mining that transcends into the ESG space.

Dedicated Courses and Certificate Programs in Sustainable Mining

Several universities have established specialised programs to provide in-depth knowledge of ESG principles and sustainable mining practices. These programs often take the form of certificate programs, master's degrees, or online courses. These offerings are designed to cater for students and industry professionals. Examples include:

- **Missouri University of Science and Technology (USA)**: The university offers a Graduate Certificate in Sustainability in Mining program which provides a comprehensive overview of the legal, social, and environmental aspects of responsible mining. Courses within this program, such as "Environmental Aspects of Mining Permitting" and "Managing Social and Environmental Risks in Mining," are designed to equip students with the skills to navigate complex regulatory frameworks and engage with stakeholders effectively (S&T, n.d.).

- **Colorado School of Mines (USA):** A course titled "Introduction to Environmental, Social, Governance (ESG)" has been introduced to demystify core ESG components. This course covers a range of topics, from biodiversity planning and waste management to ethical considerations and responsible sourcing, demonstrating the interconnectedness of these issues across the entire mining value chain and mining lifecycle (Mines, n.d.).

- **Edumine:** As an online provider of professional development, Edumine offers courses like "ESG Across the Mining Value Chain." This course is particularly valuable for its focus on practical application, covering ESG regulations, industry standards, and reporting requirements, which are crucial for professional practice (Edumine, n.d.)

Integration of ESG into Core Mining Engineering Subjects

In addition to dedicated programs, some universities are weaving ESG principles into their fundamental mining engineering courses. This approach ensures that future graduates perceive sustainability not as an ancillary concern but as an integral part of technical decision-making. Examples of such programs or courses include:

- **University of Oulu (Finland):** The **Master's in Mineral Resources and Sustainable Mining** program provides a holistic understanding of the entire mining value chain, from geological exploration to closure, with a strong emphasis on environmental, social, and financial sustainability (Oulu, n.d.).

- **University of Johannesburg (South Africa):** The **Master's in Sustainable Mining (by Research)** program is specifically designed to develop advanced research skills with a focus on sustainable practices relevant to the African mining context. It aims to apply engineering technologies to develop sustainable methods and strategies across various mining-related sectors (Johannesburg, n.d.).

- **Michigan Technological University (MTU) (USA):** MTU's mining engineering program integrates a focus on environmental sustainability, mine ventilation, and safety into its curriculum, reflecting the industry's shift towards more technologically advanced and environmentally conscious operations (University, n.d.).

- **Wits University (South Africa):** Wits has proactively modernized its undergraduate curriculum to include modules on environmental engineering, water, energy, and the environment, to ensure that graduates are critically aware of the environmental implications of their technical work (Witwatersrand, n.d.).

Some Lessons Drawn

Understanding how these curriculum changes align with industry demands ensures that graduates possess the skills and knowledge needed to be immediately effective in their roles (Weiss, Barth, & von Wehrden, 2021). By assessing the efficacy of these changes, mining schools can determine which strategies are most effective in preparing students for the challenges of modern mining (Qudrat-Ullah, 2025). Analysing these challenges and lessons learned can provide insights into best practices for curriculum development and implementation, helping other mining programs to adopt similar changes effectively (Ellery, 2016). These refinements ensure programs deliver the best possible education to future professionals (Millenbah & Wolter, 2009). This allows programs to respond to current and future mining challenges.

CONCLUSIONS

This paper has explored the integration of sustainability principles into mining curricula, highlighting the critical role of education in preparing future mining professionals to address changes associated with sustainability principles in the mining industry. It has demonstrated the different approaches that have been taken

in some mining programs or institutions to equip graduates with the skills and knowledge necessary to drive sustainable and responsible mining practices.

The analysis of curriculum changes reveals a growing emphasis on stakeholder engagement, and environmental stewardship. These elements are crucial for optimizing mining operations, fostering positive community relations, and minimizing environmental impacts. Aligning curriculum with industry demands ensures that graduates are immediately effective in their work environments, hence can contribute to a future workforce that prioritizes shared value for all stakeholders.

REFERENCES

Aguilar-Pesantes, A., Peña Carpio, E., Vitvar, T., Koepke, R., & Menéndez-Aguado, J. (2021). A Comparative Study of Mining Control in Latin America. *Mining, 1*, 6-18.

Aktsoglou, D., & Gaidajis, G. (2020). Environmental Sustainability Assessment of Spatial Entities with Anthropogenic Activities-Evaluation of Existing Methods. *Sustainability*.

Ansu-Mensah, P., Marfo, E. O., & Awuah, L. S. (2021). Corporate social responsibility and stakeholder engagement in Ghana's mining sector: a case study of Newmont Ahafo mines. *International Journal of Corporate Social Responsibility, 6*.

Ayeh, D., & Bleicher, A. (2021). One concept fits it all? On the relationship between geoethics and responsible mining. *The Extractive Industries and Society, 8*(3).

Aznar-Sánchez, J. A., Belmonte-Ureña, L. J., Velasco-Muñoz, J. F., & Manzano-Agugliaro, F. (Innovation and technology for sustainable mining activity: A worldwide research assessment). 2019. *Journal of Cleaner Production*, 38.

Bandyopadhyay, S., & Maiti, S. K. (2022). Steering restoration of coal mining degraded ecosystem to achieve sustainable development goal-13 (climate action): United Nations decade of ecosystem restoration (2021–2030). *Environmental Science and Pollution Research*.

Basu, A. J., & Kumar, U. (2004). Innovation and Technology Driven Sustainability Performance Management Framework (ITSPM) for the Mining and Minerals Sector. *International Journal of Surface Mining Reclamation and Environment, 18*(2), 135.

Corrigan, C. a. (2024). A review of the use of AI in the mining industry: Insights and ethical considerations for multi-objective optimization. *The Extractive Industries and Society*.

Corrigan, C. C., & Ikonnikova, S. (2024). A review of the use of AI in the mining industry: Insights and ethical considerations for multi-objective optimization. *The Extractive Industries and Society.*

Drusche, O., & Krause, S. (2021). *Potentials of business model innovation and values-based management approaches in the mining sector.* Web of Conferences.

Edumine. (kein Datum). *Edumine*. Von https://learn.edumine.com/store/3140887-esg-across-the-mining-value-chain?utm_source=google&utm_medium=cpc&utm_term=&gad_source=1&gad_campaignid=22526849919&gbraid=0AAAAAD_PXU439fqDSxX54rSdLds1av2-h&gclid=Cj0KCQjw64jDBhDXARIsABkk8J5Bub5CDLuQNI4KhJYwHxAkiX abgerufen

Ellery, K. (2016). Conceptualising knowledge for access in the sciences: academic development from a social realist perspective. *Higher education, 74*(5), 15.

González, J. L., & Onederra, I. (2022). Environmental Management Strategies in the Copper Mining Industry in Chile to Address Water and Energy Challenges—Review. *Mining, 2*(2), 197.

Gorman, M. a. (2018). A review of sustainable mining and resource management: Transitioning from the life cycle of the mine to the life cycle of the mineral. *Resources Conservation and Recycling.*

Govindan, K., Muduli, K., & Devika, A. (2016). Investigation of the influential strength of factors on adoption of green supply chain management practices: An Indian mining scenario. *Resources, Conservation and Recycling, 107*, 185-194.

Guerin, T. (2020). Perceptions of supplier impacts on sustainable development in the mining and minerals sector: a survey analysing opportunities and barriers from an Australian perspective. *Mineral Economics, 33*, 375.

Hoosain, M. S., Paul, B. S., & Doorsamy, W. (2023). Comparing South Africa's Sustainability and Circular Economic Roadmap to The Rest of the World. *Mater Circ Econ*.

Johannesburg, U. o. (kein Datum). *University of Johannesburg*. Abgerufen am June 2025 von https://www.uj.ac.za/university-courses/master-in-sustainable-mining-coursework/

Jovanović, V., Stanković, S., & Krstic, V. (2023). Environmental, Social and Economic Sustainability in Mining Companies as a Result of the Interaction between Knowledge Management and Green Innovation—The SEM Approach. *Sustainability, 15*(16).

Keenan, J., Kemp, D., & Owen, J. R. (2019). Corporate responsibility and the social risk of new mining technologies. *Corporate Social Responsibility and Environmental Management*, 752.

Keenan, J., Kemp, D., & Ramsay, R. B. (2014). Company–Community Agreements, Gender and Development. *Journal of Business Ethics,, 135*(4).

Komnitsas, K. (2020). Social License to Operate in Mining: Present Views and Future Trends. *Resources, 9*(6).

Lèbre, É., Owen, J. R., Corder, G. D., Kemp, D., Stringer, M., & Valenta, R. K. (2019). Source Risks As Constraints to Future Metal Supply. *Environmental Science & Technology, 53*(18).

Leuenberger, A., Winkler, M. S., Cambaco, O., & Herminio, C. (2021). Health impacts of industrial mining on surrounding communities: Local perspectives from three sub-Saharan African countries. *PLoS ONE,, 16*(6).

Millenbah, K. F., & Wolter, B. H. (2009). The Changing Face of Natural Resources Students, Education, and the Profession. *Journal of Wildlife Management, 73*(4), 573.

Mines, C. S. (kein Datum). *Colorado School of Mines*. Abgerufen am June 2025 von https://proed.mines.edu/courses/esg-introduction

Nguyen, B. N., Boruff, B., & Tonts, M. (2018). Fool's Gold: Understanding Social, Economic and Environmental Impacts from Gold Mining in Quang Nam Province, Vietnam. *Sustainability, 10*(5).

Nguyễn, N. (2020). A review of social license to operate in Southeast Asian mining," . *The Extractive Industries and Society*.

Nicolae, D., Pasculescu, D., Ilieva, O. M., & Popescu, F.-G. (2025). Vulnerability and Risk Management to Ensure the Occupational Safety of Underground Mine. *6*(5), 88.

Oulu, U. o. (kein Datum). *University of Oulu*. Von https://www.oulu.fi/en/apply/masters-mineral-resources-and-sustainable-mining abgerufen

Pimentel, B. G. (2015). Decision-support models for sustainable mining networks: fundamentals and challenges. *Journal of Cleaner Production, 112*, 2145.

Qudrat-Ullah, H. (2025). Enhancing Biodiversity Education and Outreach for Conservation Awareness and Environmental Stewardship. *Advances in Environmental and Engineering Research*, 62.

Que, S., Wang, L., Awuah-Offei, K., Chen, Y., & Yang, W. (2018). The Status of the Local Community in Mining Sustainable Development beyond the Triple Bottom Line. *Sustainability , 10*(1749).

Raborar, J. L., & Recio, E. O. (2020). CORPORATE SOCIAL RESPONSIBILITY PROGRAMS OF PHILIPPINE MINING COMPANIES AS PERCEIVED BY HOST COMMUNITIES: AN EMPIRICAL RESEARCH. *International Journal of Modern Trends in Social Sciences, 3*(11), 80.

S&T, M. (kein Datum). *Missouri S&T*. Von https://distance.mst.edu/distance-programs/distance-graduate-certificates/sustainability-in-mining/ abgerufen

Sarkar, A. (2013). Review of Strategic Policy Framework for Re-Evaluating 'CSR' Programme Impacts on the Mining-Affected Areas in India. *Advances in sustainability and environmental justice*, 217.

Sarpong, S. (2012). A Perspective on Ghana's Mining Sector. *New Global Studies, 6*(2).

Seal II, R. R., Piatak, N. M., Kimball, B. E., & Hammarstrom, J. M. (2017). *Environmental considerations related to mining of nonfuel minerals.*

Sibbel, A. (2009). Pathways towards sustainability through higher education. *International Journal of Sustainability in Higher Education, 10*(1), 68.

Society for Mining, M. &. (2003). *The Milos Statement.* Von https://www.smenet.org/What-We-Do/Technical-Activities/Sustainable-Development abgerufen

Sovacool, B. K. (2020). The decarbonisation divide: Contextualizing landscapes of low-carbon exploitation and extraction. *Global Environmental Change, 60*, 1-14.

United Nations. (1987). *Our Common Future: Report of the World Commission on Environment and Development*. Abgerufen am June 2025 von https://sustainabledevelopment.un.org/content/documents/5987our-common-future.pdf

University, M. T. (kein Datum). *Michigan Technological University*. Abgerufen am June 2025 von https://www.mtu.edu/geo/undergraduate/mining/

Ventura, J. A., & Sáenz, C. (2015). Beyond corporate social responsibility. Towards a model for managing sustainable mining operations. Qualitative research based upon best practices. *Social Responsibility Journal*, 605.

Weiss, M., Barth, M., & von Wehrden, H. (2021). The patterns of curriculum change processes that embed sustainability in higher education institutions. *Sustainability Science, 16*(5), 1579.

Witwatersrand, U. o. (kein Datum). Abgerufen am June 2025 von https://www.wits.ac.za/course-finder/undergraduate/ebe/mining-engineering/

Zhu, Q., Sarkis, J., & Lai, K. (2011). Green supply chain management innovation diffusion and its relationship to organizational improvement: An ecological modernization perspective. *Journal of Engineering and Technology Management, 29*(1), 168.

APPLICATION OF HOLOGRAPHIC INTEGRATION FOR GEOSCIENCES EDUCATION AND MINING

T. Niedoba [1,*], A. Surowiak [1], J. S. Baptista [2], O. Şahbaz [3]

[1] AGH University of Krakow, Faculty of Civil Engineering and Resources Management, al. Mickiewicza 30, 30-059 Krakow, Poland
*(*Corresponding Author: tniedoba@agh.edu.pl)*
[2] University of Porto, Faculty of Engineering, R. Dr. Roberto Frias, 4200-465 Porto, Portugal
[3] Kütahya Dumlupinar University, Faculty of Engineering, Evliya Çelebi Yerleşkesi Tavşanlı Yolu 10.km Kütahya, Türkiye

ABSTRACT

Education of technical sciences requires newer and newer solutions. Chalk and blackboard are no longer enough to attract the attention of the audience. Potential students must be interested in the subject and notice the opportunities offered by education in a given field. Mining is a specific field of study. For years, it has been associated with prestige and respect, but the policy of the European Union and the harmful impact of coal, in particular, on the environment caused the collapse of the education market in this aspect. This is especially true for the countries belonging to the European Union. However, does this mean that education in this field should be abandoned? On the contrary. There is a shortage of specialists in fields related to the mining industry, both mining and processing. Without mining, development is not possible, and the production of more and more modern equipment requires a number of elements, the extraction of which is possible through modern mining methods. Therefore, it is necessary to change the perception of mining by young people as unattractive and outdated. However, in order to attract their attention, it is necessary to use modern educational techniques. The project codenamed "HoloGEM" aims to change the approach of pupils and students to mining and to increase the attractiveness of education in this field through the use of a number of modern techniques, such as Artificial Intelligence, Virtual Reality, Augmented Reality, etc., as well as various logical and educational games.

Keywords: Mining, education, hybrid teaching, Virtual Reality, Artificial Intelligence

INTRODUCTION

Mining is one of the basic activities allowing for the development and acquisition of mineral resources. Despite this, its image in the consciousness of the average person, especially in European countries, is usually unfavorable. This is because the industry is mostly identified with coal mining, which in turn is seen as a source of environmental pollution, seismic problems, and chronic respiratory and circulatory diseases. In addition, European Union countries are legally obliged to fight climate change. By 2050, they must transition to a climate-neutral economy with net-zero greenhouse gas emissions. This target was agreed at the European Council in December 2019 and the European Commission subsequently launched the European Green Deal. The goal of achieving climate neutrality stems from the commitment to the Paris Agreement, which all EU Member States have signed and ratified. Thus, mining, especially coal, has gained an image of being harmful and undesirable. Meanwhile, Asian markets, i.e. China and India, are developing this branch of the economy and have not signed environmental commitments in this area. All this, however, affects the perception of European fields of study related to mining as unattractive or not giving prospects for the future (Jabulani, 2020; Majer and Nowak, 2011; Sobczyk, 2007).

Another aspect is that COVID-19 had and still having a negative effect on the education at different levels. During the pandemic, the educational system faults were exposed, teachers and student were struggling to have adequate online education, up to the misalignment between resources and needs, which made it necessary to introduce and use new methods of education based on remote solutions (Adach-Pawelus et al., 2020; Bujara and Popczyk, 2016; Dipitsu, 2020; Fernandes et al., 2023; Miranda, 2023; Miranda et al., 2023; Newton et al., 2022; Popczyk, 2018; Razali and Nasri, 2023; Ukenova and Bekmanova, 2023; Yakovleva and Yakovlev, 2014)

Taking into account the above issues, it was decided to submit an educational and didactic project entitled "Holographic Integration for Geosciences Education and Mining" (HoloGEM), whose basic task was to change the perception of educational mining faculties as unattractive and unnecessary. Increasing awareness of the importance of mining in the global economy will allow this type of education to be restored to its rightful position, and young people will be more willing to undertake difficult studies in this field. The project was co-financed by the European Union under the Erasmus+ program, under Key Action 2: Cooperation among organisations and institutions, KA220-VET - Cooperation partnerships in vocational education and training. The leader of the project is the AGH University of Krakow, and the partners are institutions from three countries: Poland, Türkiye and Portugal. In order to increase the attractiveness of the content offered, it was decided to develop a course called "Fundamentals of Mining", which included content on geology, underground coal mining, underground mining of ores (on the example of copper ore), open-pit mining, processing of mineral resources and occupational safety. A number of modern educational tools have been proposed, with the use of Artificial Intelligence, Virtual Reality, Augmented Reality, educational games, or Internet tools based on platforms such as Kahoot, etc. Classes conducted with the use of modern tools can be partially conducted online, as well as it is possible to use modern teaching techniques, i.e. Flipped Classroom, teaching in Social Media, case study analysis, education through gaming etc (Bado, 2022; Davis et al., 2018; Niedoba et al., 2024; Safapour et al., 2019). It can also be done through application of such devices as smartphones (Awedh et al., 2014). The introduction of new content, related to space mining or deep sea mining can also be very attractive for students (Kleiv and Thornhill, 2022; Przylibski et al., 2022).

The use of hybrid and digital solutions in the field is undoubtedly a sign of the times. In recent years, many educational projects have been carried out, some of which concerned mining sciences. It is worth mentioning here such projects as DigiRescueMe, concerning the issue of rescue in mining (Niedoba et al., 2024), iDADOHS, popularazing digital content and digitalization of high schools (Škraba et al., 2025). An interesting approach is the VESTA project, which focuses on innovation in vocational education and training (VET), where the goal is to create an intelligent application to support companies and training institutions in the rapid identification and diagnosis of competence needs. The needs in this area have been discussed, among others, in (Berigel et al., 2025; Leong, 2025). An important activity is also STEM - an educational practical task integrating the areas of Science, Technology, Engineering and Mathematics, aimed at developing problem-solving skills, creativity and critical thinking in participants by solving real-world challenges (Yang et al., 2025; Vijayatheepan, 2023). An overview of projects based on digitization and the application of gaming-type solutions in education and training can be found in the publication (Triantafyllou et al., 2025).

Therefore, it is essential to develop a Hybrid Digital Curriculum to offer innovative resources assisting the stability and integration of traditional and digital teaching/learning methods (Alkhatlan and Kalita, 2018; Lindin et al., 2023; Yang and Zhang, 2019; Létoourneau et al., 2025). Moreover, the HoloGEM aims to develop well-defined Toolkits offering teachers educational resources and guides for eLearning and class education. The Hybrid curriculum will integrate the project's outcomes to achieve a complete teaching and learning experience. Hence, supporting teachers, school leaders and other teaching professionals and addressing digital transformation through the development of digital readiness, flexibility, and capability. The project targets mainly the vocational training in sciences and engineering, focusing on Mining and Geosciences. Accordingly, the project aims to promote interest and excellence in science, technology, and engineering, while presenting simulation tools and innovative learning and teaching practices (Erarslan and Şahbaz, 2024; Niedoba et al., 2024).

SITUATION OF MINING EDUCATION IN POLAND

In the years 2010-2015, the number of pupils in schools and students in mining faculties in Poland was high. For example, in the case of the then Faculty of Mining and Geoengineering (now the Faculty of Civil Engineering and Resource Management) at the AGH University of Krakow, the number of students in mining-related faculties was about 200 people in each year. Currently, these numbers are much lower, and the majors, despite being recognized due to their substantive level (e.g. according to the "Perspektywy" ranking), attract a trace number of candidates every year. A similar trend can also be observed in the other two centres educating in the field of mining, i.e. the Wrocław University of Science and Technology and the Silesian University of Technology. The prospect of abandoning coal energy in the European Union is probably not conducive to increasing the recruitment of candidates, but in the consciousness of the average Polish resident, mining is identified only with hard coal. There is also no distinction between the fact that coal can come in very different forms, and only one of them is the so-called steam coal, which is directed directly to energy needs. Coking coal is a rare earth element and anthracite is used, for example, in the production of steel. This raw material is also used by chemical and sugar plants, as well as the rubber industry. In addition, anthracite is also used in filtering systems designed for drinking water purification. It should not be forgotten that graphite and diamond are also forms of carbon.

In the Polish reality, however, coal deposits are mainly hard coal – steam coal. JSW S.A. mines coking coal, but the economics of running the company's operations is also a problem. There is also lignite, but lignite mining is becoming more and more expensive, mainly due to the costs of CO2 emissions and the need to modernize installations. In addition, it is a highly carbon-intensive fuel, which is a serious problem from the point of view of environmental protection and climate change. However, it should be remembered that this coal can also be used in the chemical industry, e.g. for the production of liquid fuels and fertilizers.

The decreasing number of pupils and students in mining schools is also influenced by the demographic decline in Europe, including Poland (https://bdl.stat.gov.pl). This is perfectly visible on the example of the analysis of the number of graduates. Figure 1 shows the trend of changes in the number of graduates in technical studies in Poland for the years 2003-2023. It can be seen that around 2010 there was an apogee in the number of graduates in this type of studies. In that year, mining studies were still very popular, and young people saw them as an opportunity for a well-paid job and a career in the profession of a mining engineer. The following years, however, brought a change, which caused a significant decrease in the number of graduates of technical studies. In addition to the demographic decline, this situation was also influenced by the education reform, which resulted in less emphasis on science subjects in schools, and thus a lower level of primary and secondary school graduates, directly affecting their predispositions to undertake the difficulties of acquiring technical knowledge. On the other hand, faculties related to sociology and psychology in the broad sense gained attractiveness, despite the fact that they did not guarantee a well-paid job in the profession.

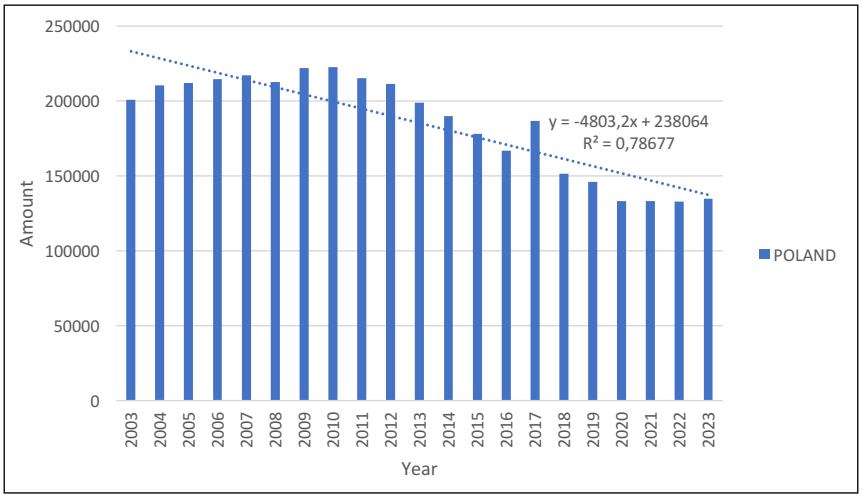


Figure 1. Number of technical studies graduates in Poland during the period 2003 to 2023. (personal elaboration after https://bdl.stat.gov.pl)

Figures 2-4 present a similar analysis, but carried out for three voivodeships: Lower Silesia, Lesser Poland and Silesia – i.e. voivodeships where centres (both secondary schools and universities) educating in mining faculties are located. Looking at the analysis of the number of graduates of technical studies, a similar tendency can be seen as in the case of the whole of Polish. Especially the Silesian Voivodeship has a very similar course of variability in the number of graduates of technical studies as Poland treated as a whole. In the case of the Małopolskie Voivodeship, he points out that the equation that best describes the trend of variability is the polynomial equation. The reason is that in 2017 this voivodeship recorded the highest number of graduates of technical studies, taking into account the period 2003-2023. Therefore, it can be said that in this voivodeship, the demographic decline has caused a downward trend in the number of graduates of technical studies with a delay. However, this is also related to the wide range of technical studies in Krakow. In addition to the demographic decline, the following reasons should also be mentioned:

- Decline in interest in technical studies;
- The difficulty of the subject matter and the need to have sufficient skills in the field of science;
- Willingness to take up paid work immediately after graduation;
- The pandemic period in 2019-2022;
- Curriculum changes in primary and secondary schools resulting in a reduction in the emphasis on science.

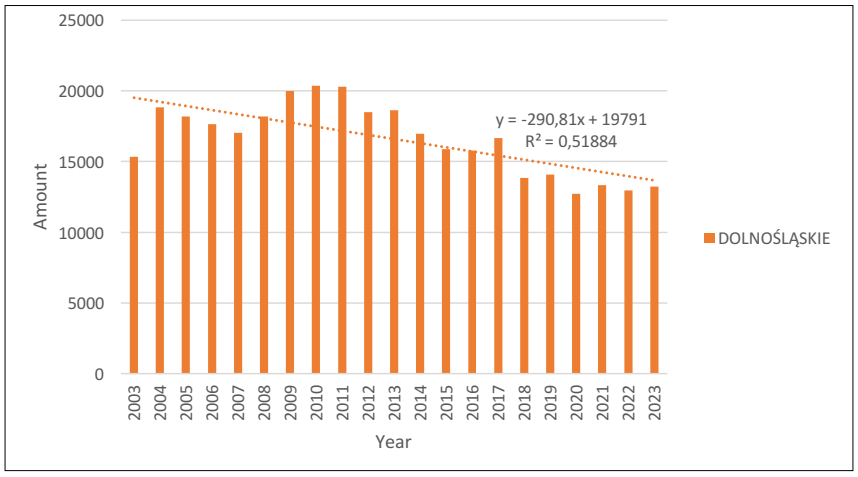


Figure 2. Number of technical studies graduates in Dolnośląskie Voivodship during the period 2003 to 2023. (personal elaboration after: https://bdl.stat.gov.pl)

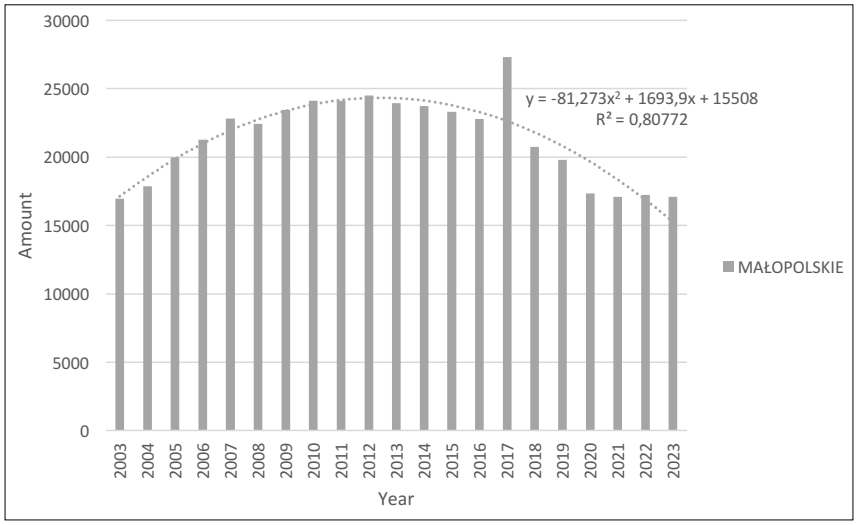


Figure 3. Number of technical studies graduates in Małopolskie Voivodship during the period 2003 to 2023. (personal elaboration after: https://bdl.stat.gov.pl)

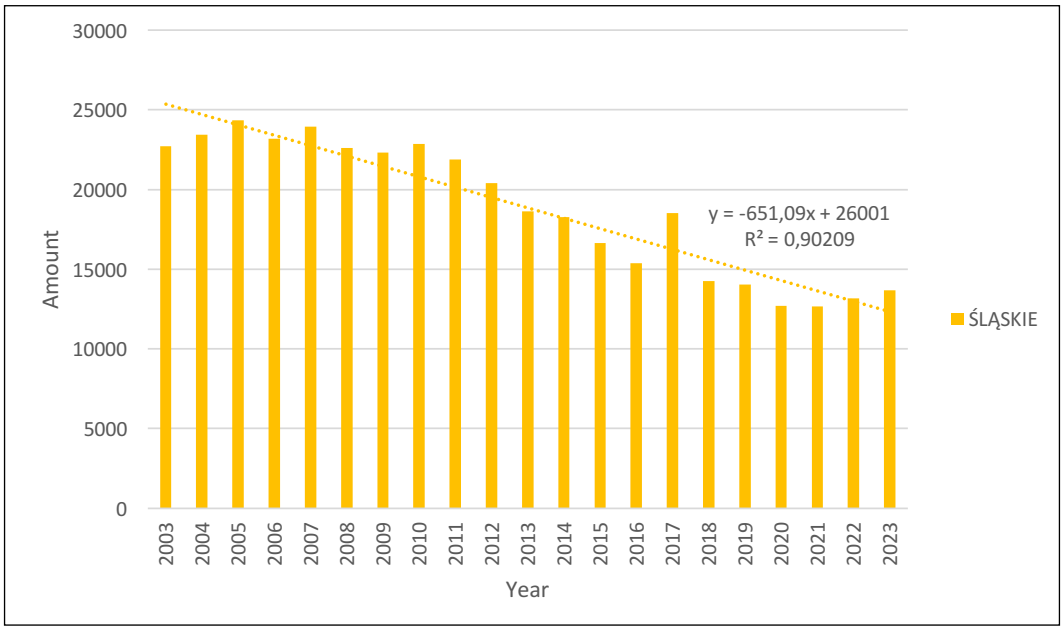


Figure 4. Number of technical studies graduates in Śląskie Voivodship during the period 2003 to 2023. (personal elaboration after: https://bdl.stat.gov.pl)

So, taking into account the above facts, what image of mining do we propose for candidates for mining schools and related fields of study? How to convince them to perceive mining differently? To paraphrase, they need to be led to think of the metallic heart of a sustainable future and imagine that it beats more slowly, almost in place, because there are no hands capable of keeping it alive. That's what it's all about when there's a shortage of mining engineers – professionals who understand the bowels of the Earth to bring to the surface the minerals that our smart cities, electric cars, and even the recycling we promise future generations. Today, few have the courage to choose this path. Effect? A talent shortage that threatens every stage, from planning to overseeing mines on a planet hungry for lithium, copper, and rare earths. these experts and the accompanying technical teams, it becomes almost impossible:

- Discovering new deposits is crucial in a market where demand is growing rapidly.
- Sustainable mining, respecting the land that feeds us.
- Implementing advanced technologies - underground robots, sensors that can read rocks like a doctor reads an X-ray.
- Reducing environmental and landscape impacts, transforming dust and waste into new opportunities, and renaturalizing exploration areas.
- Recycling of household appliances, smartphones, computers and batteries in a real urban mining project that brings metals back into the production cycle.
- Compliance with complex regulations and dialogue with communities, NGOs and governments, as community licenses are worth as much as legal licenses.

The future requires engineers with a new vision: trained in mining, but also in the environment, digitalization and the circular economy. Because the mining engineer of the 21st century does not only wield virtual pickaxes - he conducts scientific research, negotiates with nature and commits himself to the public to mining without devastation. After all, he is not just a technician. He is an agent of change, a leader of a civilization that reinvents itself between rock and metal, responsibility and progress.

However, in order to do this, it is necessary to use appropriate educational tools that will be attractive to a potential student of mining sciences. These tools were applied to each department included in the "Mining Fundamentals" course as a result of the HoloGEM project.

PROPOSED SOLUTIONS

Artificial Intelligence

One of the solutions used in education today is undoubtedly artificial intelligence. The use of various types of AI-powered websites has made it easier to access different types of knowledge, but this is often taken into account indiscriminately. Artificial intelligence learns using a similar methodology to algorithms based on the so-called "black box" methods. By associating facts, it looks for the optimum, but does not necessarily have access to enough data for this purpose.

In the HoloGEM project, we proposed combining Artificial Intelligence with verified and real news. An e-book has been developed for each of the topics proposed in the "Fundamentals of Mining" course, i.e. for the sections Geology, Underground Mining (Ore and Coal), Open-pit Mining, Processing of Mineral Resources and Occupational Safety. It is a collection of information from the above-mentioned sections in the basic scope for people who do not have experience and knowledge in these fields. The developed content, which will be available in electronic form on the HoloGEM project website, was then the basis for the presentation in four languages: English, Polish, Turkish and Portuguese. The difference from traditional presentations in PDF or Power Point, however, is the use of an Artificial Intelligence algorithm in the form of a talking avatar. It is a kind of help that draws attention to the most important information from the discussed content on individual slides of the presentation. Overall, 16 different presentations were produced in four language versions. Fig. 5 shows sample screenshots of selected presentations. They were made using the Elai.io software.



Figure 5. Examples of using Artificial Intelligence in educational presentation (Source: personal elaboration)

Virtual Reality and Augmented Reality

Another very attractive way to improve the education process is the use of Virtual Reality (VR) technology. With the right hardware and software, we are able to visualize any environment, including any mine or industrial plant. You can treat it as a kind of game and adventure. In order for the impression to be appropriate, you need to have high-quality equipment, but even in the case of fewer opportunities, you can offer an attrac-

tive form of education for both school and university youth. Fig. 6 presents examples of visualizations of the mining environment (both underground and open-pit mines). Similar solutions were used in the submodule on the processing of mineral resources, where sample processing machines and equipment were scanned, transferring them to the VR environment.



Figure 6. Examples of application of VR in educational mining project

Fig. 7 shows examples of VR game screens, where the student's task is to find the right mineral. Through the form of competition, the attractiveness and thus the effectiveness of teaching issues related to geology and mining increases. Other VR applications are also being developed, dealing with issues related to occupational safety and other scenarios related to the other submodules of the course.



Figure 7. Images from the educational game in the field of Geology, made as part of the HoloGEM project.

Additionally, it is worthy to mention that Augmented reality, or AR, is a technology that lets you add digital information, such as text, images, or animations, to the real world. Augmented reality makes it possible to enhance the physical world with digital information while still interacting with the physical world. This is a distinction from virtual reality, which is related but very different from augmented reality. The use of AR technology in teaching, especially in connection with VR, gives very good teaching results.

Educational Toolkits

In addition to learning new content, it is also important to verify the learning outcomes. This can also be done through the use of modern IT tools. They can be implemented in the form of various types of quizzes, tests, answer sheets, but you can also use solutions offered on the Internet. One of such forms is the Kahoot platform, where it is possible to create various types of choice tests and thus logic games that test knowledge. You can also add the factor of the speed of answering a given question, which will additionally cause the factor of competition between students and thus an additional desire to gain knowledge in a given field. Figure 8 shows examples of Kahoot screens with questions about Geology.

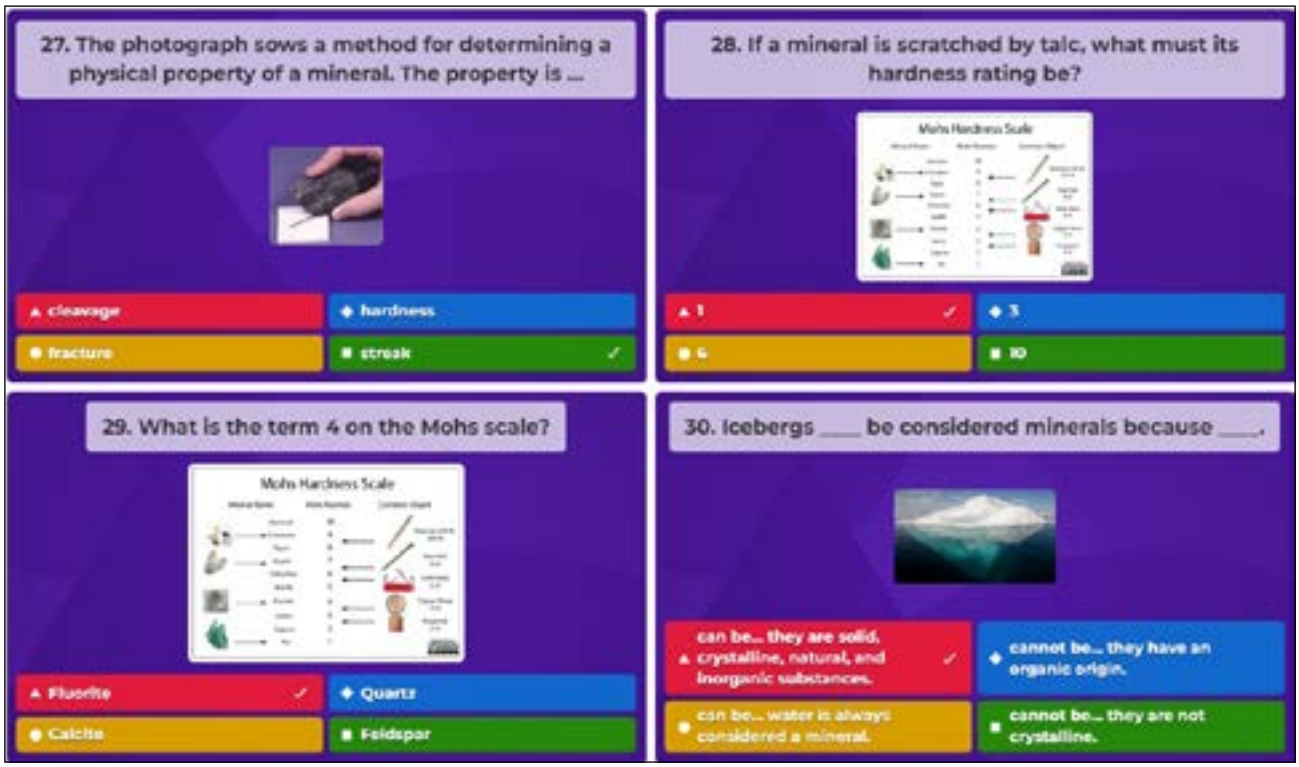


Figure 8 Examples of Kahoot solutions for Geology

Similar tests have been created for other submodules. Other proposed tools that can be used for this purpose can also be Wooclap, Wordwall, or the STE(A)M methodology. Other tools that make the message more attractive are also video recordings with content visualization, as well as QR codes facilitating access to the content discussed in a given submodule.

All these solutions have been or will soon be implemented as part of the HoloGEM project.

IMPACT

The presented examples of solutions were partially presented during conferences and meetings with pupils and students. Ultimately, training in the operation and conduct of training for teachers, as well as instructions for use for students, are planned. Each part of the course has been developed with various forms of ver-

ification and some of the training will take place directly, thus making the whole hybrid whole. The estimated time of completion of the entire course, including own work, is estimated at 42 hours. The presented content and methods were proposed on the basis of interviews conducted in the form of Focus Groups, both with teachers and current students of mining studies. They unequivocally drew attention to the need to modernize the content and forms of communication, and the proposed solutions were considered appropriate.

CONCLUSIONS

Mining is and will be needed all over the world. Without it, it is impossible to develop technology and thus the whole world. Therefore, the claim that the world can do without mining is a pipe dream and not a realistic assessment of the situation. Efforts should be made to improve the technology of extraction, processing and use of deposits, not only in economic but also technological terms, in order to reduce the adverse impact of industry on people and the natural environment as much as possible. However, the approach to mining needs to be changed, especially in the context of educating young people. Specialists in this field are and will be needed, and the negative image of mining cultivated in the media results in the lack of new graduates, and thus the lack of engineers prepared to take up this hard and responsible work. The result may be and still is not only worse quality of mining products or uneconomical production activities, but also a direct threat to the health and life of people working in the mine.

Through the use of modern educational solutions, more potential mining engineers will find their future in this industry, taking care of our development and the safety of miners.

ACKNOWLEDGEMENT

The article is the result of the realization of the project Holographic Integration for Geosciences Education and Mining (HoloGEM, no. 2022-1-PL01-KA220-VET-000089946)

Co-funded by the European Union

REFERENCES

Adach-Pawelus, K., Gogolewska, A., Górniak-Zimroz, J., Herrera Herbert, J., Hidalgo, A., Kiełczawa, B., Krupa-Kurzynowska, J., Lampinen, M. Mamelkina, M.A., Paszkowska, G., Szyszka, D., Tuunila, R., Worsa-Kozak, M., Woźniak, J. (2020). Towards Sustainable Mining in the Didactic Process—MEITIM Project as an Opportunity to Increase the Attractiveness of Mining Courses (A Case Study of Poland), Sustainability, 12, 10138.

Alkhatlan, A., Kalita, J. (2018). Intelligent Tutoring Systems: A Comprehensive Historical Survey with Recent Developments, arXiv:1812.09628.

Awedh, M., Mueen, A., Zafar, B., Manzoor, U., (2004) Using Socrative and Smartphones for the support of collaborative learning, International Journal on Integrating Technology in Education, 3(4), 17-24.

Bado, M. (2022). Game-based learning pedagogy: a review of the literature, Interactive Learning Environments, 30(5), 936-948.

Berigel, D.S., Şilbir, L., Şilbir, G.M. (2025). Integrating Artificial Intelligence (AI) into Technical and Vocational Education and Training (TVET): A Prisma-based Systematic Review, Calitatea Vietii, 36(1).

Bujara, M., Popczyk, M. (2016). Motywy kierujące wyborem studiowania na kierunku górnictwo i geologia Politechniki Śląskiej na podstawie badań ankietowych przeprowadzonych wśród studentów tego kierunku. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, s. Organizacja i Zarządzanie, 87, 35-51.

Davis, D., Chen, G., Hauff, C., Houben, G.-J. (2018). Activating learning at scale: A review of innovations in online learning strategies, Computers & Education, 125, 327-344.

Dipitsu, P.O. (2020). Work-Integrated Learning for Mining Engineering Training and the Employability Nexus in Traditional Research Universities: A Case of Selected South Africa Universities, Journal of Comparative & International Higher Education, 12(651), 122-136.

Erarslan, K., Şahbaz, O. (2024). AR Book, augmented and mixed reality applications in the education of mineral processing machines, Journal of Scientific Reports-B, 11, 18-34.

Fernandes, F.A., Camargo Rodrigues, C.S., Teixeira, E.N., Werner, C.M.L. (2023). Immersive Learning Frameworks: A Systematic Literature Review, IEEE Transactions on Learning Technologies, 16(5), 736-747.

https://bdl.stat.gov.pl – website accessed on 15/07/2025.

Jabulani, M. (2020). Assessment of Mining Students' Perception of Industrial Attachment Programme at Malawi Polytechnic, Education Quarterly Reviews, 3(3), 351-374.

Kleiv, R.A., Thornhill, M. (2022). Deep-Sea Mining—A Bibliometric Analysis of Research Focus, Publishing Structures, International and Inter-Institutional Cooperation, Minerals, 12(11), 1383.

Létourneau, A., Martineau ,M.D., Charland, P., Karran, J.A., Boasen, J., Léger, P.M. (2025). A systematic review of AI-driven intelligent tutoring systems (ITS) in K-12 education, Science of Learning, 10:29, 2025.

Lindin, C., Engel, A., Gràcia, M., Rivera-Vargas, P., Rubio, M.J. (2023). Literature Review on Emerging Educational Practices Mediated by Digital Technologies in Higher Education, Based on Academic Papers, SAGE Open, 13(4).

Leong, W.Y. (2025). Artificial Intelligence, Automation and Technical and Vocational Education and Training: Transforming Vocational Training in Digital Era, Engineering Proceedings, 103(1), 9.

Majer, M., Nowak, K. (2011). Rynek edukacji pozaszkolnej dla górnictwa węgla kamiennego – opinie odbiorców usług, Research Reports Mining and Environment, 3, 61-72.

Miranda, S.; Marzano, A.; Vegliante, R. (2023). An Investigation of Learning Needs in the Mining Industry. Education Sciences., 13(10), 1036.

Miranda, S. (2025). Artificial Intelligence from Google Environment for Effective Learning Assessment, Information, 16(6), 462.

Miranda, S.., Vegliante, R. (2025). Leveraging AI-Generated Virtual Speakers to Enhance Multilingual E-Learning Experiences, Information, 16(2), 132.

Newton, D., Hase, S., Ellis, A. (2002). Effective Implementation of Online Learning, a case study of the Queensland mining industry, Journal of Workplace Learning, 14(4), 156-165.

Niedoba, T., Surowiak, A., Kuczera, Z., Baptista, J.S., Miranda, S., Sahbaz, O. (2024). European Educational Projects as an Opportunity for The Development and Change of The Image of The Mining Industry in Europe on The Example of The DigiRescueMe and HoloGEM Projects, Inzynieria Miner., 2(3), 173-191.

Popczyk, M. (2018). Możliwości oraz motywy wyboru studiowania górnictwa po likwidacji kierunku Górnictwo i Geologia w Centrum Kształcenia Inżynierów w Rybniku, Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, s. Organizacja i Zarządzanie, 131, 467-479.

Przylibski, T.A., Łuszczek, K., Blutstein, K., Szczęśniewicz, M., Ciapka, D. (2022). Górnictwo pozaziemskie w Polsce, 3, 17-24.

Razali, N.F., Nasri, N.M. (2023). Innovative Teaching Methods – A Systematic Literature Review, International Journal of Academic Research in Progressive Education & Development, 12(4), 1737-1752.

Safapour, E., Kermanshachi, S., Taneja, P. (2019). A Review of Nontraditional Teaching Methods: Flipped Classroom, Gamification, Case Study, Self-Learning, and Social Media, Education Sciences, 9(4), 273.

Sobczyk, W. (2007). Badania opinii respondentów na temat uciążliwości środowiskowej górnictwa węgla kamiennego, Górnictwo i Geoinżynieria, 3(1), 497-506.

Škraba, A., Fetaji, B., Zdravev, Z., Velinov, A., Vavtar B., Lavrič, F. (2025). Innovation and Overview of Technologies in the Open Educational Resources, In Proceedings of 44th International Conference on Otrganizational Science Development, 19-21 March 2025, Portoroz, Slovenia.

Triantafyllou, S.A., Georgiadis, C., Sapounidis, T. (2025). Gamification in education and training: A literature review, International Review of Education, 71, 483-517.

Ukenova, A., Bekmanova, G. (2023). A review of intelligent interactive learning methods, Frontiers in Computer Science, 5, 1141649.

Vijayatheepan, R. (2023). The Transformative Role of STEM Education on Society, accessed online: https://www.researchgate.net/publication/376486278_The_Transformative_Role_of_STEM_Education_on_Society.

Yakovleva, N.O., Yakovlev, E.V. (2004). Interactive teaching methods in contemporary higher education, Pacific Science Review, 16(2), 75-80.

Yang, J., Zhang, B. (2019). Artificial Intelligence in Intelligent Tutoring Robots: A Systematic Review and Design Guidelines, Applied Sciences, 9(10), 2078.

Yang, L.; Wu, P., Yin, X., Xu, X. (2025). Cultivating Sustainable STEM Education: The Role of Communities of Practice in Teacher Identity Formation, Sustainability, 17(10), 4586.

TÜRKİYE'DEKİ BİR KÖMÜR MADENİNİN EĞİTİM SİSTEMİNİN AVUSTRALYA MADENCİLİK STANDARTLARIYLA KARŞILAŞTIRILMASI VE GELİŞİM ÖNERİLERİ

COMPARISON OF THE TRAINING SYSTEM OF A COAL MINE IN TÜRKIYE WITH AUSTRALIAN MINING STANDARDS AND DEVELOPMENT RECOMMENDATIONS

M. S. Ünal*

Hacettepe Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Beytepe, Ankara
*(*Corresponding Author: msuna@hacettepe.edu.tr)*

ÖZET

Bu çalışmada, Türkiye'de faaliyet gösteren bir kömür madeni sahasında kurulan eğitim ve yetkinlik geliştirme sistemi, uluslararası madencilik sektöründe en iyi uygulamalardan biri olan Avustralya eğitim ve sertifikasyon modeliyle karşılaştırmalı olarak değerlendirilmiştir. Yürütülen çalışmada, şirketin beyaz yakalı personelinin çalıştığı madencilik pozisyonları için tanımladığı yetkinlikler, Avustralya Açık Ocak Kömür Madenciliği yetkinlikleriyle eşleştirilmiştir. Yapılan analizlerde, 51 yetkinlikten 29'u "Yüksek", 14'ü "Orta" ve 8'i "Düşük" benzerlik oranına sahip bulunmuştur. Bu sonuçlara göre benzerlik oranları "Düşük" olan yetkinliklerin eksik veya yetersiz olduğu düşünülmemelidir. Elde edilen sonuçlar, yerel uygulamaların birçok başlıkta uluslararası standartlarla uyumlu olduğunu ve saha ihtiyaçlarına göre daha ayrıntılı tanımlamalar içerdiğini ortaya koymuştur. Çalışmada ayrıca, sistemin daha yalın, verimli ve uluslararası sistemlerle uyumlu hale getirilmesi için önerilerde bulunulmuştur. Şirketin eğitim sistemi, Türkiye madencilik endüstrisi için öncü bir model oluşturabilecek düzeydedir ve sürekli geliştirilerek uluslararası en iyi uygulamalarla yarışır hale getirilmesi amaçlanmaktadır. Bu kapsamda, sürekli güncellenen ve sektörel ihtiyaçlara uyarlanabilen bir eğitim yaklaşımının, madencilik alanında insan kaynağının niteliğini artırmada kritik bir rol oynayacağı öngörülmektedir.

Anahtar Kelimeler: madenlerde eğitim, mesleki yeterlilikler, Avustralya eğitim sistemi

ABSTRACT

This study comparatively evaluates the training and competency development system established at a coal mine site operating in Turkey with the Australian training and certification model, which is one of the best practices in the international mining industry. The competencies defined for white-collar mining positions were mapped to the levels of Open Cut Coal Mining qualifications in Australia. The analysis revealed that out of 51 competencies, 29 showed a "High," 14 a "Medium," and 8 a "Low" level of similarity. It should be noted that a "Low" similarity does not imply a deficiency or inadequacy in the competencies. The findings demonstrate that local practices are largely aligned with international standards and often contain more detailed definitions tailored to site-specific needs. The study also developed recommendations to further streamline the system, enhance its efficiency, and improve its compatibility with international frameworks. The training system is evaluated as a pioneering model for Turkey's mining industry, with the goal of continuously improving it to compete with the best international practices. In this context, it is foreseen that a constantly updated and sector-adapted training approach will play a critical role in enhancing the quality of human resources in the mining sector.

Keywords: mine training, occupational competencies, Australian training system

GİRİŞ

Bir işin yapılması sırasında işin kalitesini etkileyen en önemli etmenlerden biri insandır. İşin güvenli ve verimli bir biçimde yapılabilmesi, işin en uygun şekilde hangi koşullar altında, nasıl yapılacağının belirli normlara göre açıklanmış olması ile mümkündür. Bu kapsamda, kişilerin belirlenmiş kriterlere göre eğitim alması son derece önemlidir.

Madencilik sektöründe eğitim ve "yeterlilik" temelli yaklaşımlar son yıllarda literatürde daha fazla ilgi görmüş, hem mühendislik hem saha personeli açısından yetkinlik modelleri önerilmiştir. Örneğin, Morkun vd. (2017) maden mühendisleri için sosyal, profesyonel, çevresel ve teknik yeterliliklerden oluşan bir sistem önermiştir. Bu tür modeller, eğitim sistemlerinin işgücü piyasasındaki ihtiyaçlarla daha uyumlu olmasını sağlar. Ayrıca, madencilikte yetkinlik sınıflandırmaları ve sertifikasyon modelleri birçok ülkede yasal düzenlemelerle desteklenmiş durumdadır. Madencilik sektörünün ekonomiye katkısının büyük olduğu; Avustralya (Bowman and McKenna, 2016)(AGDE, 2009)(NSSC, 2012) Amerika Birleşik Devletleri (MSHA, 2025), Kanada (MIHR, 2025), Güney Afrika (MQA, 2021) gibi ülkelere bakıldığında madencilerin eğitimi konusunun uzun yıllara yayılan bir süreç ile belirli bir sistematiğe göre düzenlendiği görülmektedir.

Ülkemizde özellikle son yıllarda yaşadığımız büyük maden faciaları sonrasında madenciliğin daha güvenli bir şekilde yapılmasını sağlamak amacıyla adımlar atılmış, 2015 yılında kurulan Türkiye Yeterlilikler Çerçevesi (TYÇ) ile bütün sektörlerde yeterlilik tabanlı eğitim süreçleri desteklenmiştir (Ünal vd., 2019). Ülkemiz madencilik sektörü için Mesleki Yeterlilik Kurumu tarafından onaylanan toplam 35 Ulusal Meslek Standardı (Anon (a), 2025) ve 25 Ulusal Yeterlilik (Anon (b), 2025) bulunmaktadır. Türkiye'de madencilik eğitim sisteminin kuramsal altyapısının ele alındığı (Kaya, 1998) ve maden mühendisliği bölümlerinin istatistiki olaak incelendiği (Kaymakoğlu vd., 2022) çalışmalarda, Türkiye'de madencilik eğitiminin hem niceliksel hem de niteliksel bakımdan iyileştirilmesi gerekliliğini vurgulamaktadır.

Ülkemizde gerek hukuki düzenlemeler gerekse özel sektörün eğitim ve yeterlilik sistemlerinin öneminin farkına varması ile sürekli iyileşme adına uygulamalar bulunmaktadır. Türkiye'de faaliyet gösteren bir kömür madeni (Firma) kendi bünyesinde bir eğitim sistemi kurmuştur ve bu sistemin geliştirilmesi için sürekli olarak çalışmalarda bulunmaktadır. Çalışma kapsamında kurulan sistemin uluslararası düzeyde en yüksek özelliklere sahip olduğu düşünülen Avustralya'da bulunan eğitim ve sertifikasyon sistemiyle karşılaştırılması yapılmıştır.

FİRMADA UYGULANAN SİSTEM

Firma bünyesinde hazırlanan ve toplamda 10 pozisyon grubuna ayrılan bir Teknik Yetkinlik listesi bulunmaktadır. Bu pozisyonlar; İSG-Ç, Proses İzleme, Jeoloji, Maden, İnşaat ve Harita gibi ana gruplar barındırmaktadır. Çalışmada odak olarak alınan Maden ana grubunda pozisyonlar, Beyaz ve Mavi yakalı çalışanlar için "Temel, Yetkin, Uzman ve Eksper" olmak üzere dörder kademede farklı pozisyonlara ayrılmıştır. Bu farklı kademelerin altında farklı çalışma pozisyonları tanımlamaları görülmektedir. Çizelge 1'de Maden ana grubu altında tanımlanan alt gruplar ve çalışma pozisyonları gösterilmektedir.

Örneğin; Maden ana grubunun Beyaz Yaka pozisyonları altına tanımlanan "Maden Yetkin-Beyaz" alt grubu içerisinde tanımlanan dört farklı çalışma pozisyonu bulunmaktadır. Bunlar; Maden Mühendisi, Maden Operasyonları Çözüm Ortağı, Maden Operasyon ve Tedarik Çözüm Ortağı ve Maden Proje Çözüm Ortağı'dır. Her pozisyon için, "Maden Yetkin-Beyaz" seviyesinde oluşturulan yetkinlik tanımlamaları bulunmaktadır. Oluşturulan yapıya genel olarak bakıldığında her ana grup Beyaz ve Mavi Yakalı olmak üzere ikiye daha sonra ise "Temel, Yetkin, Uzman ve Eksper" olarak dört alt gruba göre tanımlanan çalışma pozisyonları olduğu ve çalışma pozisyonlarının içinde bulundukları alt kademelere göre yetkinlik tanımlamalarının yapıldığı görülmektedir. Maden ana grubu altında Mavi Yaka için Temel ve Eksper kademelerinde tanımlanan yetkinlik bulunmamaktadır.

Çizelge 1 Maden ana grubu altında tanımlanan alt grup ve çalışma pozisyonları

Alt Grup Kademeler	Tanımlanan Çalışma Pozisyonları					
Beyaz Temel	Topoğraf	Stajyer Mühendis	Ölçümleme Eksperi			
Beyaz Yetkin	Maden Mühendisi	Maden Oper. Çözüm Ortağı	Maden Oper. Ve Tedarik Çözüm Ortağı	Maden Proje Çözüm Ortağı		
Beyaz Uzman	Kıdemli Maden Mühendisi	Maden Planlama Takım Yöneticisi	Maden İşletme Takım Yöneticisi	Maden Oper. Çözüm Ortağı	Maden Üretimi ve Atık Yönetimi Mentoru	Maden Planlama Çözüm Ortağı
Beyaz Eksper	Kıdemli Maden İşletme Müdürü	Maden Lideri	Maden Üretim ve Tedarik Mentoru	Maden Ekipmanları Eksperi	Maden Performans ve Raporlama Lideri	Maden Oper. Mentoru (Vekaleten)
Mavi Yetkin	İnşaat Teknisyeni					
Mavi Uzman	Kıdemli İnşaat Teknisyeni					

AVUSTRALYA SİSTEMİ

Avustralya'da belirli bir işi yapabilmek ve bir iş içerisinde yükselebilmek ve yetkinliği arttırabilmek amacıyla geliştirilmiş çeşitli eğitim paketleri mevcuttur. Eğitim paketi; belirli bir endüstrinin, sektörün ya da kuruluşun, ülke çapında uygun bulunmuş yetkinlik standartlarının, değerlendirme rehberlerinin ve Avustralya Yeterlikler Çerçevesi'yle (AQF) uyumlu gereklerinin bütünleşik bir kümesidir (McInnis, 2010).

Avustralya Yeterlilikler Çerçevesi (Australian Qualification Framework AQF), Avustralya'nın eğitim yeterliklerini düzenleyen ulusal bir yapıdır. 1995 yılında kurulan bu yapı, 2013'te eğitimde elde edilen çıktıların ulusal bazda geçerli ve tutarlı kalmasını sağlayacak şekilde yeniden düzenlenmiştir. Bu sistem, bütün sektörlerin eğitim yeterliklerini, kapsamlı ve tek bir ulusal yeterlik sistemi çatısı altında ortaya koymaktadır. Bu sistem okur-yazarlık seviyesinden yükseköğrenim denkliğine kadar toplamda 10 seviyeden oluşmaktadır (Keating, 2013).

Eğitim Paketi, insanların nasıl eğitileceği şartlarını belirtmeksizin, iş yerinde etkili bir şekilde kullanılacak olan gerekli bilgi ve becerileri tanımlar. Eğitim paketleri, insanların nasıl veya nerede yapmayı öğrendiğiyle değil, neler yapabileceğini vurgulayarak kişinin mesleki yeterliliğini birçok yönden başarabileceğini kabul eder.

Eğitim paketlerine göre verilen eğitimler ve yapılan sınavlarda başarılı olan adaylar sertifikalandırılırlar. Örneğin bir yer altı kömür ocağında işçiden maden genel müdürüne kadar alınması gereken sertifikalar Çizelge 2'de açıklamaları ile verilmektedir (ISC, 2014).

Çizelge 2. Avustralya madencilik endüstrisinde kullanılan sertifika seviyeleri ve açıklamaları.

Sertifika Seviyesi	Açıklama
Sertifika I	Bir kişinin herhangi bir işyerinde çalışmaya başlayabilmesi için sahip olması gereken sertifikadır. Bu sertifikanın çıktılarında madende yapılan işler için özel bir çıktı bulunmamaktadır. Bununla birlikte sertifikayı alan birey Sertifika II ve Sertifika III için gerekli altyapıyı oluşturmuş olur.
Sertifika II	Bu sertifika bireyin bir yer altı kömür madeninde operatör olarak çalışabilmesini sağlayan çıktıları içermektedir. Bu çıktılar, genellikle doğrudan yetkili kişilerin gözetiminde yapılan ve kapsamı önceden belirlenmiş, kısıtlı pratik yetenek ve temel operasyonel bilgilerle yapılan işleri kapsamaktadır.
Sertifika III	Bu sertifika bireylerin yer altı üretim operasyonlarında çalışabilmesi için gereken çıktıları sağlamaktadır. Bu sertifikaya sahip olan bireyler yer altındaki geniş kapsamlı yetenek ve bilgi isteyen uygulamaları yürütebilmektedirler.
Sertifika IV	Bu sertifika bireylerin yer altı üretim operasyonlarında çalışabilmesi için gereken çıktıları sağlamaktadır. Bu sertifikaya sahip olan bireyler yer altındaki geniş kapsamlı yetenek ve bilgi isteyen uygulamaları yürütebilmektedirler.
Sertifika V	Bu sertifika yer altı kömür madenlerinde en yüksek karar mercii olan maden işletme müdürü olabilmek için gerekli çıktıları içermektedir. Maden müdürleri, çok geniş kapsamda teknik, yönetimsel, planlama becerisi olan ve güvenlik yönetimi planlarını uygulayabilecek yeterlikte çıktılara sahip olmak zorundadır.
Sertifika VI	Bu sertifika geniş yetkileri olan ve karmaşık teknik konularda uzmanlaşan, stratejik alan ve madenin başlangıç evresindeki çalışmaları yürütebilecek maden genel müdürlerinin sahip olması gereken çıktıları içermektedir. Sertifika V çalışmakta olan bir madenin müdürünün sahip olması gereken özellikleri belirlerken, bir madenin planlama ve projelendirilme aşamasında görev alacak sorumlu müdürü daha nitelikli olmalıdır.

ÇALIŞMA KAPSAMINDA YAPILANLAR

Çalışmada, Firma bünyesinde kurulan Eğitim ve takip sisteminin güvenlik ve verimlilik bakımından en iyi uygulamalardan biri olan Avustralya'da kullanılan Eğitim ve Sertifikasyon sistemi ile karşılaştırılarak;

- Firma ve Avustralya sistemi arasındaki farkları belirlenmesi
- Varsa firma sistemindeki eksikliklerin belirlenmesi,
- Eksikliklerin firma ihtiyaçlarını karşılayacak şekilde Avustralya sistemi ile uyumlu hale getirilebilmesi için öneriler sunulması amaçlanmıştır.

Bu kapsamda, Firma bünyesinde Maden Mühendisliği ile ilgili çalışılan bazı Beyaz Yaka pozisyonları için mevcut durumda çalışanların sahip olması istenilen belge, yetkinlik/yeterlilik ve sertifika bilgileri firma tarafından sağlanmış ve beyaz yaka pozisyonları üzerinden istenen yetkinlikler Avustralya sisteminde karşılık gelen yetkinlikler ile karşılaştırılmıştır.

İlk olarak Avustralya Açık Ocak Kömür Madenciliği'nde, Sertifika 1'den Açık Ocak Kömür Madenciliği Yönetimi İleri Diploma (Sertifika 6) düzeyine kadar olan seviyelerde tanımlanan yetkinlikler bir araya getirilerek incelenmiştir. Firma ile Avustralya sistemindeki yetkinlikler bir tabloda eşleştirilmiş ve içerikleri karşılaştırılmıştır. Yetkinlikler arasındaki tanımlama ve içerik farklılıklarına yoğunlaşılmıştır. Görev ve sorumluluklarına göre tanımlanan yetkinlik farklılıkları değerlendirilmiştir. Firma ile yapılan gizlilik sözleşmesi gereğince yetkinlikler bildiride paylaşılamamaktadır.

Çalışma kapsamında "Maden Yetkin-Beyaz" kategorisinden "Maden Operasyon ve Tedarik Çözüm Ortağı" ve "Maden Eksper-Beyaz" kategorisinden "Maden, Performans ve Raporlama Lideri" pozisyonlarına dair eğitimlerin de incelemeleri yapıldığında tanımlanan yetkinliklerin "Maden Operasyonları Çözüm Ortağı" pozisyonuyla yönetimsel olmayan "Teknik" konularda çok fazla açıdan kesiştiği gözlemlenmiştir. Bu nedenle, çalışmada "Maden Uzman-Beyaz" kategorisinden "Maden Operasyonları Çözüm Ortağı" pozisyonu üzerinden ilerlenmiştir.

Firma bünyesinde açıklamaları farklı tanımlanan ya da farklı eğitimlerle verilen 51 adet yetkinliğin Avustralya sistemi ile karşılaştırılması yapılmıştır. Karşılaştırmada; yetkinliklerin isimlendirilmesi, hedeflenen öğrenim çıktılarının sayısı, kapsamı ve içerikleri, eğitim süresi ve verilme biçimleri esas olarak alınmıştır. Karşılaştırma sonunda yetkinliklerin benzerlik oranları, tanımlama ve içeriklerinin birbirleriyle uyumlarına göre; "Yüksek", "Orta" ve "Düşük" olarak üç kademede öznel olarak gruplandırılmıştır. Çalışmanın başka örnekler üzerinde de uygulanarak geliştirilmesi ve bu uygulama esnasında yetkinliklerin; isim, öğrenim çıktısı sayısı, öğrenim çıktısı içerik uyumu, eğitim süresi ve eğitimin verilme şekilleri açısından ağırlıklandırılarak bir puantaj sistemine göre benzerlik oranlarının hesaplanması planlanmaktadır.

Yapılan karşılaştırmalar sonrasında belirlenen yetkinlik benzerlik oranlarının öznel bir biçimde "Yüksek", "Orta" veya "Düşük" olması yetkinlik içeriğinin yeterli veya yetersiz olması ile ilgili bilgi vermemektedir. Elbette benzerlik oranı yüksek olarak tanımlanan yetkinliklerin içeriği neredeyse birebir uyumlu iken, düşük ve orta olan benzerlik oranlarının sebebi yeterliğin içeriğinin kötü olmasından değil farklı ihtiyaçlar dahilinde ve hatta bazen farklı sorumluluk seviyeleri için geliştirilmiş olmalarından kaynaklanmaktadır.

SONUÇLAR ve DEĞERLENDİRME

Karşılaştırmaları yapılan 51 yetkinliğin; 29 tanesinin "Yüksek", 14 tanesinin "Orta" ve 8 tanesinin "Düşük" benzerlik oranına sahip oldukları sonucuna varılmıştır.

Firma bünyesinde tanımlamaları yapılan yetkinliklerin, işletmeye özgü uygulamalar ve kavramlar dikkate alınarak yapıldığından birçok eşleştirmede Avustralya'daki eşleneklerinden daha ayrıntılı oldukları gözlenmiştir. Bu da doğal olarak benzerlik oranlarının "Orta" veya "Düşük" seviyede kalmasına sebep olmuştur. Aynı şekilde, Avustralya sisteminde tanımlanan bazı yetkinliklerin, Firma bünyesinde tanımlanan birden fazla yetkinliği kapsar nitelikte olduğu görülmüştür. Her ne kadar birkaç yetkinliği kapsasa da bu yetkinliklerin amaçlanan çıktılarına bakıldığında eşleştikleri Firma yetkinlikleriyle "Yüksek" oranda benzerlik gösterdikleri belirlenmiştir.

Eşleştirilen bazı yetkinliklerin isimleri birbirini karşılamasa da yetkinlik içeriklerine bakıldığında birbirleriyle kısmen veya yüksek oranda uyumlu oldukları belirlenmiştir. Bu yetkinliklerin de farklı isimlere sahip olsalar bile tanımlamalarının "Yüksek" oranda benzerlik gösterdiği görülmektedir.

Firma bünyesinde kurulan sistemin daha verimli hale getirilmesi için bazı öneriler geliştirilmiştir:

- Eşleştirmeler yapılırken farklı eğitimler altında tanımlanan aynı isimde ve/veya benzer tanımlamaları bulunan yetkinliklerin olduğu görülmüştür. Bu yetkinliklerin uygun olanlarını birleştirmek ya da yetkinlik adını ve açıklamasını düzenlemek sistemin daha kolay yönetilebilmesi açısından faydalı olacaktır.

• Eğitimlerin, verilen kademeye göre değil içeriğine göre sınıflandırılması birçok açıdan faydalı olacaktır. Bu sayede; sistemin takibi kolaylaşacak, farklı kademelerde çalışanlar aynı eğitim gruplarında birlikte olacak, birleşik yapılacak eğitimlerle optimum kursiyer sayısı daha kolay sağlanabilecek böylece eğitim harcamaları azaltılmış olacaktır. Bu durum farklı kademelerde görevli çalışanların kaynaşmasını kolaylaştıracak ve çalışanların kuruma olan aidiyet hislerinin de artmasını sağlayacaktır.

• Yetkinliklerin yetki ve kademelere göre etiketlenmesi (kodlanması) yönetim ve takip açısından faydalı olacaktır.

Firma tarafından oldukça kapsamlı ve çok yoğun emeklerle geliştirilen eğitim ve yeterlilik sistemi, Türkiye madenciliğine örnek olacak düzeydedir. Bu sistemin uluslararası uygulamalarla karşılaştırılarak geliştirilmesi, Türkiye'de madencilik eğitimi için sürdürülebilir ve rekabetçi bir altyapı oluşturulmasına katkı sağlayacaktır. Avustralya modeliyle yapılan karşılaştırma, yerel sistemin hem güçlü yönlerini hem de gelişim alanlarını görünür kılmıştır.

REFERANSLAR

Anon (a), Mesleki Yeterlilik Kurumu, Ulusal Meslek Standartları, (2025). https://portal.myk.gov.tr/index.php?option=com_meslek_std_taslak&view=taslak_listesi_yeni&msd=2

Anon (b), Mesleki Yeterlilik Kurumu, Ulusal Yeterlilikler, (2025). https://portal.myk.gov.tr/index.php?option=com_yeterlilik&view=arama

Australian Government Department of Education (AGDE), 2004. Employment and Workplace Relations, Skills DMC National Industry Skills Council, MNC04 Coal Training Package, Version Number:2, Australian Training Products Ltd., Melbourne

Bowman, K., McKenna, S., (2016). The Development of Australia's National Training System: A Dynamic Tension Between Consistency and Flexibility, NCVER, Adelaide

ISC, (2014). Australian Government Industry Skills Councils, RII09 Resources and Infrastructure Industry Training Package. Release: 3.2

Kaya, M. (1998). Dünya'da Ve Türkiye'de Madencilik Eğitimine Bakış. Eskişehir Osmangazi Üniversitesi Mühendislik ve Mimarlık Fakültesi Dergisi, 11(1), 17-24.

Kaymakoğlu, B., & Tombal Kara, T. D. (2022). Türkiye'de maden mühendisliği eğitimine istatistiksel bakış. Bilimsel Madencilik Dergisi, 61(4), 231-238. https://doi.org/10.30797/madencilik.1096286

Keating, J. (2003). Qualifications Frameworks in Australia. Journal of Education and Work, 16(3), 271–288. https://doi.org/10.1080/1363908032000099449

Leary, C, (2005). Training Package Development Handbook, Australia Department of Education. Science and Training & Australian National Training Authority. DEST, Canberra

Mining Industry Human Resources Council (MIHR), 2025. https://mihr.ca/cmsds/national-occupational-standards/

Mining Qualification Authority (MQA), 2025. South Africa https://mihr.ca/cmsds/national-occupational-standards/

Mine Safety and Health Administration (MSHA), 2025. https://www.msha.gov/sites/default/files/Academy/2025_Course_Catalog.pdf

McInnis, C. (2010). The Australian Qualifications Framework. In: Dill, D., Beerkens, M. (eds) Public Policy for Academic Quality. Higher Education Dynamics, vol 30. Springer, Dordrecht. https://doi.org/10.1007/978-90-481-3754-1_8

National Skills Standards Council (NSSC), 2012. Standards for Training Packages, https://enrolments.tsa-wa.com.au/TPIntro/story_content/external_files/NSSC_Standards_for_Training_Packages_v1.0.pdf

Ünal, MS., Ünver, B., Kıllıoğlu, SY., (2019). Yeni Kurulmakta Olan Türkiye Madencilik Endüstrisi Eğitim Sistemi İçin Öneriler, 26. Türkiye Uluslararası Madencilik Kongresi ve Sergisi, (1666-1676), Antalya.

MADENCİLİKTE EKİPMAN GÜVENLİĞİ İÇİN SERTİFİKASYON ALTYAPISI: ULUSLARARASI UYGULAMALAR VE TÜRKİYE İÇİN TÜRKSERF MODELİ

CERTIFICATION INFRASTRUCTURE FOR EQUIPMENT SAFETY IN MINING: INTERNATIONAL PRACTICES AND TÜRKSERF MODEL FOR TURKEY

S. Y. Kıllıoğlu[1,*]

[1] *Hacettepe Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü*
*(*Sorumlu yazar: syasink@hacettepe.edu.tr)*

ÖZ

Madencilik sektöründe iş sağlığı ve güvenliğini artırmak amacıyla maden makineleri ve ekipmanlarının sertifikasyonu büyük önem taşımaktadır. Bu çalışmada, gelişmiş ülkelerde uygulanan madencilik ekipmanları sertifikasyon sistemleri incelenmiş; Avustralya, Kanada, Çin, Almanya, Güney Afrika ve Amerika Birleşik Devletleri örnekleri detaylı olarak değerlendirilmiştir. Ülkelerin mevzuatlarına uyum sağlamak ve ekipmanların güvenliğini temin etmek için farklı standartlar ve sertifikasyon merkezlerinin yapıları karşılaştırılmıştır. Bu bağlamda, Türkiye'de madencilik sektörüne özgü bir sertifikasyon ve onay merkezi kurulmasına yönelik "TÜRKSERF" önerisi sunulmuştur. MAPEG bünyesinde kurulması planlanan bu merkezin, TSE, TÜRKAK ve ÇSGB İSGGM gibi kurumlarla iş birliği içinde çalışarak, yerli üreticilerin ulusal ve uluslararası standartlara uygun sertifikasyon süreçlerini hızlandırması amaçlanmaktadır. Kurulması önerilen merkez; uygulamalı mühendislik, elektrik güvenliği, mekanik güvenlik ve kalite kontrol test birimlerinden oluşacak şekilde yapılandırılacaktır. Çalışmada ayrıca; uluslararası standartlar arasındaki uyum da ele alınıp, ülkemizde uygulanmakta olan mevcut mevzuat ile dünya standartları arasındaki paralellik vurgulanarak, Türkiye›de sektörel standartların etkin bir şekilde uygulanması için güçlü bir sertifikasyon altyapısının gerekliliği öne çıkarılmaktadır.

Anahtar Sözcükler: madencilikte sertifikasyon, maden ekipmanları, iş sağlığı ve güvenliği

ABSTRACT

In the mining sector, the certification of mining machinery and equipment is of great importance for improving occupational health and safety. This study examines the certification systems for mining equipment implemented in developed countries, with detailed evaluations of examples from Australia, Canada, China, Germany, South Africa, and the United States. The structures of different standards and certification centers are compared in terms of their compliance with national regulations and ensuring equipment safety. In this context, the "TÜRKSERF" proposal is presented for the establishment of a certification and approval center specific to the mining sector in Turkey. This center, planned to be positioned within MAPEG (General Directorate of Mining and Petroleum Affairs), is intended to accelerate the certification processes for domestic manufacturers in compliance with national and international standards by collaborating with institutions such as TSE (Turkish Standards Institution), TÜRKAK (Turkish Accreditation Agency) and MLSS GDOHS (Ministry of Labor and Social Security, General Directorate of Occupational Health and Safety). The proposed center will be structured to include applied engineering, electrical safety, mechanical safety, and quality control testing units. The

study also addresses the harmonization between international standards, emphasizing the parallels between the current legislation implemented in Turkey and global standards. The necessity of a strong certification infrastructure for the effective implementation of sectoral standards in Turkey is highlighted.

Keywords: certification in mining, mining equipment, occupational health and safety

GİRİŞ

Madencilik sektörü, doğal kaynakların çıkarılması ve işlenmesi sürecinde yüksek riskli çalışma ortamları, ağır iş makineleri ve karmaşık teknolojilerin bir arada kullanıldığı bir endüstridir. Bu durum, iş sağlığı ve güvenliği açısından etkin kontrol mekanizmalarının kurulmasını ve kullanılan ekipmanların teknik yeterliliğinin güvence altına alınmasını zorunlu kılmaktadır. Madencilik faaliyetlerinde yaşanabilecek ekipman kaynaklı kazalar, yalnızca çalışanların can güvenliğini değil, aynı zamanda çevresel sürdürülebilirliği ve ekonomik verimliliği de doğrudan etkileyebilmektedir. Bu nedenle, madencilik ekipmanlarının ulusal ve uluslararası düzeyde sertifikasyon sistemlerine tabi tutulması büyük önem taşımaktadır.

Dünyada madencilik sektöründe lider konumda bulunan Amerika Birleşik Devletleri, Avustralya, Almanya ve Çin gibi ülkeler, ekipman sertifikasyonu konusunda köklü ve detaylı sistemler geliştirmiştir. Bu ülkelerdeki uygulamalar, madencilik ekipmanlarının yalnızca üretim aşamasında değil, kullanım sürecinde de sürekli izlenmesine ve sertifika geçerliliklerinin güncellenmesine olanak tanımaktadır. Türkiye'de ise madencilik sektörüne yönelik ekipman sertifikasyonu, büyük oranda Avrupa Birliği mevzuatlarına uyum çerçevesinde yürütülmektedir. Türk Standartları Enstitüsü, Sanayi ve Teknoloji Bakanlığı ile Maden ve Petrol İşleri Genel Müdürlüğü bu alanda düzenleyici ve uygulayıcı kuruluşlar olarak faaliyet göstermektedir (MAPEG, 2025; TSE, 2025). Ancak, mevcut sistemin uygulamada bazı sorunlar barındırdığı, denetim mekanizmalarının yeterince etkin işlemediği ve uluslararası tanınırlığın sınırlı kaldığı yönünde eleştiriler de bulunmaktadır. Özellikle yerli ekipman üreticilerinin CE veya ATEX gibi uluslararası geçerliliğe sahip sertifikaları edinmede karşılaştıkları zorluklar, hem iç pazarda hem de ihracat alanında önemli kısıtlamalar doğurabilmektedir (European Union, 2014, 2025). Sertifikasyon, bir ürünün, hizmetin, sürecin ya da sistemin belirli teknik kriterlere, standartlara veya mevzuata uygunluğunun, yetkili bir kurum veya bağımsız bir üçüncü taraf tarafından belge ile doğrulanması sürecidir. Bu süreç, çoğu zaman laboratuvar testleri, üretim hattı denetimleri, kalite kontrol prosedürleri ve saha performans değerlendirmelerini kapsayan çok aşamalı bir yapıya sahiptir. Madencilik sektöründe ise bu kavram, özellikle ağır iş makineleri, yer altı ekipmanları, patlayıcı madde taşıyıcı sistemler ve elektrikli/elektronik kontrol mekanizmaları gibi yüksek riskli ekipmanlar için kritik öneme sahiptir. Zira bu ekipmanlar, doğrudan işçilerin can güvenliğini etkileyen ve aynı zamanda üretim verimliliğini belirleyen temel unsurlar arasında yer almaktadır (Gunningham vd., 2003).

Sertifikasyon sistemleri, insan sağlığı ve iş güvenliğini korumak, çevresel etkileri minimize etmek ve teknik ve ticari standartlara uygunluğu sağlamak olmak üzere temelde üç ana amaca hizmet etmektedir. Özellikle patlayıcı atmosferlerde (Ex ortamlar) çalışan ekipmanlar için ATEX (Avrupa Birliği) ve IECEx (uluslararası) (IEC, 2023) gibi sistemlerin getirdiği düzenlemeler, ekipmanın üretim sürecinden nihai kullanıcıya ulaşana kadar pek çok testten geçirilmesini zorunlu kılmaktadır. Bu kapsamda, sertifikasyon sadece üreticiye değil, aynı zamanda kullanıcıya da güven veren bir nitelik taşımaktadır. Örneğin, bir yer altı sondaj makinesinin "Ex" sertifikasına sahip olması, onun belirli bir ortamda statik elektrik ya da sürtünme yoluyla kıvılcım oluşturmayacağını ve patlayıcı gazların bulunduğu alanlarda güvenle çalışabileceğini göstermektedir.

Uluslararası kabul görmüş sertifikasyon sistemleri, ülkeler arasında teknik bariyerlerin azaltılmasına katkıda bulunmaktadır. International Organization for Standardization (ISO, 2025), International Electrotechnical Commission (IEC, 2025) gibi kuruluşlar tarafından yayımlanan standartlar, dünya genelinde ekipmanların tasarım, üretim ve kullanım kriterlerini ortaklaştırarak, hem ticareti kolaylaştırmakta hem de ekipmanların global pazarda kabul görmesini sağlamaktadır. Bu durum, madencilik ekipmanı üreten firmaların ihracat kabiliyetlerini artırırken, ithalat yapan ülkeler için de teknik uyumluluğu güvence altına almaktadır.

Bir diğer önemli konu ise sertifikasyonun denetim ve izleme yönüdür. Sertifika yalnızca bir belge değil, aynı zamanda bir süreçtir. Ekipmanların ilk üretim aşamasında alınan sertifikalar, genellikle geçici olup, periyodik denetimlerle güncellenir ve sürdürülebilirliği sağlanır (OECD, 2020). Bu denetimler, sahadaki ekipmanın gerçek koşullarda nasıl performans gösterdiğini değerlendirmeye yönelik önemli veriler sunar. Bu yönüyle sertifikasyon sistemi, pasif bir uygunluk onayı değil, aktif bir risk yönetim mekanizmasıdır. Madencilik gibi dinamik ve yüksek riskli sektörlerde bu yaklaşım, uzun vadeli güvenlik stratejilerinin vazgeçilmez bir parçası haline gelmektedir. Türkiye gibi gelişmekte olan ülkelerde, sertifikasyon sistemlerinin etkinliği yalnızca mevzuat düzeyinde değil, uygulama ve denetim kapasitesi açısından da değerlendirilmelidir. Uluslararası sertifikasyon sistemleriyle tam uyum sağlanmadığı durumlarda, hem yerli üreticiler küresel pazarda dezavantajlı duruma düşmekte hem de ithal edilen ekipmanların güvenilirliği sorgulanabilir hale gelmektedir. Bu da hem rekabet gücünü düşürmekte hem de sahada beklenmedik arızalara veya kazalara zemin hazırlayabilmektedir. Dolayısıyla, sertifikasyon yalnızca bir formalite değil, sektörel kalite ve güvenlik kültürünün temel taşlarından biridir.

MADENCİLİKTE ÖNDE GELEN ÜLKELERDE SERTİFİKASYON SİSTEMLERİ

Madencilik sektöründe önde gelen ülkeler, ekipman güvenliği, çevresel sürdürülebilirlik ve iş sağlığı açısından oldukça gelişmiş sertifikasyon sistemlerine sahiptir. Bu ülkelerde uygulanan düzenlemeler hem ulusal mevzuatlara hem de uluslararası standartlara entegre şekilde tasarlanmış olup, madencilik faaliyetlerinde kullanılan tüm makine ve ekipmanların belirli bir teknik yeterliliğe sahip olmasını zorunlu kılmaktadır. Aşağıda, Amerika Birleşik Devletleri, Almanya, Avustralya, Kanada, Çin ve Güney Afrika'da uygulanan başlıca madencilik ekipman sertifikasyon sistemleri incelenmektedir.

Amerika Birleşik Devletleri (ABD)

ABD'de madencilik ekipmanlarının güvenlik ve uygunluk değerlendirmesi, öncelikle Mine Safety and Health Administration (MSHA, 2025) tarafından yürütülmektedir. MSHA, federal düzeyde yetkilendirilmiş bir kuruluş olup, madencilik faaliyetleriyle ilgili tüm ekipmanların tasarım, üretim ve kullanım kriterlerini düzenlemektedir. ABD'de madencilik ekipmanları, özellikle yer altı işletmelerinde kullanılan cihazlar, sadece MSHA tarafından onaylı ise kullanılabilir. Bu kapsamda MSHA; elektrikli cihazlar, havalandırma sistemleri, taşıma ekipmanları, ateşleyici cihazlar ve gaz izleme sistemleri gibi ekipmanları test eder ve sertifikalandırır. MSHA standartları, American National Standards Institute (ANSI, 2025) ve American Society for Testing and Materials (ASTM, 2025) normları ile uyumlu olacak şekilde geliştirilmiştir. Bu sistem sayesinde, üretici firmaların sertifikasyon süreçleri şeffaf ve izlenebilir hale gelmiştir. Ayrıca MSHA, sertifika aldıktan sonra da ürünlerin sahada düzenli denetimini yapmakta ve gerektiğinde sertifikaları askıya alabilmektedir. Böylece sertifikasyon, dinamik bir güvenlik rejimi olarak işlemektedir.

Almanya

Almanya'da madencilik ekipmanlarının sertifikasyonu, teknik güvenlik kültürünün köklü olduğu bir çerçevede gerçekleştirilir. Technischer Überwachungsverein (TÜV Rheinland, 2025) ve Deutsches Institut für Normung (DIN, 2025) gibi kurumlar, makine ve ekipmanların test edilmesi, onaylanması ve belgelenmesinden sorumludur. Avrupa Birliği üyesi olan Almanya'da CE işareti ve ATEX Direktifleri, patlayıcı ortamlarda çalışan ekipmanlar için bağlayıcıdır. Bu bağlamda, elektrikli ekipmanlar için IECEx standardı da entegre bir biçimde uygulanmaktadır. TÜV gibi bağımsız test kuruluşları, ürünlerin sadece ilk uygunluk testini değil, üretim süreci boyunca kalite yönetim sisteminin sürekli izlenmesini de kapsayan bir denetim mekanizması uygulamaktadır. Ayrıca, Alman hukuk sisteminde iş kazalarına karşı yüksek sorumluluk yüklenmesi nedeniyle, üreticiler sertifikasyon süreçlerinde oldukça titiz davranmak zorundadır.

Avustralya

Avustralya'da madencilik ekipmanları, ulusal düzeyde Standards Australia (Standards Australia, 2023) tarafından yayımlanan AS/NZS (Australian/New Zealand Standards) standartlarına uygun olmak zorundadır. Sertifikasyon uygulamaları, hem eyalet bazlı madencilik otoriteleri (örneğin Queensland Mines Inspectorate) hem de federal düzeyde yürütülmektedir. Avustralya'da özellikle otomasyon, robotik ve uzaktan kontrollü sistemlerin madencilikte yaygınlaşması nedeniyle sertifikasyon sistemleri sürekli güncellenmektedir. ATEX ve IECEx sistemleri Avustralya'da kabul görmekte olup, yerel sertifikasyon kuruluşları (örneğin SAI Global) bu standartlarla uyumlu belgeler düzenleyebilmektedir. Bu da Avustralyalı üreticilerin uluslararası pazarda rekabet edebilirliklerini artırmaktadır. Ülkede, madencilikte kullanılan ekipmanın çevresel etkileri ve iş güvenliği performansı, sertifikasyon sürecinin ayrılmaz bir parçası olarak görülmektedir.

Kanada

Kanada, federal sistem yapısı gereği eyalet bazlı düzenlemelere sahip olsa da, CSA Group (Canadian Standards Association, 2022) ülke genelinde kabul gören bir teknik otoritedir. CSA Group tarafından yayımlanan standartlar hem elektrikli hem de mekanik madencilik ekipmanları için uygulanmaktadır. Ayrıca, Kanada'da İş Sağlığı ve Güvenliği Yasaları çerçevesinde, maden sahalarında kullanılacak tüm ekipmanların teknik uygunluk belgelerine sahip olması zorunludur. Kanada'da, özellikle Kuzey eyaletlerinde bulunan zorlu iklim koşulları nedeniyle ekipmanların dayanıklılığına büyük önem verilmektedir. Bu bağlamda, ekipmanlar aşırı soğuk, düşük basınç ve nem gibi çevresel koşullarda da test edilerek sertifikalandırılır. Kanada'nın uluslararası standartlara (ISO, IECEx) entegrasyonu oldukça yüksektir ve CSA belgeleri birçok ülkede tanınmaktadır.

Çin

Çin Halk Cumhuriyeti'nde, madencilik ekipmanları üzerinde uygulanan sertifikasyon sistemleri, büyük ölçüde CCC - China Compulsory Certification (Çin Ulusal Sertifikasyon ve Akreditasyon İdaresi, 2023) sistemi üzerinden yürütülmektedir. Ancak madencilik sektörüne özgü olarak, State Administration of Work Safety ve Mining Products Safety Approval and Certification Center (MA Center) gibi kurumlar, yüksek riskli ekipmanları özel test süreçlerinden geçirmektedir. Çin'de, hızlı endüstrileşme süreciyle birlikte uluslararası standartlara entegrasyon konusunda önemli adımlar atılmış olup, Çin ulusal standartlarının büyük çoğunluğu IEC ve ISO standartlarıyla uyumlu hale getirilmiştir. Ancak yine de yabancı üreticiler için Çin pazarında sertifikasyon süreci karmaşık ve zaman alıcı olabilmektedir. Yerli üreticiler ise ulusal sertifikasyon sisteminden geçerek devlet teşviklerinden faydalanabilmektedir.

Güney Afrika

Güney Afrika'da madencilik faaliyetleri oldukça yoğun ve çeşitlidir. Ülkede madencilik ekipmanlarının uygunluk değerlendirmesi, South African Bureau of Standards (SABS, 2021) tarafından yürütülmektedir. Özellikle yer altı altın ve platin madenlerinde kullanılan ekipmanlar, sıkı sertifikasyon kurallarına tabidir. SABS, kendi geliştirdiği standartların yanı sıra ISO ve IECEx standartlarını da referans almaktadır. Sertifikasyon süreci, sadece laboratuvar testleri ile sınırlı olmayıp, üretim tesislerinin yerinde denetimini ve kalite yönetim sistemlerinin sürekliliğini de içerir. Güney Afrika'da maden kazalarının geçmişte ciddi boyutlara ulaşması nedeniyle, sertifikasyon sistemleri toplum nezdinde de yüksek bir meşruiyet kazanmıştır. Bu durum hem üretici hem de kullanıcı açısından sertifikaya sahip olmayı bir rekabet avantajı haline getirmiştir.

ULUSLARARASI KURUMLAR VE STANDARTLAR

Madencilik sektöründe kullanılan ekipmanların güvenli, verimli ve çevreye duyarlı şekilde çalışmasını sağlamak amacıyla geliştirilen teknik standartlar, uluslararası düzeyde büyük önem taşımaktadır. Bu standart-

lar, ülkeler arasında teknik uyumun sağlanmasında, ekipman ticaretinin kolaylaştırılmasında ve iş kazalarının önlenmesinde belirleyici bir rol oynamaktadır. Uluslararası standartların hazırlanması, denetlenmesi ve uygulanması süreçlerinde birçok global kurum görev almakta; bu kurumlar aracılığıyla hazırlanan belgeler, dünyanın pek çok ülkesinde yasal zorunluluk veya piyasa girişi şartı olarak kabul edilmektedir.

ISO (International Organization for Standardization)

ISO, 160'tan fazla ülkenin ulusal standardizasyon kurumlarının üye olduğu, bağımsız ve kâr amacı gütmeyen bir kuruluştur. Madencilik sektörüne doğrudan etki eden birçok teknik standart yayımlayan ISO, özellikle ekipman tasarımı, iş güvenliği ve çevresel yönetim konularında yol gösterici niteliktedir (ISO, 2025). Örneğin:

- ISO 19296: Yer üstü ve yer altı madenciliğinde kullanılan mobil makineler için güvenlik gerekliliklerini tanımlar.
- ISO 17757: Otonom ve uzaktan kontrollü madencilik ekipmanlarının performans ve güvenlik standartlarını belirler.
- ISO 21904: Toz ve partikül kontrolü açısından ekipmanların havalandırma sistemlerine yönelik gereklilikleri kapsar.

ISO standartları, teknik düzenlemelere temel teşkil etmenin yanı sıra, sertifikasyon sürecinde başvuru noktası olarak kabul edilmektedir. Üretici firmaların ISO standartlarına uygunluk beyanı, ürünlerinin global pazarda kabul edilmesini büyük ölçüde kolaylaştırmaktadır.

IEC (International Electrotechnical Commission) ve IECEx Sertifikasyon Sistemi

IEC, elektrikli ve elektronik sistemler üzerine odaklanan, dünya çapında geçerliliği olan standartlar yayımlayan bir kurumdur. Madencilikte kullanılan çok sayıda ekipman — özellikle sensörler, motorlar, kontrol sistemleri ve izleme cihazları — IEC standartlarına göre tasarlanmak zorundadır. En kritik başlıklardan biri, patlayıcı ortamlar (Ex ortamlar) için geliştirilen IECEx (IEC, 2023) sistemidir. IECEx (International Electrotechnical Commission System for Certification to Standards relating to Equipment for use in Explosive Atmospheres), patlayıcı ortamlarda kullanılacak ekipmanların güvenlik açısından uluslararası kabul görmüş bir sistem dâhilinde test edilmesini ve belgelenmesini sağlamaktadır. Bu sistem, özellikle yer altı kömür madenleri gibi yüksek gaz içeriğine sahip olabilen alanlarda kullanılan ekipmanlar için zorunlu hale gelmiştir. IECEx sistemine üye ülkeler bu sertifikayı karşılıklı olarak tanımakta olup, böylece üreticiler aynı ürünü birçok ülkede yeniden sertifikalandırma zorunluluğu olmadan pazarlayabilmektedir. Türkiye bu sisteme tam üyelik statüsünde olmasa da, bazı özel test laboratuvarları aracılığıyla IECEx uyumlu testler gerçekleştirilebilmektedir. IECEx sertifikası almak isteyen üretici, şu süreçlerden geçer:

1. Tip testi (Type Examination),
2. Kalite güvence sistem denetimi (QAR),
3. Ürünün üretim sonrası denetimi ve periyodik kontrol.

ATEX Direktifleri (Avrupa Birliği)

Avrupa Birliği tarafından yayımlanan ATEX Direktifleri (ATmosphères EXplosibles) patlayıcı ortamlar için tasarlanan ekipmanların üretim ve kullanım koşullarını belirler. Bunlar arasında iki temel direktif öne çıkmaktadır:

- ATEX 2014/34/EU: Üreticilere yönelik olup ekipmanların pazara sürülmeden önce test edilmesini, CE işareti taşımasını ve uygunluk değerlendirme prosedürlerinin tamamlanmasını zorunlu kılar.

• ATEX 1999/92/EC: Kullanıcılara yönelik olup işverenin, patlayıcı ortam risklerini analiz edip, uygun ekipmanları kullanma yükümlülüğünü tanımlar.

ATEX sertifikalı bir ekipman, yalnızca Avrupa Birliği içinde değil, dünya çapında kalite ve güvenlik açısından prestij kazanmaktadır. CE işareti ile birlikte sunulan ATEX sertifikası (Şekil 1), Avrupa'daki maden sahalarında yasal zorunluluk haline gelmiştir.



Şekil 1. ATEX etiketi örneği (Ünal vd., 2016)

CE İşareti

CE (Conformité Européenne) işareti, Avrupa Ekonomik Alanı'na (AEA) satılan ürünlerin, temel sağlık, güvenlik ve çevre koruma gereklerine uygun olduğunu göstermektedir (European Union, 2025). CE işareti, tek başına bir kalite garantisi olmamakla birlikte, belirli AB direktiflerine (örneğin Makine Direktifi 2006/42/EC, Düşük Voltaj Direktifi, EMC Direktifi vb.) uygunluğu ifade etmektedir. Madencilik ekipmanları için CE işareti alınması, üreticilerin ATEX, makine güvenliği, elektromanyetik uyumluluk ve çevresel etkiler gibi çok sayıda normu sağlamasını gerektirmektedir. Bu süreç genellikle Notified Body (Onaylanmış Kuruluş) olarak bilinen bağımsız test ve sertifikasyon kurumlarının katılımını içermektedir.

Uluslararası standartlara dayalı sertifikasyon sistemleri, sadece güvenlik ve kalite açısından değil, aynı zamanda küresel ticaretin teknik engellerini azaltma bakımından da kritik rol oynamaktadır. Sertifikalı bir ürün, teknik uygunluğu sağladığı için farklı ülkelerde ek test veya belgeye ihtiyaç duymadan satılabilmektedir. Bu durum, özellikle gelişmekte olan ülkelerde faaliyet gösteren üreticilerin ihracat potansiyelini artırmakta, ayrıca ithalatçı ülkeler açısından da kalite güvencesi sağlamaktadır.

TÜRKİYE'DE SERTİFİKASYON SİSTEMLERİNİN DURUMU

Türkiye'de madencilik sektörü, sahip olduğu doğal kaynak çeşitliliği, coğrafi avantajları ve jeolojik yapısı sayesinde ekonomik kalkınmada stratejik öneme sahip bir alandır. Ancak bu potansiyele rağmen, sektörün gelişiminde temel sınırlayıcılardan biri olarak güvenlik standartlarının uygulanmasında görülen eksiklikler ve ekipman sertifikasyonu konusundaki yapısal sorunlar öne çıkmaktadır. Madencilik faaliyetlerinde kullanılan ekipmanların güvenilirliği ve uygunluğu, büyük oranda sertifikasyon sistemlerinin etkinliğine bağlıdır. Türkiye, bu alanda önemli ilerlemeler kaydetmiş olsa da uluslararası örneklerle karşılaştırıldığında hem düzenleyici çerçevede hem de uygulamada bazı zayıf yönler barındırmaktadır.

Mevzuat ve Düzenleyici Kurumlar

Türkiye'de madencilik ekipmanlarına yönelik sertifikasyon süreçleri doğrudan bir "madencilik ekipmanı sertifikasyon yasası" altında değil, daha geniş çerçevede yer alan iş güvenliği, ürün güvenliği ve teknik mevzuat kapsamındaki düzenlemeler üzerinden yürütülmektedir. Bu alandaki temel mevzuatlar şunlardır:

- İş Ekipmanlarının Kullanımında Sağlık ve Güvenlik Şartları Yönetmeliği (2013) (T.C. Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı, 2023)

- Makina Emniyeti Yönetmeliği (2006/42/AT - CE işareti için uyumlaştırılmış) (T.C. Sanayi ve Ticaret Bakanlığı, 2009)

- ATEX Direktiflerine uyumlu Patlayıcı Ortamlar Yönetmeliği (2014/34/AB) (T.C. Bilim Sanayi ve Teknoloji Bakanlığı, 2016)

- Ürün Güvenliği ve Teknik Düzenlemeler Kanunu (2020) (T.C. Ticaret Bakanlığı, 2020)

Bu mevzuatların uygulanmasından sorumlu başlıca kurumlar şunlardır:

- Türk Standartları Enstitüsü (TSE): Ulusal standartları belirler, uygunluk değerlendirmesi yapar (TSE, 2025).

- Sanayi ve Teknoloji Bakanlığı: Teknik mevzuatın hazırlanmasından ve piyasa gözetiminden sorumludur.

- Maden ve Petrol İşleri Genel Müdürlüğü (MAPEG): Madencilik faaliyetlerinin ruhsatlandırılması ve denetlenmesi süreçlerinde görev alır (T.C. Enerji ve Tabii Kaynaklar Bakanlığı Maden ve Petrol İşleri Genel Müdürlüğü, 2024).

- Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı ve İş Sağlığı ve Güvenliği Genel Müdürlüğü: İş güvenliği ve iş ekipmanlarının sahada kullanımına yönelik denetimleri yürütür (T.C. Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı, 2025).

- Yetkili Onaylanmış Kuruluşlar: CE işareti ve ATEX belgelendirme süreçlerinde görev alan, AB mevzuatına göre akredite edilmiş bağımsız kuruluşlardır.

CE ve ATEX Uygulamaları

Türkiye, Avrupa Birliği ile Gümrük Birliği kapsamında olduğu için CE işareti taşıyan ürünlerin piyasaya arzı zorunludur. Bu durum, madencilik ekipmanları için de geçerlidir. CE işaretinin alınabilmesi için üretici firmaların, ilgili teknik dosyaları hazırlamaları, uygunluk değerlendirmesi yaptırmaları ve eğer risk seviyesi yüksekse bir onaylanmış kuruluştan belge almaları gerekmektedir. ATEX belgeleri, özellikle kömür ve metal madenlerinde kullanılan patlayıcı ortam ekipmanları için büyük önem taşımaktadır. Türkiye Taşkömürü Kurumu tarafından kurumun kendi bünyesinde yapılan ALSz alevsızdırmazlık testleri haricinde (TTK, 2025) Türkiye'de ATEX belgelendirmesi genellikle yurt dışı menşeili onaylanmış kuruluşlar (ör. TÜV, SGS) üzerinden yürütülmektedir. Ancak TSE gibi yerli kurumların bu alandaki akreditasyon kapasitesi henüz sınırlıdır. Bu durum, yerli üreticiler için zaman ve maliyet açısından dezavantaj yaratmaktadır.

Uygulamadaki Sorunlar ve Zorluklar

Türkiye'deki ekipman sertifikasyon sürecinde karşılaşılan başlıca sorunlar aşağıdaki gibi özetlenebilir:

- Yeterli teknik altyapı eksikliği: Özellikle yerli üreticiler, ATEX veya IECEx gibi uluslararası belgeler için yeterli sayıda ve kalitede test laboratuvarına erişimde zorluk yaşamaktadır.

• Onaylanmış kuruluş sayısının azlığı: CE veya ATEX belgeleri için Türkiye merkezli akredite kuruluşların sayısı sınırlı olup, çoğu zaman yurt dışı kurumlara bağımlılık oluşmaktadır.

• Yüksek maliyet: Yurt dışı kuruluşlarca yapılan test ve sertifikasyon işlemleri, döviz cinsinden yüksek ücretlere tabidir ve bu durum özellikle KOBİ seviyesindeki firmaları zorlamaktadır.

• Farkındalık eksikliği: Birçok küçük ve orta ölçekli firma, ürünlerini piyasaya arz ederken CE ve ATEX belgelerinin gerekliliğini ya bilmemekte ya da yalnızca formalite olarak görmekte; bu da ekipman güvenliği açısından ciddi riskler doğurmaktadır.

• Denetim sorunları: Madenlerde yapılan teftişlerde ekipmanın belgeli olması yeterli görülüp, teknik ekipman eksikliklerinden dolayı bunların test edilmesi mümkün olamayabilmektedir. Sertifikalandırılmamış kuruluşlar tarafından demonte edilen ekipmanların tekrar montajının yapılması durumunda ilgili ekipmanların patlatmazlık (Ex-proof) özellikleri geçersiz hale gelmektedir.

Yerli Üretim ve Sertifikasyona Erişim

Türkiye'de madencilik ekipmanları üreten firmalar, genellikle orta büyüklükte sanayi kuruluşlarıdır. Bu firmaların çoğu, iç piyasaya yönelik üretim yaptığı için uluslararası sertifikasyon süreçlerine yeterince yatırım yapamamaktadır. CE işareti için teknik dosya hazırlama, ATEX belgeleri için patlatmazlık güvenlik raporu (Ex-proof raporu) oluşturma gibi işlemler, uzmanlık gerektirdiğinden birçok firma bu süreci dış kaynaklı danışman firmalarla yürütmektedir. Ayrıca Türkiye'de bazı önemli kamu projeleri ve büyük özel maden firmaları, yalnızca CE işaretli veya ATEX belgeli ekipmanları kabul etme yoluna gitmektedir. Bu durum, küçük üreticiler için pazara giriş engeli oluşturmakta, dolayısıyla teknik yetkinliği yeterli olsa bile belgesiz ürünlerin elenmesine neden olmaktadır.

Denetim ve Piyasa Gözetimi

Piyasa gözetimi ve denetimi, Türkiye'de mevzuat düzeyinde açık biçimde tanımlanmış olsa da, uygulamada henüz sistematik ve düzenli bir yapıya kavuşmamıştır. Programlı denetimlere rağmen, önleyici bir yaklaşımın sağlanamadığı durumlar yaşanabilmektedir. MAPEG ve Çalışma Bakanlığı'nın saha denetim ekipleri, teknik yeterlilik (sertifikasyona uyumlu ekipman, laboratuvar vb. altyapı) açısından zaman zaman yetersiz kalmakta ve birçok sertifikasyon eksikliği ancak saha olaylarıyla gün yüzüne çıkmaktadır (T.C. Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı Rehberlik ve Teftiş Başkanlığı, 2021). Öte yandan bazı büyük özel maden işletmeleri, kendi iç denetim ve satın alma prosedürlerine sertifikasyon kriterlerini entegre ederek bu boşluğu kısmen doldurmaktadır. Ancak bu uygulama, tüm sektör genelinde bir standartlaşma sağlamaktan uzaktır.

Güçlü Yönler ve Potansiyel Alanlar

Türkiye'de madencilik ekipmanlarının sertifikasyonuna yönelik sistemin güçlü yönleri arasında, Avrupa Birliği mevzuatına yüksek oranda uyumlu bir yasal altyapının mevcut olması sayılabilir. Ayrıca sanayi üretim kapasitesi, yerli test laboratuvarlarının gelişmeye açık yapısı ve sektörel farkındalıkta son yıllarda artış gözlenmesi olumlu gelişmelerdir. Bununla birlikte, uluslararası geçerliliği olan akreditasyon yapılarının Türkiye'de yaygınlaştırılması, yerli üreticilere teknik danışmanlık ve finansal destek sağlanması, ayrıca piyasa gözetimi ve denetiminin bağımsız bir kurumsal çerçeveye kavuşturulması gibi alanlarda ciddi gelişme potansiyeli mevcuttur. Türkiye'nin diğer ülkelerle karşılaştırmalı değerlendirmesi Çizelge 1'de sunulmaktadır.

Çizelge 1. Ekipman güvenlik sertifikasyonlarının karşılaştırmalı değerlendirmesi

Kriter	ABD	Almanya	Avustralya	Kanada	Çin	Türkiye
Mevzuat Özelleşmesi	Yüksek	Yüksek	Orta	Yüksek	Orta	Düşük
Kurumsal Kapasite	Gelişmiş	Gelişmiş	Gelişmiş	Orta-üst	Orta	Gelişmekte
Sertifikasyon Uygulama Derinliği	Sürekli denetim	Sürekli denetim	Periyodik	Periyodik	Değişken	Statik
Denetim Etkinliği	Etkin	Etkin	Orta	Etkin	Düşük	Sınırlı
Uluslararası Geçerlilik	Çok yüksek	Çok yüksek	Yüksek	Yüksek	Orta	Düşük-Orta

TÜRKİYE MADEN EKİPMANLARI SERTİFİKASYON VE ONAY MERKEZİ (TÜRKSERF)

Küresel ölçekte yapılan incelemeler, Maden İş Sağlığı ve Güvenliği Kurumlarının sertifikasyon ve onay süreçleriyle doğrudan ilişkili olduğunu göstermektedir. Bu süreçlerin, genellikle ilgili kurumlar bünyesinde teşkil edilen Onay ve Sertifikasyon Merkezleri tarafından yürütüldüğü tespit edilmektedir. Benzer bir merkezin Türkiye'de Maden ve Petrol İşleri Genel Müdürlüğü (MAPEG) çatısı altında yapılandırılması, bu doğrultuda rasyonel bir yaklaşım olarak değerlendirilmektedir. Bu durum, Kurumun görev ve yetkilerini tanımlayan ilgili maddesiyle de desteklenmektedir:

"16. Madde: Sektörel uyum, eğitim ve bilinçlendirme faaliyetlerinde bulunmak, sektör çalışanlarının yetkilendirilmesi ve sertifikasyonuna ilişkin çalışmalar yapmak/yaptırmak..., sektör faaliyetlerinde kullanılacak malzeme, makine ve ekipman standartlarının geliştirilmesine ve sertifikasyonuna ilişkin çalışmalar yapmak/yaptırmak..., tabii kaynakların üretim verimliliğini arttırmak üzere araştırma geliştirme çalışmalarını yapmak/yaptırmak..."

Maden sektörüne yönelik faaliyetlerde kullanılacak ekipmanların sertifikalandırılması amacıyla kurulması öngörülen Onay ve Sertifikasyon Merkezi'nin, Türk Akreditasyon Kurumu (TÜRKAK) ile iş birliği içinde faaliyet göstermesi, sektördeki standartların takibi ve denetimi açısından süreçlerin etkin bir şekilde yürütülmesine olanak tanıyacaktır. Kurulacak bu yapının madencilik sektörü tarafından benimsenmesini kolaylaştırmak amacıyla, marka değeri taşıyan bir isme sahip olması önem arz etmektedir (Ünver vd., 2019). Bu nedenle, merkezin çatı isminin "TÜRKSERF" (Türkiye Maden Ekipmanları Sertifikasyon ve Onay Merkezi) olarak belirlenmesi önerilmektedir. MAPEG bünyesinde yapılandırılması teklif edilen TÜRKSERF'in, Türk Standartları Enstitüsü (TSE) ile de sıkı bir iş birliği içerisinde çalışması gerekmektedir. Yapılandırma için bir diğer alternatif ise TÜRKSERF'in, sahip olacağı laboratuvar altyapısı ve teknik imkanlar doğrultusunda, Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı İş Sağlığı ve Güvenliği Genel Müdürlüğü (ÇSGB-İSGGM) ile bütünleşmiş bir modelle kurulmasıdır.

Merkez bünyesinde görevlendirilecek teknik uzmanlar tarafından, ekipman, araç ve malzemelerin yasal düzenlemelere uygunluğu test edilecek ve değerlendirilecektir. Bu uzmanların yetkinlikleri, ÇSGB-İSGGM'nin EKİPNET sistemi üzerinden onaylanarak izlenebilecektir. Merkez, küçük elektronik cihazlardan büyük ölçekli maden makinelerine kadar geniş bir ürün gamının test ve değerlendirme süreçlerini yürütecektir. Bir ürünün testleri başarıyla tamamlamasını müteakip, ilgili üreticiye üretim izni ve ekipmanın madenlerde kullanımı için satış onayı verilecektir. Merkez ve üst kurum olarak MAPEG tarafından onaylanan ürünler, TÜRKAK entegrasyonu sayesinde uluslararası standartları karşıladığı tescilleneceğinden, uluslararası tanınırlığa da kavuşacaktır.

Sertifikasyon süreçlerinin küresel ölçekteki işleyişi incelendiğinde, bazı ülkelerde (örn. Kanada) bu fonksiyonların güncelliğini yitirmiş veya hizmet vermeyen kurumlar tarafından yürütülmesi nedeniyle yerli

üreticilerin sertifikasyon onayları için başka ülkelere yöneldiği gözlemlenmiştir. Bu tür zorluklar, ülkelerin yerli üreticilerinin süreçlere yönelik çekimser bir yaklaşım sergilemelerine neden olmaktadır. Bu bağlamda, Türkiye'de kurulacak TÜRKSERF yapısı, yerli firmaların ulusal ve uluslararası standartları kolaylıkla benimseyerek sertifikasyon ve onay süreçlerini hızla tamamlayıp üretime geçmelerine imkân tanıyacaktır. Merkezin ayrıca bilimsel, mühendislik ve teknik uzmanlık gibi hizmetleri de sunması öngörülmektedir. Bu hizmetler arasında aşağıdakiler yer almaktadır:

- Maden ekipmanlarından kaynaklanabilecek potansiyel sağlık ve güvenlik risklerini yer altı ve yer üstü operasyonlarında analiz etmek; bu kapsamda kaza soruşturmalarında aktif rol almak,

- Hukuki süreçlerde uzman görüşü ve teknik danışmanlık sağlamak,

- Maden ekipmanları, malzemeleri ve patlayıcılara ilişkin teknik sorunları analiz etmek ve çözüm önerileri geliştirmek,

- Yeni hazırlanacak veya revize edilecek yasal düzenlemelerin oluşturulmasına teknik katkı sağlamak,

- MAPEG'in araştırma alanlarıyla ilişkili konularda diğer kamu kurumlarına destek sunmak,

- Avrupa Birliği (AB) direktif ve standartlarıyla uyumlu bir ulusal mevzuat ve yapılandırmanın tesisi için TSE ile iş birliği yapmak; bu çerçevede, IECEx ve ATEX ile uyumlu ancak ulusal bir marka kimliği taşıyan sertifikasyon sağlamak.

Merkezin başlangıç aşamasında dört ana birimden oluşması planlanmaktadır. Bu birimler ve temel görev tanımları aşağıda özetlenmiştir. Merkez Başkanlığı, kurumun günlük operasyonel devamlılığını temin etmek amacıyla gerekli idari ve yönetimsel hizmetleri yürütecektir. Bu hizmetler, merkezin fiziki altyapısının yönetimi, bakımı, geliştirilmesi ve idari işlerin koordinasyonunu kapsamaktadır. Tüm belgelendirme süreçleri ve doküman yönetimi de bu birimin kontrolünde olacaktır.

Uygulamalı Mühendislik Birimi: Bu birim, tahlisiye programlarının onay süreçlerini yönetmekle birlikte, yakınlık tespit sistemleri ve madenlerde acil durum takip/iletişim teknolojileri gibi konularda teknik destek sunacaktır. Kaza araştırmalarına iştirak ederek, kazalara ve yaralanmalara ilişkin verileri analiz edecek ve neden-sonuç ilişkilerini ortaya koymaya yönelik çalışmalar yürütecektir. Mühendislik kaynaklı problemlerde diğer kurumlarla iş birliği yaparak kaza riskini minimize etmeye yönelik katkı sağlayacaktır.

Elektrik Güvenliği Birimi: Madenlerde kullanılan ekipmanların elektriksel güvenlik açısından yasal düzenlemelere ve standartlara uygunluğunu denetleyerek onaylayacaktır. Daha güvenli çalışma ortamları oluşturmak amacıyla yeni teknolojileri takip ederek standartların güncelliğini temin edecektir. Ayrıca, kaza araştırmalarında kendi uzmanlık alanına giren konuları takip edecektir.

Mekanik ve Mühendislik Güvenliği Birimi: Maden ekipmanlarının ilgili mekanik standartlara uygunluğunu kontrol edecektir. Kaza soruşturmaları kapsamında maden ekipmanlarını, patlayıcıları ve ateşleme sistemlerini mekanik açıdan inceleyecektir. Bu alanlarda MAPEG personeline ve sektör çalışanlarına teknik destek sağlayacak ve yeni teknolojilere yönelik araştırmalar yürütecektir.

Kalite Kontrol ve Test Birimi: Bu birimin birincil görevi, Merkez tarafından daha önce onaylanmış ürünlerin periyodik kalite kontrol denetimlerini gerçekleştirmektir. Denetimlerin amacı, üreticilerin onaylı ürünleri belirlenen standartlarda üretmeye devam ettiğini güvence altına almaktır. Standart dışı ürünlerin tespit edilmesi halinde, birim, üreticiyle iş birliği içinde sorunların giderilmesini sağlayacaktır. Bu süreçte mühendislik çalışmalarının tekrarı, ürün özelliklerinin/üretim yöntemlerinin modifikasyonu veya ürünlerin geri çağrılması gibi düzeltici faaliyetler uygulanabilecektir. Birim ayrıca, ekipmanların patlatmazlık (Ex-proof) testleri ve madencilikte kullanılan malzemelerin onay süreçlerini de yürütecektir.

SONUÇ VE ÖNERİLER

Türkiye'de madencilik faaliyetlerinin güvenli, verimli ve sürdürülebilir şekilde yürütülmesi, yalnızca yer altı ve yer üstü faaliyetlerinin denetlenmesiyle değil, bu süreçlerde kullanılan ekipmanların da ulusal ve uluslararası standartlara uygunluğu ile mümkündür. Bu çerçevede, TÜRKSERF (Türkiye Maden Ekipmanları Sertifikasyon ve Onay Merkezi) adıyla kurulacak teknik yetkinliğe sahip bir kurum, Türkiye'nin madencilik sektöründe ekipman sertifikasyonu alanında merkezi bir otoriteyi temsil edebilecektir. Böyle bir kurum, hem mevzuatlara uyumu sağlayacak hem de sektörün gelişimine katkıda bulunacak şekilde yapılandırılmalıdır.

TÜRKSERF'in kurumsal yapısı, uluslararası örneklerden ilhamla çok katmanlı ve uzmanlık temelli olarak şekillenmelidir. Kurumun merkezinde yer alacak başkanlık birimi, genel yönetişim, stratejik planlama ve dış temsil gibi konulardan sorumlu olurken, alt birimlerde teknik standartların takibi, test laboratuvarlarının işletilmesi, üretici ve ithalatçılara yönelik uygunluk değerlendirme hizmetlerinin sunulması, saha denetimleri ve sertifika geçerlilik takibi gibi süreçler uzman kadrolarca yürütülmelidir. Ayrıca, Ar-Ge odaklı birimler aracılığıyla yerli üreticilerin yeni teknolojiler geliştirmesi teşvik edilmeli; eğitim ve bilgilendirme daireleri ise sektörel farkındalık ve kapasite gelişimine katkı sunmalıdır.

Kurumun temel görevi, madencilikte kullanılan ağır iş makineleri, yer altı ekipmanları, elektrikli kontrol sistemleri, patlayıcı ortam ekipmanları gibi yüksek riskli ürünlerin hem üretim öncesi hem de üretim sonrası aşamalarda uygunluk değerlendirmesini sağlamak olacaktır. Bu doğrultuda, ATEX, IECEx, CE, ISO ve benzeri uluslararası sistemlerle uyumlu teknik test protokolleri geliştirilerek üreticilere açık ve öngörülebilir bir sertifikasyon süreci sunulmalıdır. Test merkezleri sadece laboratuvar ortamında değil, saha şartlarını da temsil eden ortamlarda çalışarak; sertifikasyonun sadece teknik performansa değil, ürün güvenilirliğine de dayalı olarak verilmesi sağlanmalıdır. Böylelikle sertifika, yalnızca bir formalite değil, gerçek bir güvenlik güvencesi olarak işlev görecektir.

TÜRKSERF'in Türkiye'ye sağlayacağı en önemli katkılardan biri, sertifikasyon sistemini dışa bağımlılıktan çıkararak yerli üreticilere teknik destek ve rekabet avantajı sunması olacaktır. Bugün birçok Türk ekipman üreticisi, Avrupa'daki test laboratuvarlarında yüksek maliyetlerle belge almak zorunda kalmakta; bu durum hem finansal yük getirmekte hem de süreci yavaşlatmaktadır. TÜRKSERF bu noktada devreye girerek üreticilerin hem maliyetlerini azaltabilecek hem de sertifika alma sürecini şeffaf, hızlı ve güvenilir hale getirebilecektir. Aynı zamanda, sahadaki denetim mekanizmaları güçlendirildiğinde, madencilik kazalarının önemli bir kısmının önüne geçilmesi mümkün olacaktır. Böyle bir sistem, iş güvenliği kültürünün yaygınlaşmasını da sağlayarak sektörde uzun vadeli dönüşüm yaratabilecektir.

Ancak bu hedeflerin gerçekleşebilmesi için bazı risklerden kaçınılması gerekmektedir. Kurumun aşırı bürokratik bir yapıya bürünmesi, sertifika süreçlerinin yavaşlamasına ve sektörün güvenini kaybetmesine neden olabilir. Ayrıca, uluslararası tanınırlık sağlanmadan verilen sertifikaların küresel pazarda geçerliliği sınırlı kalabilir. Bu nedenle, ISO, IEC ve benzeri kuruluşlarla sürecin başlangıcında teknik iş birlikleri yapılmalı; TÜRKSERF tarafından verilen belgelerin karşılıklı tanınabilirliği için diplomatik ve teknik çaba sarf edilmelidir. Öte yandan, sertifikasyon süreçlerinin yalnızca belge bazlı değil, sürekli izleme ve güncelleme temelli yürütülmesi gereklidir. Aksi takdirde, sertifikalar zamanla etkisizleşebilecek ve asıl amaç olan güvenliğin sağlanması tehlikeye girebilecektir.

Sonuç olarak, bahsedilen yapıda TÜRKSERF'in kurulması, Türkiye'nin madencilik sektöründe hem yerli üreticiyi güçlendiren hem de iş güvenliği çıtasını yükselten önemli bir adım olacaktır. Uluslararası örneklerle uyumlu, teknik olarak güçlü ve şeffaf bir yapıyla işlerlik kazandığında, bu kurum sadece bir denetleyici değil, aynı zamanda sektörün dönüşümünü destekleyen stratejik bir paydaş konumuna gelebilecektir.

KAYNAKLAR

ANSI. (2025). Safety Standards. 12 Temmuz 2025 tarihinde https://webstore.ansi.org/industry/safety-standards adresinden erişildi.

ASTM. (2025). Standards & Publications. 12 Temmuz 2025 tarihinde https://www.astm.org/standards-and-solutions/standards-publications adresinden erişildi.

Canadian Standards Association. (2022). CSA M421 – Use of Electricity in Mines.

Çin Ulusal Sertifikasyon ve Akreditasyon İdaresi. (2023). China Compulsory Certification (CCC) Scheme.

DIN. (2025). German Institute for Standardization. 12 Temmuz 2025 tarihinde https://www.din.de/en adresinden erişildi.

European Union. (2014). Directive 2014/34/EU of the European Parliament and of the Council of 26 February 2014 on the harmonisation of the laws of the Member States relating to equipment and protective systems intended for use in potentially explosive atmospheres. 12 Temmuz 2025 tarihinde https://eur-lex.europa.eu/eli/dir/2014/34/oj/eng adresinden erişildi.

European Union. (2025). CE marking – obtaining the certificate, EU requirements - Your Europe. 12 Temmuz 2025 tarihinde https://europa.eu/youreurope/business/product-requirements/labels-markings/ce-marking/index_en.htm adresinden erişildi.

Gunningham, N., Kagan, R. A., Thornton, D. (2003). Shades of Green: Business, Regulation, and Environment. Stanford University Press.

IEC. (2023). IECEx System – International Certification of Equipment for Explosive Atmospheres.

IEC. (2025). Homepage. 12 Temmuz 2025 tarihinde https://www.iec.ch/homepage adresinden erişildi.

ISO. (2025). Certification. 12 Temmuz 2025 tarihinde https://www.iso.org/certification.html adresinden erişildi.

MAPEG. (2025). Maden Petrol İşleri Genel Müdürlüğü. 12 Temmuz 2025 tarihinde https://www.mapeg.gov.tr/Sayfa/Genel/gorev-ve-yetkiler adresinden erişildi.

MSHA. (2025). Approval and Certification Center | Mine Safety and Health Administration. 12 Temmuz 2025 tarihinde https://www.msha.gov/about/program-areas-offices/technical-support/technical-support/approval-and-certification-center adresinden erişildi.

OECD. (2020). Good Regulatory Practices in the Mining Sector: Towards Sustainable Governance.

SABS. (2021). SANS 10086: The classification of hazardous locations and the selection of apparatus for use in such locations.

Standards Australia. (2023). AS/NZS 4871: Electrical equipment for mines and quarries.

T.C. Bilim Sanayi ve Teknoloji Bakanlığı. (2016). Muhtemel Patlayıcı Ortamda Kullanılan Teçhizat ve Koruyucu Sistemler ile İlgili Yönetmelik (2014/34/AB).

T.C. Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı. (2023). İş Ekipmanlarının Kullanımında Sağlık ve Güvenlik Şartları Yönetmeliği.

T.C. Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı. (2025). Anasayfa. 12 Temmuz 2025 tarihinde https://www.csgb.gov.tr/isggm/ adresinden erişildi.

T.C. Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı Rehberlik ve Teftiş Başkanlığı. (2021). 2021 Yılı Maden İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Programlı Teftişi Genel Değerlendirme Raporu.

T.C. Enerji ve Tabii Kaynaklar Bakanlığı Maden ve Petrol İşleri Genel Müdürlüğü. (2024). Madencilik Mevzuatı ve Uygulama Rehberi.

T.C. Sanayi ve Ticaret Bakanlığı. (2009). Makina Emniyeti Yönetmeliği (2006/42/AT).

T.C. Ticaret Bakanlığı. (2020). Ürün Güvenliği ve Teknik Düzenlemeler Kanunu.

TSE. (2025). TSE - Türk Standartları Enstitüsü. 12 Temmuz 2025 tarihinde https://www.tse.org.tr/ adresinden erişildi.

TTK. (2025). Analiz ve Testler - Türkiye Taşkömürü Kurumu. 12 Temmuz 2025 tarihinde https://www.taskomuru.gov.tr/ttk/analiz-ve-testler/ adresinden erişildi.

TÜV Rheinland. (2025). Services for Explosion Protection Equipment | WO. 12 Temmuz 2025 tarihinde https://www.tuv.com/world/en/explosion-protection-equipment.html?verbid=131 adresinden erişildi.

Ünal, M. S., Kıllıoğlu, S. Y. ve Ünver, B. (2016). Maden Ekipmanları Patlatmazlık (Ex-Proof) Sertifikalarının Karşılaştırılması. Bilimsel Madencilik Dergisi, *55*(4), 37–45. http://dergipark.gov.tr/madencilik/issue/32396/360342 adresinden erişildi.

Ünver, B. (2019). Maden Güvenlik Kültürü (MAGÜK) Projesi Final Raporu. T.C. Enerji ve Tabii Kaynaklar Bakanlığı. 91-95. Ankara.

DETERMINING THE WORTH OF A MINING ASSET

BİR MADEN VARLIĞININ DEĞERİNİN BELİRLENMESİ

H. Arden Kahraman[1, *], W. Lewis[1]

[1]*DMT Türkiye*
*(*Sorumlu yazar: hakan.arden@dmt-group.com)*

ABSTRACT

One of the challenges in mining projects is determining the value of a mineral asset, especially when advanced technical studies have not been conducted yet. This process is not straightforward, as it involves a complex interplay of factors, including the deposit's geology, the quality and grade of the ore, the quantity available, the cost of extraction, and both current and projected market prices for the minerals. Additionally, negotiation skills between the buyer and seller play a crucial role. Significant factors in determining value include geological attributes, the chosen mining method, processing technology, and the availability of infrastructure. Proximity to markets, commodity prices, operating costs, and initial investment are also essential considerations. Legal and regulatory factors, such as the permitting process, greatly influence asset value. Furthermore, government royalties on mineral production and corporate taxes impact the mine's profitability. Compliance with environmental regulations, especially regarding mine closure and rehabilitation, can further raise operational costs. Risk assessment is another important aspect in mining transactions, where both the buyer and seller evaluate risks associated with the mine. This article explores the issues related to valuing a mining asset, whether an early-stage project, an advanced feasibility project, or an operating mine.

Keywords: Valuation, mining assets, best industrial practice, due diligence, exploration, resource and reserve estimation, preliminary economic assessment, pre-feasibility/feasibility study, funding, CRIRSCO, UMREK, IMVAL, UMVAL, CIMVAL, SAMVAL, VALMIN.

ÖZ

Madencilik projelerinde karşılaşılan zorluklardan biri, özellikle de ileri düzeyde teknik çalışmalar henüz yürütülmemişse, bir maden varlığının değerini belirlemektir. Bu süreç, yatağın jeolojisi, cevherin kalitesi ve tenörü, mevcut miktar, çıkarma maliyeti ve adı geçen cevher için hem var olan hem de öngörülen piyasa fiyatları gibi bileşenlerin karmaşık etkileşimlerini içermesi nedeniyle basit değildir. Ek olarak, alıcı ve satıcı arasındaki müzakere becerileri de önemli bir rol oynar. Maden varlığının değerini belirlemede önemli etkenler arasında jeolojik özellikler, seçilen madencilik yöntemi, işleme teknolojisi ve altyapının varlığı yer alır. Piyasalara yakınlık, hammadde fiyatları, işletme maliyetleri ve ilk yatırım da önemli konulardır. İzin verme süreci gibi yasal ve düzenleyici etkenler, varlık değerini büyük ölçüde etkiler. Dahası, mineral üretimi üzerindeki devlet telif hakları ve kurum vergileri madenin kârlılığını etkiler. Özellikle maden kapatma ve rehabilitasyon ile ilgili çevre düzenlemelerine uyum, işletme maliyetlerini daha da artırabilir. Madencilik risk değerlendirmesi hem alıcının hem de satıcının maden varlığıyla ilişkili olası riskleri irdelediği bir diğer önemli hususdur. Bu makale, erken aşama projesi, ileri fizibilite projesi ya da çalışır durumda olan bir madende, bir maden varlığının değerlemesiyle ilgili konuları incelemektedir.

Anahtar Sözcükler: Değerleme, maden varlıkları, en iyi endüstriyel uygulama, durum saptama, arama, kaynak ve rezerv tahmini, ön ekonomik değerlendirme, ön fizibilite/fizibilite çalışması, finansman, CRIRSCO, UMREK, IMVAL, UMVAL, CIMVAL, SAMVAL, VALMIN.

INTRODUCTION

Assessing the value of mine assets is a complex process that demands many technical experts/specialists. Unlike the straightforward valuation of everyday items, the complicated nature of mining assets necessitates a comprehensive evaluation. Understanding their true worth is essential, making expert insights invaluable in this intricate process. The mining industry has been utilising various national codes for mineral valuation, including CIMVAL from Canada, SAMVAL from South Africa, and VALMIN from Australia. In July 2012, the International Mineral Valuation Committee (IMVAL) was established to create a mineral asset valuation template similar to the International Reporting Template of the Committee for Mineral Reserves International Reporting Standards (CRIRSCO). The first version of the International Mineral Property Valuation Standards Template (IMVAL Template) was published in July 2016, and it was updated in 2018 to its third version. The template is intended to align with the generally accepted valuation concepts, principles, and definitions set forth in the IVS' 2020 Edition (International Valuation Standards "IVS"). Additionally, the national valuation code of Türkiye (UMVAL Code) was designed and presented in 2022 based on the IMVAL Template.

Determining the worth of a mineral deposit is inherently complex and requires a thorough analysis of various critical factors and risks (see Arden & Lewis, 2014; Kahraman, 2025). The deposit's geological characteristics, ore quality, extraction costs, market prices, and negotiation dynamics are all pivotal in establishing value. Geological aspects play a decisive role, as each mineral type presents unique attributes that significantly impact valuation. Larger deposits with higher grades are unequivocally more valuable, although geological complexities, such as faulting or discontinuities, can escalate extraction costs.

The chosen mining method (open-pit or underground) is essential in shaping both feasibility and expenses, and the technology used for processing directly influences overall costs. The availability of infrastructure is a crucial determinant of development expense. Commodity price fluctuations exert a direct influence on profitability, while operating costs, including labour and transportation, are fundamental to the mine's operating margin. Significant initial investments in equipment and infrastructure are non-negotiable.

Legal and regulatory factors can dramatically affect asset value, particularly in the permitting process and compliance with stringent environmental regulations, which can inflate operational costs.

A careful and rigorous risk assessment is non-negotiable during mining transactions. Buyers and sellers must evaluate geological, technical, economic, and political risks. The "Due Diligence" phase is imperative for buyers to authenticate seller claims and thoroughly assess the mine's potential.

Deal structures can vary from outright purchases to joint ventures, but buyers consistently focus on one principal interest: the quantity of resources and reserves. Resources are distinctly categorised by confidence levels, from inferred to measured, with reserves representing the economically viable portion of these resources. A comprehensive evaluation of profitability must consider all relevant factors in current conditions. Advanced technical studies are essential for substantiating reserve classifications.

Common assessments used in mine valuation include the cost approach, market approach, and income approach. The details of these approaches are explained further in the text for each stage of the project development, whether an early-stage project, an advanced feasibility project, or an operating mine. All these approaches and recommendations are also highlighted in the commonly used industry standards comprising IMVAL, CIMVAL, SAMVAL, UMVAL, and VALMIN.

Cost Approach: This method estimates the value of a mine based on the costs incurred to explore, develop, and bring it into production. It is often used for early-stage projects where future cash flows are uncertain.

Market Approach: This approach compares the mine asset to similar properties that have recently been sold or acquired. It is particularly useful when there are enough comparable transactions to provide a reliable benchmark.

Income Approach: This is the most commonly used method, estimating the value of the mine based on the present value of its future cash flows. It involves developing a financial model that considers various factors. The **Discounted Cash Flow** (**DCF**) method is a widely used income approach that lenders often prefer.

After considering any or all of the approaches above, the focus shifts to the negotiation process between the buyer and the seller, depending on the technical status of the asset. It is important to recognise that the final price is not solely a reflection of the resource or reserve estimate but is also influenced by strategic considerations, risk assessment, and market dynamics. Therefore, a nominal price per tonne of raw material can serve as a starting point for negotiations, particularly for projects in their early stages. However, it is essential to understand that this is merely a baseline, and the final price will likely vary significantly based on previously discussed factors.

Without the detailed studies and a comprehensive feasibility assessment, a buyer or seller might use a rough, high-level estimate based on a price per tonne. This estimate could be derived from market comparisons, where recent transactions of similar resources, if available, are considered on a per-tonne basis. This approach can be challenging for undeveloped resources.

Additionally, some may prefer to use back-of-the-envelope calculations for initial valuations of these early-stage projects. This method provides a simplified and basic estimation of potential revenue, relying on assumed prices and recovery rates. However, these estimates may not accurately reflect the true value or potential of the mining asset.

Importance of Resources/Reserves in Transaction Price: The revenue potential of a mining asset hinges on both the quantity and quality (grade) of its resources or reserves. A larger resource base typically results in a longer mine life and greater revenue potential. Higher-grade ore, which contains more valuable minerals per ton, can enhance profitability and reduce investment risks, making such deposits more appealing to investors, especially during price fluctuations.

Operating and capital costs also play a critical role, as larger deposits may achieve economies of scale with reduced per-unit operating costs. Higher-grade ores often demand less processing per unit, further lowering costs. However, larger deposits may require greater initial capital for development.

Both quantity and grade are essential, but they are part of a broader valuation strategy. Accurate resource estimation through 3D geological surveys is vital for mine planning and production scheduling. Engineers and financial analysts assess the viability of extraction using the DCF methods based on reserve estimates and production schedules, converting resources into reserves. Benchmarking against comparable mining transactions can aid in valuation.

Best practices involve adherence to CRIRSCO-based reports to ensure investor confidence. The exploration process is typically led by a qualified Competent Person (**CP**), responsible for data interpretation and compliance with standards, enhancing credibility.

Converting resources into reserves requires a team of experts, including mining engineers who evaluate extraction feasibility, processing engineers who determine optimal techniques, geotechnical engineers who focus on safety by considering slope stability, ground support requirements, and other geomechanical factors, and hydrogeologists who assess the hydrogeological conditions for a safe working setting. Environmental consultants and legal experts are also part of the team, assessing environmental impacts and navigating the

complex regulatory landscape. Additionally, cost estimators and project managers provide detailed cost breakdowns for all project aspects, including infrastructure. This coordinated effort covers all factors influencing mine valuation, from geology and mining methods to economic conditions and regulatory aspects, ensuring a comprehensive approach to project estimations.

If the valuation is conducted according to one of the accepted valuation standards (e.g., IMVAL, VALMIN, UMVAL), then the valuation should make use of at least two valuation approaches, depending on such factors as the nature of the valuation, development status of the mineral assets, and extent and reliability of available information. Where more than one valuation approach is used, the practitioner should comment on how the results compare and on the reasons for selecting the value adopted. If it is impractical to use two valuation approaches, the practitioner must clearly and unambiguously outline the reasons for not doing so.

VALUATION OF EARLY-STAGE PROJECTS

Early-stage mining projects are often "green field" exploration sites, characterised by high geological uncertainty and limited data. The main goal here is not immediate profit but finding and defining a mineral deposit for future returns. Valuing these projects is more about assessing their potential and reducing future risks. The challenges are significant as they mostly contain "inferred" or "indicated" mineral resources at best, meaning their quantity and quality are not fully confirmed from the extractability perspective. Traditional financial modelling, like DCF, becomes challenging without detailed geological, engineering, or economic studies. These projects have not yet generated any revenue, complicating income-based valuations.

The cost approach is based on the premise that an early-stage exploration property is worth an amount related to past exploration expenditures, plus any warranted future costs to test remaining potential. The underlying idea is that a buyer will not pay more for an asset than it would cost to acquire or create an equivalent asset. The valuation starts by compiling a detailed record of all past exploration expenditures on the property. This includes costs for geological mapping, geochemical sampling, geophysical surveys, drilling, permitting, and property acquisition costs (like land leases or initial purchase prices). However, not all past costs are considered equally valuable. Valuers will assess which expenditures were productive and contributed to the project's prospectivity. Costs from exploration work that downgraded the potential are typically excluded. Some practitioners may exclude older expenditures (e.g., more than five years old) unless they are deemed to have a material effect on current prospectivity. Also, a critical and often subjective step is to apply a "geological factor." This adjusts the raw expenditure base to reflect the perceived geological potential and the asset's quality. A project showing strong indicators of mineralisation or a discovery might have a higher multiplier than a property where significant spending yielded no encouraging results. This often requires an experienced geologist's subjective assessment. Sometimes, warranted future exploration commitments outlined in a transaction (e.g., a joint venture partner committing to spending a certain amount) can also be factored in as a value component.

The biggest limitation in the cost approach for the early-stage projects is that cost does not necessarily equal value. For example, a company could spend significant money on a property and find nothing of economic interest, in which case the "value" based on cost would be misleadingly high. Conversely, a small, highly effective exploration program could make a significant discovery at a low cost, in which case the cost approach would undervalue the asset. The prospectivity enhancement is highly subjective and depends heavily on the valuer's experience and judgment. This can lead to a lack of transparency and wide valuation ranges. In addition, the method does not inherently reflect what the market is willing to pay for similar assets, only what has been spent to reach the current stage and ignores future profitability.

In the meantime, another method for valuing early-stage projects involves analysing comparable transactions, looking at what similar projects have recently sold for in the market. This approach suggests that buyers are unlikely to pay more for an early-stage project than the cost of acquiring a similar and equally desirable

property elsewhere in the market. Valuations may be expressed in terms of dollars per ounce or per tonne of resource. The challenge lies in identifying truly comparable deals and making subjective adjustments for any differences between them.

Comparability in the market is critical and highly challenging for early-stage mining projects. Many key factors will be considered during their valuation. These include commodity type, geological setting and deposit type, geographical location/jurisdiction (to assess the political stability, infrastructure, and permitting ease, etc.), exploration stage, size of land package, resource category (inferred, indicated or measured), transaction terms (an outright sale, a joint venture with staged payments, or a royalty agreement, and adjust accordingly), and the total acquisition cost (e.g., per unit of metal derived from comparables including the cost to acquire, build, and operate a mine). Identifying the geological potential and risks in this method is the key to quantifying the probability of exploration success and estimating a potential future value. They lean heavily on expert geological opinions and the status of resource categories to assign probabilities to successfully moving through exploration stages and derive valuation multiples ($/ounce or $/tonne, $/ha or $/km^2, depending on the resource category, a specific region or size of the tenure).

There are also limitations in the market approach for early-stage projects. Finding a comparable project can be the most significant challenge. No two mining projects are identical due to unique geology, location, and specific exploration results. Adjustments for these differences are subjective and can be significant. Early-stage projects often have high speculative value based on "hidden potential." The market for these assets can be inefficient, and a few high-profile discoveries can skew perceived values. Information on early-stage transactions, especially private deals, might not be publicly available or transparent, making it hard to find reliable data. Furthermore, commodity markets and the broader equity markets for junior explorers can be highly volatile, impacting the timing and terms of transactions. The method uses market data and reflects past transaction prices, which may not accurately capture current market sentiment or future potential.

Let us explore some hypothetical scenarios for mineral deposits in the early stages of project development. In these cases, extensive exploration studies have already been conducted, and the resources in these deposits have been estimated under one of the CRIRSCO Codes.

Scenario 1: Inferred Resources of Coal: In this scenario, we have an inferred resource of 100 million tonnes of thermal coal. This classification indicates a lower level of confidence due to limited geological data, which leads to greater uncertainty about the deposit's continuity and consistency. The market price of coal is significantly influenced by various quality factors, including calorific value, ash content, sulphur content, chlorine levels, and the presence of other trace elements. Typically, thermal coal has a lower market price than metallurgical coal. Without the proved reserves and detailed technical studies, negotiations may start with a nominal price per tonne, likely ranging from $0.10 to $0.50, or even lower. This lower price reflects the increased risk associated with the resources. The buyer would likely take a cautious approach, prioritising further exploration to upgrade the resource category before committing to significant expenditures on feasibility studies or infrastructure planning. As a result, they might be less inclined to pay a premium until the resource is better defined.

Scenario 2: Measured Resources of Salt: Now, consider a different scenario where a JORC-compliant report details a measured resource of 100 million tonnes of rock salt. This classification reflects a high level of confidence in the estimate. It is important to determine whether the salt is rock salt, solar salt, or brine, as different types have varying production costs and market values. Additionally, higher purity salt commands a higher price, while proximity to markets and transportation infrastructure plays a crucial role. Given the confidence in this resource, a competent person and a team of experts, including mining engineers, processing engineers, geotechnical engineers, and infrastructure engineers, can effectively plan the mine and its associated infrastructure. Because of this higher confidence, the nominal price per tonne, while still merely a starting point, might be at the upper end of the range, possibly between $0.30 and $0.50 per tonne, reflecting the re-

duced risk. Consequently, the buyer may be more willing to invest in detailed feasibility studies, given the greater certainty surrounding this measured resource.

Scenario 3: Indicated Resources of Gold: Consider a report that complies with one of the CRIRSCO Codes, showing an indicated resource of 1 million ounces of gold. This signifies a higher confidence level in the resource than the inferred category. The initial negotiation range for the nominal value may fall between $100 and $300 per ounce, although it could be lower or higher depending on various factors. The grade of the gold is crucial in this context; a higher-grade deposit could justify a higher price within this range. Buyers may be eager to advance to feasibility studies, particularly if the deposit is high-grade, near-surface, and suitable for open-pit mining.

Scenario 4: Measured Resources of Lead/Zinc Deposit: Now, consider a report compliant with the UMREK Code, which assumes a measured resource consisting of 1 million tonnes of combined lead (Pb) and zinc (Zn). Like in the previous scenario, the high confidence level is present in this resource; however, it comes with challenges such as complex mineralogy, metallurgy, and infrastructure requirements that can increase risk and consequently lower the nominal value. The initial offer may range from $200 to $600 (or even less) relative to the ongoing commodity price. Key considerations for making price offers include assessing the quality of a high-grade, massive sulphide deposit and its metallurgical recovery rates.

These examples illustrate how the resource category directly impacts its perceived value and the early stages of negotiation. A measured resource justifies a higher nominal starting price and promotes quicker investment in development planning, while an inferred resource requires a more cautious approach, prioritising further exploration.

VALUATION OF THE ADVANCED STAGE PROJECTS AND OPERATING MINES

These projects have moved past initial exploration and usually have significant technical studies completed, like a Preliminary Economic Assessment (PEA), Pre-Feasibility Study (PFS), or a Feasibility Study (FS). Mineral resources are typically upgraded to “indicated” or “measured,” and often some are classified as “proved” or “probable” reserves. Even though they are more defined, challenges remain. These projects demand substantial upfront capital expenditure for construction. While reduced from earlier stages, technical risks related to mineral processing and specific mining methods still exist. Plus, there are often multi-year construction periods before any minerals can be produced. At this stage, the valuation methods become much more detailed, comprising a Discounted Cash Flow (DCF) / Net Present Value (NPV) method. This method relies heavily on the detailed technical data from the PFS or FS and requires realistic commodity price forecasts, accurate estimates for operating costs and capital expenditure costs, and appropriate discount rates that reflect project-specific and country-specific risks.

For operating mines, the valuation approaches become very precise by using DCF by considering the historical performance, proved and probable reserves, and detailed life-of-mine (LOM) plans. Projections are based on established production rates, recovery, and cost data, leading to more certain cash flow forecasts. The method also involves comparable company analysis (CCA) and market multiples by comparing the operating mine or company to publicly traded mining companies with similar commodity exposure, production profiles, size, and geographical presence.

In considering the financial viability aspect when resources are converted into reserves, many options are available for the advanced-stage projects and operating mines. Investors will have their own justification for investment and will be looking for the type of investment that suits them best. Sometimes they look for a combination of many positive results in the metrics used.

The market approach is a key method for determining the value of an operation, as it answers the question of what someone is willing to pay for it. However, unlike houses or other commodities, there is often limited market activity to provide guidance. Additionally, mines typically have unique circumstances, making it challenging to find comparable operations. Another complication arises from the varying intentions of buyers, which can lead them to either over-value or under-value the price. The authors have firsthand experience with mine valuations for one particular mine that ranged from approximately $150 million to about $20 million in less than a year, with the mine eventually selling a year later for around $50 million. However, this can be used alongside the DCF analysis to determine if the DCF valuation aligns with market values. For operating mines, this metric often holds significant importance.

The Cost Approach, also known as the Replacement Cost method, estimates the cost of replacing an asset. This method is less commonly used for operating mines since it does not directly reflect future cash flows or profitability; however, it may be more relevant for very early-stage projects.

For an established and operational mine, sustainability might be a viable option, where simply maintaining cash-positive operations could result in meeting key performance metrics. However, this can only be a temporary solution since the initial investment (whether through equity or debt) is not repaid, and there may be no opportunity to pay dividends. Profitability, on the other hand, is a measure that at least indicates the coverage of initial capital investment, the charging of interest costs, and the possibility of paying dividends to equity investors. However, there is no guarantee of positive cash flow, nor assurance that agreed investment limits are not being exceeded.

Payback, while primarily relevant to financial institutions, is also a practical measure that assesses the timeframe needed to generate sufficient cash to recover the total initial investment. Investors typically have their own benchmarks for what constitutes an acceptable duration, with many expecting a timeline of no longer than six to seven years. By understanding these various financial considerations, one can make more informed decisions and develop strategies that enhance the value of mining operations.

When considering the above options, the DCF method is the primary and often the most important tool for valuing a mining asset, even at advanced stages (PFS/FS) or operational levels. However, it is not the only method available. A comprehensive valuation always involves considering multiple approaches and perspectives.

The DCF method provides a fundamental valuation based on the project's projected cash flows. It considers the time value of money by discounting future cash flows back to their present value. This aspect is crucial for comparing projects with different timelines. A well-constructed DCF model incorporates all the key factors that influence value, including resource and reserve estimates, mine plans, production schedules, operating costs, capital expenditures, commodity prices, discount rates, taxes, and royalties. Additionally, DCF allows for sensitivity analysis, which tests the impact of changes in key assumptions (such as commodity prices and operating costs) on the project's value. This capability is essential for assessing risk.

Despite its powerful advantages, DCF has limitations. The accuracy of a DCF valuation is heavily dependent on the quality of the input data. If the resource estimates, cost estimates, or commodity price forecasts are inaccurate, the DCF result can be unreliable. Therefore, it is important to ensure compliance with one of the CRIRSCO Codes for estimation assurance.

Furthermore, some inputs used in the DCF model, such as the discount rate and long-term commodity price forecasts, are subjective and can significantly influence the valuation. Moreover, while DCF focuses on a project's intrinsic value based on its cash flows, it may not fully capture the strategic value for a particular buyer, such as synergies with existing operations or access to specific resources.

The DCF method is based on a calculation of the cash flow over the life of the mine. It recognises that cash paid out or received in earlier years is worth more than money received in later years. All payments are

discounted at a fixed rate (the Discount Rate), but the year of payment means that the value of a payment made today will decrease in a number of years as the years increase. This results in a total of all payments over the life of the mine (NPV). If this NPV is positive, the operation is viable, and if negative, the investment is better left in the bank. As a basic principle, this method effectively answers the question "Would you prefer $100 today or sometime in the future?" It has nothing to do with inflation and everything to do with the cost of money and what you can do with it to earn more.

The discount rate applied during the valuation process reflects both the time value of money and the associated investment risk. Projects with higher risk typically have higher discount rates, which in turn reduce their present value.

Internal Rate of Return is a spin-off result of the DCF calculation. It is, in fact, the Discount Rate that, when applied to the cashflows, makes the NPV of a project equal to zero, indicating the expected rate of return over the project's lifetime. When the IRR is higher than the cost of the investment made, the investment is a sound one and vice versa. However, while this seems quite simple, issues arise when comparing projects that have different lifetimes and how to calculate what is the correct cost of investment to apply to the comparison. This rate can easily be compared across different projects; however, it is vital to acknowledge its limitations and to utilise it alongside other metrics and sound judgment (see Arden & Lewis, 2014 and Kahraman, 2025 for further insight).

Overall, it is prudent to calculate many of these measures and see how the investment looks. However, the widely accepted measure of viability is the calculation of the NPV using the DCF technique.

Consider an investor with $100,000 to invest and many options. Each option has a different income stream as follows:

Project	Income
1	Repaid immediately
2	$15,000/annum forever
3	$20,000/annum for 10 years
4	$20,000/annum forever after 5 years
5	$180,000 after 15 years

When these projects are analysed, it is not immediately clear which is the best one to invest in. Much depends on the duration and conditions. If they are tabulated with the individual cash flows, they would appear as shown in the following table:

Project	Investment	Year							
		1	2	3	4	5	6 - 14	15	16 Onwards
1	-100	100					0		
2	-100	15	15	15	15	15	15	15	15
3	-100	20	20	20	20	20	20		0
4	-100	-	-	-	-	-	20	20	20
5	-100	-	-	-	-	-	0	180	0

A further insight into the results from these cash flows using the various metrics reveals the following:

Payback: If payback is considered as the main criterion, then each option has a different net income stream, and the time for investment to be repaid, therefore, is different, as shown below:

Project	Payback in Years
1	1
2	7.5
3	5
4	10
5	15

We have a ranking by payback criterion, but this method ignores that some projects will continue to provide income while others will stop. Viability is demonstrated in terms of the investor being repaid, but hardly gives a clear indication that the cost of investing is covered, nor recognises that some form of profit is made. How can investors be assured that the scheme will last long enough to facilitate repayment? Additional metrics are needed. One important metric is the total amount of cash that will be returned to the investor.

Simple Cashflow: If the cashflow is checked at a simple level, then it can be quickly identified what will happen for some projects, but not all. This is shown in the following table:

Project	Net Income
1	Nil
2	Depends on the period of calculation
3	100,000
4	Depends on the period of calculation
5	80,000

If Investments 1, 3 and 5 are ranked, we cannot work out which of the others might be better or worse. They run forever, and the cash flow will increase year on year. If these projects are interrogated over different time scales, it can be seen how the cash flow varies with the life of the mine.

Life of Project

Net Cashflow ($'000)				
Life of Mine (yrs.)	10	15	20	25
1	0	0	0	0
2	50	125	200	275
3	100	100	100	100
4	0	100	200	300
5	-100	80	80	80

Now, Projects 2 and 4 begin to creep ahead, and eventually, we see that Project 4 becomes the best and stays so. However, a longer time is required for this to happen, and the money earned is worth less due to the wait for it to appear.

Discounted Cashflow Fortunately, the Discounted Cash Flow (DCF) approach considers this. Compound Interest is used to calculate the amount one would receive in the coming years. This calculation takes the following form:

$$Value\ after\ one\ year = Value\ Now\ x\ (1 + Interest\ rate)$$

This can be continued, and the general formula for such a calculation is:

$$Value\ after\ n\ years = Investment\ x\ (1 + Interest\ Rate)^{n}$$

Rearranging this formula, it can then be seen that the present value of a future income can be calculated as:

$$Value\ Now = Value\ after\ n\ years\ /\ (1 + Interest\ Rate)^{n}$$

"**Interest Rate**" is now termed the **Discount Rate**, and this is the annual rate by which future cash flows are reduced to arrive at a current-day value for the Project. As discussed earlier, we can now add up the present-day values of investments and the related cash flows. If the result is positive, the project is viable, and if negative, there is a better option of leaving the investment in the bank or not making any investment in the project. If we now look at the values of the Projects over different periods and discounting the future cashflows at 10%, the following table is the result:

Discounted Cashflow @10% ($ '000)				
Life of Mine	10	15	20	25
1	9.09	9.09	9.09	9.09
2	7.83	14.09	27.70	36.16
3	22.89	22.89	22.89	22.89
4	52.92	23.69	5.54	5.73
5	100.00	56.91	56.91	56.91

Based on DCF, we see a more consistent picture emerge. For shorter projects, the one with immediate income generation is the best. However, as time progresses, the longer schemes come into significance and they will only improve as time progresses. Even so, the lower-income scheme that starts paying sooner is still well.

Internal Rate of Return: Within the DCF process, the Internal Rate of Return (IRR) is another metric that requires consideration. This rate is the discount rate at which the NPV is zero. If the IRR is greater than the cost of finance, then the project should proceed. If it is less, the project should not proceed, and any funding available should be used to repay debt or redeem equity such that the overall cost of capital for the company is reduced. In general, the higher the IRR, the better the project. If the IRR is calculated for each of our projects over the same time, the results are as shown in the following table:

IRR				
Life of Mine	10	15	20	25
1	0%			
2	8%	12%	14%	14%
3	15%			
4	0%	7%	9%	10%
5		4%		

As it stands, the best project is now number 3. However, Project 3 is very close, and even Project 4 is viable. Both Projects 2 and 4 will show better results if the timescale is extended. However, any investor will also consider the length of payments. While Project 3 will return 15%, this is for only ten years. Then, the question should be asked whether 14% for a much longer period could be more attractive.

DCF Assumptions

There is always much debate about which Discount Rate should be adopted since this has a great bearing upon the resultant valuation. However, there is a generally accepted basis for calculation- the Weighted Average Cost of Capital (WACC). WACC is calculated for specific companies based upon their costs for funding the company, weighted based upon the specific proportions of debt and equity and their related costs. For debt funding, this is simply the interest charged on the debt. For equity investment, the situation becomes more complicated since it is difficult to estimate what might be a reasonable return on the riskier equity investment. Here, the Capital Asset Pricing Model (CAPM) is accepted as the solution.

Using CAPM to estimate the return on equity involves adjusting a Risk-free rate of return for risk associated with the particular market in which a company operates, allowance for the volatility of that market and also an allowance for the risk associated with the country in which the company is situated. This is encapsulated in the following formula:

$$R_{equ} = R_{rf} + \beta*(R_m - R_{rf}) + CRP,$$

where

R_{equ}= Return to Equity.

R_{rf}= Risk-free Return.

β= the Sector Beta- a measure of how much returns in the relevant sector, compared to variations in the stock market as a whole.

R_m= The Market Return, which is used with the Risk-free Rate to calculate the Equity Risk Premium.

CRP= The Country Risk Premium- a factor, considering the additional risk related to the country of operation.

Other means of estimation exist, and there is much debate about which is best. It is sufficient to say that the above is generally accepted, and other means do not result in significantly different discount rates.

Risk-Free Return: Often, this factor is based on the return available on government bonds issued in the country concerned. Generally, the bond duration should be similar to that of the project, if possible, but otherwise, ten-year bonds are considered.

Sector Beta: Worldwide, the Beta value applicable to mining companies is of the order of 0.97, but could be higher for some operations due to the high fixed cost of underground mining. Generally, let us assume that 1.0 is the most appropriate value.

Market Return: When a company operates in a market, it is exposed to significantly more economic risk, arising from both political instability and the nature of the underlying economy. Even if we accept the proposition that an equity risk premium of about 5.5% is reasonable for a mature market, one might expect a larger risk premium when investing in a controversial market, such as the carbon-related industries, in a world concerned with climate. Interestingly, it is suggested that current Market Premiums are at a record low for some time. In recent years, this premium has been recorded as between 7 and 9%.

Country Risk Premium: Country risk and country risk premium are key elements in foreign investment decisions and the ability of governments to secure competitive financing in international capital markets. Government policies must be aligned to improve the business climate to attract investment and promote growth.

A cross-national comparison of countries shows that countries with more economic freedom have faster economic growth, higher income, better ratings and lower risk premiums.

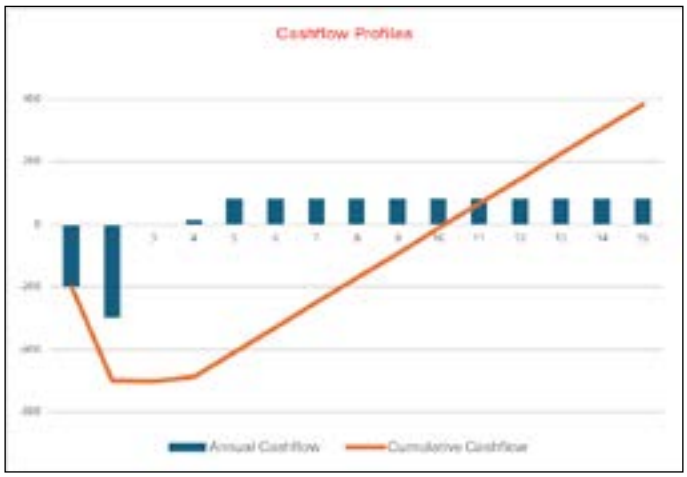
Combining all the above information, it is possible to build a general view of the Equity Risk, and therefore the appropriate discount rate. It is not uncommon for additional adjustments to be made to the rate to account for specific circumstances. These are somewhat subjective and are made based on views that the investor might have. Investors will make up their own minds and may well wish to add an adjustment based upon their view of the situation.

If we look at our five projects again, but vary the discount rate, we see the following: while the order of preference has not changed, the actual valuations have significantly changed. Financial calculations are all, of course, based upon predictions and assumptions. It is easy to get bogged down in the minutiae without paying attention to the world in general. Mining engineers and companies are, by their very nature, optimistic. It is easy to get carried away by concepts and ideas, and the challenge of a new operation. Investors are less enthused. They are inundated by opportunities and will take some persuasion. A holistic or overall view must be taken.

Discount Rate	8%				10%				12%			
Life of Mine	10	15	20	25	10	15	20	25	10	15	20	25
1	7.41	7.41	7.41	7.41	9.09	9.09	9.09	9.09	10.71	10.71	10.71	10.71
2	0.65	28.39	47.27	60.12	7.83	14.09	27.70	36.16	15.25	2.16	12.04	17.65
3	34.20	34.20	34.20	34.20	22.89	22.89	22.89	22.89	13.00	13.00	13.00	13.00
4	45.65	8.66	16.51	33.64	52.92	23.69	5.54	5.73	59.09	35.88	22.71	15.23
5	100.00	43.26	43.26	43.26	100.00	56.91	56.91	56.91	100.00	67.11	67.11	67.11

There is one particular measure that can be ignored during the evaluation of projects using DCF, but which can very easily cause problems for all concerned. This is associated with the need to ensure that adequate contingency funding is available and that accurate cash flows are predicted.

In the following diagram, simplistic annual and cumulative cash flows for a typical project:



A total of $500 million is shown as capital investment is expended over a period of two years. Subsequently, production commences and cash is generated. Year 3 shows a minor loss, which will increase overall capital requirements, and positive cash flow starts only in Year 4. Thereafter, healthy positive cash flows eat into the cumulative cash deficit till payback is achieved in Year 11.

For an investor, the point of greatest risk is at the two-year point. Maximum money has been spent on assets that are virtually ready but not yet performing. If there is some sort of project stoppage at this point, there is little or no collateral to sell to recover investment. Who wants mining and processing equipment with no ore to process? Even if the plant can be sold, much of the investment is in infrastructure, pre-stripping, piping, design and many other non-tangible or useless items. On top of this, there would be a charge for dismantling, transport and re-erection.

This straightforward approach is sufficient for valuation using Discounted Cash Flow (DCF) and other global metrics. However, in the initial years, several potential issues can arise with cash flow, which could leave the project incomplete. At this stage, any additional funds needed would likely come from an existing investor eager to protect their initial investment or from a new investor. In either case, this new investor may take a somewhat predatory stance, as they would exert significant control over the future of the project and could potentially hold the whole initiative at ransom. The terms of such an investment are expected to be costly, but still more favourable than those offered to the initial investors.

Thus, it becomes essential that project management adequately covers contingencies that might arise, as well as ensuring that implementation is on time. Overall, there is a need for a more detailed cash flow to ensure that all the following are covered:

- ***VAT:*** VAT charges and reimbursements are generally cash neutral over time. However, capital expenditures (Capex) may increase, with repayments occurring later or offset against VAT payable, often leading to their exclusion in DCF calculations.

- ***Contingency:*** Project proposers typically minimise contingency to lower Capex and enhance evaluations. This results in assumed minimum costs, although experienced experts will warn that plant costs often exceed estimates.

- ***Production start delays:*** Delays are almost inevitable and will increase cash requirements due to ongoing operational costs and lost opportunities.

- ***Slower ramp-up:*** A slower-than-expected ramp-up leads to lower initial income while costs remain unchanged, resulting in increased cash deficits.

- ***Opex Complications:*** If the financial model bases funding on a cost per tonne of operational expenditure (Opex), fixed costs mean that lower production will result in higher-than-predicted cash needs.

As indicated earlier, any DCF calculation will tend to ignore these issues since the effect on overall valuation is zero or negligible. Investors will wish to be assured that all such eventualities are taken into consideration.

The Competent Person (CP), along with other experts and an independent third party, plays a crucial role in advising the buyer or seller on the project's technical, economic, and infrastructural aspects. This ensures that the final price accurately reflects a comprehensive understanding of the asset's true potential and risks, including the costs and benefits associated with necessary infrastructure. This information is typically compiled in a Mineral Expert Report (MER).

These reports are vital for investors, regulators, and other stakeholders, especially in the context of public disclosures, transactions, or litigation. The MER must adhere to rigorous standards from recognised frameworks such as the CRIRSCO Codes and various valuation codes, including VALMIN, SAMVAL, CIMVAL, and UMVAL. Adhering to these standards ensures transparency, reliability, and objectivity in the valuation process.

NEGOTIATION BETWEEN BUYER AND SELLER

The final price of a mining asset is established through negotiations between the buyer and the seller, each party having its own valuation based on various assessments. Buyers conduct thorough due diligence to verify the seller's claims and evaluate the accuracy of resource and reserve estimates. It is common for the buyer and the seller to have independent assessments regarding resource and reserve estimates, as well as differing assumptions about future commodity prices and operating costs.

A good practice is to engage an independent, reputable company recognised by the international mining and lending community for the due diligence process. This approach provides a neutral, unbiased, and objective evaluation of the asset within a formal framework, assessing both the merits and risks associated with it.

Following the due diligence period, the buyer and seller will renegotiate the price based on the findings from their studies. The final price will reflect the projected profitability of the mine rather than just the raw tonnage. At this stage, the nominal price becomes almost irrelevant and redundant, as both parties understand it serves merely as a placeholder, suggesting a value that has yet to be fully uncovered through extensive due diligence.

Significant work and detailed studies are necessary to transition from a nominal price to a realistic valuation that accurately reflects the true potential and risks associated with the mining project. As the due diligence progresses, the initial nominal price per tonne becomes less relevant, fading into the background. The focus shifts toward the project's NPV, which serves as a measure of its true worth, considering the factors of time and risk.

The buyer's team - comprised of expert geologists, skilled engineers, and savvy financial analysts - embraces the challenge of unlocking value in mining projects. They dive deep into data gathering, conduct thorough studies, and develop sophisticated financial models that enhance the credibility of their resource estimates. Through meticulous assessments and insights drawn from an impartial third-party Due Diligence study, they navigate the technical challenges of mining and processing the ore. They analyse the operating costs, capital expenditures, and projected revenue streams while considering market fluctuations, commodity price forecasts, and the critical time value of money. This thorough preparation sets the stage for extensive negotiations that will ultimately shape the transaction price.

The final price is far from a simple arithmetic calculation; it emerges as a carefully balanced compromise between the buyer's quest for a lucrative investment and the seller's ambition for a fair return. It encapsulates the inherent risks of the project, the unpredictable nature of the market, and the strategic value each party assigns to the asset. The agreement concludes not with a mere handshake over a vague sum but via a meticulously crafted contract that reflects the true worth of the mine, worth established through rigorous investigation and astute negotiation. Once negotiations are resolved, the deal structure can manifest in various forms, such as an outright purchase, a joint venture, or an earn-in agreement - each presenting unique opportunities for growth and collaboration.

From the initial exploratory phases to the final agreement, this journey serves as a powerful testament to the intricate nature of mine valuation, where the disciplines of science, economics, and negotiation converge to reveal the planet's hidden treasures.

DISCUSSION AND CONCLUSIONS

Navigating the world of mining investments requires a nuanced understanding of project valuation, which changes dramatically depending on a project's stage. Determining a mineral deposit's worth is a fundamental and complex question, especially when advanced technical studies are not yet in place for the asset. It is not a

simple calculation since it involves a complex interplay of factors, including the deposit's geology, the quality and quantity of the ore, the cost of extraction, the prevailing market price of the minerals, and the negotiation skills between the buyer and seller to settle on the final price.

When valuating early-stage projects, focusing on key considerations significantly impacts investment outcomes. Analysing comparable transactions of exploration-stage projects can help establish a nominal value and provide valuable benchmarks. It is also crucial to thoroughly examine the exploration budget, covering activities like drilling and environmental studies. A well-calculated nominal price should cover these expenses and allow for reasonable returns. Employing a risk discounting rate is vital due to uncertainties that increase with distance from production. While resource categories matter, measured resources are typically seen as less risky than inferred ones- the absence of feasibility studies greatly influences valuation. Understanding "Optionality Value" is critical; investing at this stage means acquiring an option to develop a mine, and the nominal price must reflect the potential rewards and further exploration costs required to realise that option.

Ultimately, nominal values for early-stage assets reflect the significant risks and investments necessary to develop a successful mine, emphasising the investment as a bet on potential rather than proven value. Identifying the geological potential for these projects is the key to quantifying the probability of exploration success and estimating a potential future value. They lean heavily on expert geological opinions and the status of resource categories to assign probabilities to successfully moving through exploration stages conducted to the international standards and use of valuation multiples ($/ounce or $/tonne, $/ha or $/km^2, depending on the resource category, a specific region or size of the tenure).

When valuing advanced-stage mining projects and operating mines, the DCF method is the primary tool for valuing mining assets, even in advanced or operational stages. It provides a fundamental valuation based on projected cash flows, accounting for the time value of money by discounting future cash flows to their present value. This is important for comparing projects with different timelines. A robust DCF model includes key factors such as resource estimates, mine plans, operating costs, commodity prices, and taxes, and allows for sensitivity analysis on key assumptions.

However, DCF can have limitations. Its accuracy relies on the quality of input data; inaccurate estimates can lead to unreliable valuations. It is also influenced by subjective inputs such as the discount rate and commodity price forecasts. Moreover, while DCF captures intrinsic value based on cash flows, it may not reflect a project's strategic value for specific buyers.

The method calculates cash flow over the mine's life and discounts payments at a fixed rate, resulting in a Net Present Value. A positive NPV indicates viability, whereas a negative NPV suggests the investment may be better placed elsewhere. Essentially, it answers the question of whether one would prefer a certain amount today versus in the future. In addition, further metrics can be applied in the assessment process. The common multiples include:

Enterprise Value (EV) / EBITDA (Earnings Before Interest, Tax, Depreciation and Amortisation): Measures the value relative to operational profitability.

Price / Net Asset Value (P/NAV): Compares a company's market value to the NPV of its assets, often used to see if a company is undervalued or overvalued by the market.

EV / Production: Relates enterprise value to annual production (e.g., dollars per ounce of gold produced).

All other parameters, such as sensitivity, optimism bias, and optimisation, also need to be checked. Analysts and investors typically assess how much a project varies with key variables, as this is a test of the scheme's robustness against these changes. Common key factors include selling price, Opex, Capex, head

grade, and recovery rates. Usually, the analysis would be ±15%. Some valuers will stretch this to ±30% but the authors would contend that such wide variations would result in a significantly different mine valuation. For instance, changes would likely affect pit shells and cut-off grades and may also influence processing options. It is important to note that each key factor is usually reported separately unless a more complex risk analysis is conducted for each variable.

Similarly, since optimism is to be expected, project owners or proposers will take a somewhat optimistic view. That is only proper. However, it is another thing to optimise a project on every aspect: selling price, Opex, Capex and issues such as production and grade. Those who do so must expect that any sensitivity will only address adverse variances since there can be no upside.

A Real Example of the Issues: A short word of caution is here to conclude: There can sometimes be too much reliance on positive NPV and IRR. Both authors are familiar with one project showing a value of well over USD 300 million. It is robust, and significant adverse variations do not render it unviable. Yet on other metrics, it is rather unattractive that the investment is well over USD 1 billion; the life of mine is 50 years, no production (and therefore income) is seen for about ten years, and basic payback is some 17 years.

In the current investment climate, as has been intimated earlier, investors are looking for fast payback potential. This sort of investment may be suitable for a government or large family trust, but institutional investors will rarely be interested. NPV is important, but a basket of metrics needs to satisfy the careful investor.

In essence, as a mining project matures from an early exploration idea to an active, producing mine, the valuation methods evolve. They become less speculative and more quantitative, data-driven, and reliant on solid cash flow forecasts. Crucially, the discount rate used to value these cash flows typically decreases as the project de-risks, reflecting the increased certainty of future cash flows. Understanding these shifts is vital for anyone looking to invest in and value an asset in the dynamic world of mining.

The final price of a mining asset is determined through negotiations between buyers and sellers, each basing their valuation on different assessments. Buyers conduct thorough due diligence to validate sellers' claims and resource estimates, often resulting in independent assessments with varying assumptions about commodity prices and operating costs.

Engaging an independent, reputable company for due diligence is crucial for an unbiased evaluation of the asset's merits and risks. After this period, the buyer and seller renegotiate the price based on findings, with the final valuation reflecting projected profitability rather than raw tonnage. As the due diligence process unfolds, initial nominal prices become less relevant, shifting focus toward the project's net present value as a true measure of worth.

This journey from exploration to agreement highlights the complexity of mine valuation, merging science, economics, and negotiation to uncover the planet's hidden promises.

ACKNOWLEDGEMENTS

The authors wish to express their sincere thanks to their colleagues for their valued comments and inputs. The views and opinions expressed in this study are those of the authors and do not necessarily represent the official policy or position of DMT or its clients.

REFERENCES

Arden H & Lewis W. 2014. Back to Basics – Geological and Mining Risks and Financial Issues on Resource and Reserve Evaluation in Coal Projects. Mineral Resource and Ore Reserve Estimation. The AUSIMM Guide to Good Practice, Second edition, Monograph 30. pp.635-643.

CIMVAL. 2019. The CIMVAL Code for the Valuation of Mineral Properties. Prepared by the Special Committee of the Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum on the Valuation of Mineral Properties (CIMVAL) Adopted by the CIM Council on November 29, 2019

IMVAL. 2021. International Mineral Property Valuation Standards Template ("Imval Template") (Includes Petroleum) Fourth Edition. April 14, 2021 https://www.valmin.org/imval_template/

IVS. 2022. International Valuation Standards. International Valuation Standards Council. https://ivsc.org/

Kahraman Arden H. 2025. "Maden Varlığınızın Değerini Biliyor musunuz? (*Do You Know the Value of Your Mineral Assets*?)". Madencilik Türkiye, pp.86-93, March Issue.

SAMVAL. 2018. The South African Code For The Reporting Of Mineral Asset Valuation (The SAMVAL Code) 2016 Edition 1 October 2018 Prepared by: The South African Mineral Asset Valuation Committee (SAMVAL) Working Group under the auspices of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy and the Geological Society of South Africa, through the SAMCODES Standards Committee (SSC). www.samcodes.co.za

UMVAL. 2022. National Resources and Reserves Reporting Committee of Türkiye, Valuation Standards of Mineral Properties ("UMVAL CODE") Edition I, December 2022. Prepared by the UMREK Mineral Properties Valuation Code (UMVAL Code) Subcommittee.

VALMIN, 2015. Australasian Code for Public Reporting of Technical Assessments and Valuations of Mineral Assets (The VALMIN Code). Available from: http://www.valmin.org.

GRAVITY MODEL INSIGHTS INTO TURKEY'S INDUSTRIAL MINERAL TRADE

S. A. Vurdu, B. Akyüz*

Istanbul Minerals and Metals Exporters' Association
*(*Sorumlu yazar: bahri.akyuz@immib.org.tr)*

ABSTRACT

This study examines Turkey's bilateral trade in metallic minerals with all partners from 1995 to 2023, using a gravity model framework to uncover long-term shifts in trade patterns. The analysis relies on panel data from the BACI database, classified according to HS codes defined by the Istanbul Mineral and Metals Exporters' Association, while controlling for standard gravity variables such as distance, contiguity, economic size, and trade costs.

The findings highlight significant transformations in Turkey's mineral trade. Classical gravity effects, namely distance and shared borders, remain important but have weakened over time, indicating reduced geographic frictions as transport technology and trade networks improved. In contrast, importer GDP emerges as a consistently strong driver, with elasticities often exceeding one for copper and chromium, showing that demand in high-growth economies scales more than proportionally with income. External cost factors exert an increasing influence as global shipping rates now impose substantial constraints on bulky commodities like lead and chromium, while exchange rate fluctuations strongly affect processed metals such as aluminium. These patterns underscore Turkey's growing sensitivity to global logistics and financial volatility, even as traditional geographic barriers fade.

Overall, the results suggest that Turkey's mineral exports have become more closely tied to the economic growth trajectories of distant emerging markets and more vulnerable to external cost shocks than in the past. The study concludes that sustaining export competitiveness will require policies that reduce transport and logistics costs, strengthen resilience against freight and currency volatility, and promote value-added processing. By documenting these evolving dynamics, the paper contributes to understanding how globalization and market forces are reshaping mineral trade patterns in Turkey.

Keywords: Turkish Minerals, mineral trade, bilateral trade, gravity model, mineral supply chain

INTRODUCTION

Global supply-chain dynamics and trade costs have gained renewed policy attention in recent years. This trend has been driven by volatile shipping rates and commodity price swings. Turkey is a trade-oriented economy that exports substantial quantities of metallic minerals. Understanding the drivers of this trade is therefore crucial. Minerals; aluminium, copper, zinc, lead, chromium and iron are key inputs to industrial production worldwide. In this context, factors like geographic distance and freight costs can significantly influence export performance. For instance, the Baltic Dry Index experienced extreme fluctuations, surging to record highs in

2007-2008 and again in 2021, before sharply correcting. Such fluctuations have a potential to affect exporters' access to distant markets and the value of trade flows. Given these developments, this paper analyses Turkey's metallic mineral exports through the lens of a gravity model, asking: How do classic gravity factors like distance, common borders, and GDP influence mineral exports, and are these effects changing over time? What roles do international shipping costs and exchange rates play in shaping export flows? Are there significant differences in these impacts across commodities and subperiods? By addressing these questions, this analysis seeks to inform trade policy on issues such as infrastructure investment, regional trade facilitation, and macroeconomic management for export competitiveness.

The gravity model of trade, first applied by Tinbergen (1962), has become a standard empirical model for explaining bilateral trade flows. The model posits that trade between two countries is proportional to their economic mass (GDP) and inversely proportional to trade costs. Anderson and van Wincoop (2003) introduced the concept of "multilateral resistance" which is the concept that bilateral trade is influenced by the exporters' and importers' overall remoteness from world markets. In practice, accounting for multilateral resistance typically involves including country-specific fixed effects to absorb time-invariant factors that affect trade. Failing to control for such factors leads to biased estimates. Baldwin and Taglioni (2006) call this omission the 'gold medal mistake' in gravity modelling. Accordingly, most recent gravity studies include importer and exporter fixed effects or analogous techniques to obtain consistent estimates (Feenstra, 2004; Head & Mayer, 2014).

One of the main empirical findings from the gravity literature is that distance exerts a strong negative effect on trade. Disdier and Head (2008), in a meta-analysis of over 100 papers, report an average distance elasticity of approximately -0.9, and importantly, they find that this effect has not diminished over the decade. This issue of distance has been a subject of debate. Despite advances in transport technology, the deterrent effect of distance has not declined. Some researchers argued that globalization would reduce distance barriers ('death of distance'). However, evidence shows the distance penalty on trade has remained persistently high into the 21st century. Still, a few recent studies suggest (Coe et al., 2007), technological and logistical improvements are finally eroding distance constraints. Another well-established result is that sharing a common border (contiguity) significantly boosts trade often on par with or even exceeding the impact of trade agreements. Head and Mayer (2014) note that the contiguity effect is one of the most consistently significant gravity coefficients, reflecting the large trade volumes between neighbouring countries. This is pertinent for Turkey, given its land borders with both European and Middle Eastern countries, potentially conferring a contiguity advantage on its regional exports. In this context OLS is employed for the baseline, but results are interpreted with caution given the potential biases identified by Santos Silva and Tenreyro (2006).

There is also a body of research examining the role of transportation costs and related indices in trade. Hummels (2007) documented that shipping costs can still represent a substantial barrier. This is especially true for bulk commodities, despite improvements in technology. The Baltic Dry Index (BDI), a composite index of bulk freight rates, has been used as an indicator of global shipping cost pressures. Lin and Sim (2013) incorporated the BDI into trade models and found that fluctuations in shipping costs have meaningful impacts on trade volumes and even on income in trading economies. They interpret the BDI as a proxy for time-varying trade costs in the bulk commodity sector. Additionally, exchange rates feature prominently in trade discussions: classic models often assume purchasing power parity or include price terms, but empirical gravity analyses have found that a depreciation of the exporter's currency tends to boost exports (Bergstrand, 1985). While gravity equations do not always include exchange rates explicitly, including an exchange rate term can capture short-run competitiveness effects. For instance, Bahmani-Oskooee and Kara (2005) found that bilateral trade balances respond to real exchange rate movements with some lag. In summary, prior literature sets several expectations. Distance and contiguity should matter for trade in minerals. GDP effects are expected to be positive

and possibly elastic (>1). Higher shipping costs or an appreciated currency are likely to dampen exports. Our contribution lies in uniting these elements in a single framework for Turkey's mineral exports and examining how these effects have shifted over nearly three decades.

The remainder of the paper is structured as follows. Data and Variable Definitions outlines the construction of the dataset, sources, and measures used in the analysis. Methodology details the empirical framework, gravity specification, and estimation strategy. Results reports the findings for each explanatory variable and mineral, highlighting the role of geography, market size, prices, shipping costs, and exchange rates. Discussion interprets these results in light of theoretical expectations and policy relevance, drawing out cross-commodity contrasts and temporal shifts. Conclusion summarizes the key insights and identifies directions for future research.

DATA AND VARIABLE DEFINITIONS

An unbalanced panel of Turkey's annual exports of six metallic minerals, aluminium, chromium, copper ore, iron, lead and zinc, to all partner countries from 1995 to 2023 is constructed. Bilateral values are drawn from the CEPII BACI database (with defunct or non-standard country codes-e.g. BACI's 490 Asia aggregates-excluded, and the Serbia-Montenegro before 2005 coded as Serbia), remaining panels range from roughly 80 to 113 partners per commodity, totaling about 2,000-3,000 observations each.

Ln $dist_j$: distance determinant taken from GEODIST CEPII, $komsu_j$ contiguity dummy, Ln $GDP_{j,t}$ importer's real GDP (constant USD; World Bank WDI). Turkey's GDP ln $GDP_{T,t}$ is omitted in specifications with year fixed effects (collinear), but alternative runs without time dummies confirm the expected positive elasticity. Ln $price_t$: world commodity price for each mineral—chromium from the IMF's price system, all others from World Bank commodity prices. Ln $metals_index_t$: broad base-metals index (World Bank). Energy and non-energy indices were tested but dropped due to near-perfect collinearity with this metals index. Ln BDI_t: annual average Baltic Dry Index (log) from the Baltic Exchange, capturing sea freight cost fluctuations. Ln $exchange_t$: FRED real broad effective exchange-rate index for Turkey (2020=100, log), which rises with TRY appreciation.

Together, these variables capture the classic gravity determinants (distance, borders, market size), commodity-specific price effects, general metals-market conditions, and external cost shifters—while ensuring a consistent, well-identified panel for 1995-2023.

METHODOLOGY

The empirical approach of this estimate a gravity equation in log-linear form with fixed effects, using OLS. The baseline specification for each commodity's exports is:

$$\ln v_{jt} = \beta_0 + \beta_1 \ln dist_j + \beta_2 komsu_j + \beta_3 \ln GDP_{j,t} + \beta_4 \ln GDP_{T,t} + \beta_5 \ln price_t + \beta_6 \ln metals_index_t + \beta_7 \ln BDI_t + \beta_8 \ln exchange_t + \gamma_t + \alpha_j + \varepsilon_{jt}$$

where is an importer fixed effect and is a year fixed effect. This corresponds to a one-exporter gravity model with two-way fixed effects. The importer FE control for all time-invariant country *j* characteristics that affect its trade with Turkey, these include distance, contiguity, historical ties, culture, any stable trade agreements, etc. Essentially, captures the "destination attractiveness" or bilateral affinity for trade that does not change over 1995-2023. The year FE absorb any shock common to all trade flows in a given year, for instance, global recessions, commodity super-cycles, Turkey-specific shocks (like crises), or worldwide policy changes. By in-

cluding , b difference out the influence of Turkey's GDP growth or other trending factors (as noted, is omitted due to collinearity with). In effect, $_t$ ensure that identification of coefficients like β_7 on BDI or β_8 on exchange comes from deviations in those variables beyond a common year trend.

The presence of importer fixed effects has an important implication: we cannot separately identify the effect of any time-invariant bilateral variable that is perfectly collinear with those fixed effects. Here, $ln,dist_j$ and $komsu_j$ are constant for each j. Including $_j$ would normally absorb those, making β_1 and β_2 unidentified. In practice, to retain those coefficients, we do not include a fixed effect for *all* importers; instead, we omit the fixed effect for one reference country (much like including an intercept). Thus, distance and neighbour effects are identified by variation across countries relative to that base country. This is a methodologically sensitive approach it yields interpretable coefficients for *dist* and *komsu*, but one should note that the importer FE will absorb most cross-sectional variation, so multicollinearity can be high. As a robustness check, we also estimate models *without* importer FE (pooled OLS) to directly assess distance and neighbour coefficients, and the results are broadly consistent in qualitative terms, though slightly larger in magnitude. In the presented results, we include importer FE for consistency with theory (controlling multilateral resistance) and interpret β_1, β_2 with caution given the above collinearity concern. The OLS estimation is done on the log of trade, which necessitates handling zero flows. In our dataset, zero export observations are excluded.

To investigate how the impact of our regressors may have changed over time, we conduct **temporal sub-sample analyses**. We split the 29-year sample into three roughly equal subperiods reflecting distinct global trade environments: 1995-2004 (early globalization and pre-China boom era), 2005-2014 (commodity boom and post-2008 crisis adjustment), and 2015-2023 (recent years of rising protectionism, currency volatility, and pandemic disruptions). We re-estimate the gravity model separately for each subperiod to see if elasticity estimates differ. We create interaction terms like *ln dist* x $D_{2005\text{-}2014}$ and *ln dist* x $D_{2013\text{-}2023}$ (with 1995-2004 as baseline) to allow the distance coefficient to shift in those later periods. Similar interactions are done for komsu, ln GDP_j , ln(BDI), etc., focusing on hypotheses where we suspect temporal change (outlined in the next section). Significance of these interaction terms is assessed to statistically confirm whether, say, the distance effect in 2015-2023 is significantly different from that in 1995-2004. We cluster standard errors by importer throughout, which accounts for serial correlation within each country's error term and any heteroskedasticity across countries. Clustering by country (rather than year) is appropriate here since the number of countries (Varies between 80-110 for each ore) is reasonably large, whereas clustering by year (with only 29 years) would be less reliable. Regardless, heteroskedasticity-robust standard errors are used. Multicollinearity among the time-varying regressors is a concern: the commodity price and metals index have a correlation around 0.7-0.8, and both correlate with global GDP trends that overlap with BDI movements.

HYPOTHESES AND TEMPORAL ARGUMENTS

The analysis is guided by several hypotheses about how key elasticities might evolve over time:

H1: Declining Distance Elasticity. We hypothesise that the trade-deterring effect of distance has **declined** over the past decades as improvements in transportation technology, logistics, and communication reduce the frictions of distance. In the early period, distance might have been a formidable barrier, but by the 2010s, containerization, better infrastructure, and digital connectivity could reduce its impact. A corollary is that Turkey may have become more globally connected over time, relying relatively less on nearby markets. We test this by comparing distance coefficients across subperiods (expecting a less negative elasticity in later years).

H2: Diminishing Neighbour Effect. We expect the positive trade effect of sharing a border to **weaken over time**. In the 1990s, Turkey's immediate neighbours (like Iran, Iraq, former Soviet republics) may have been

disproportionately important destinations due to legacy ties or limited reach beyond. Over time, Turkey signed new trade agreements (e.g. Customs Union with the EU in 1996) and tapped distant markets, possibly reducing the relative advantage of neighbours. Also, some neighbours faced political instability (Iraq, Syria) which could erode their import share. Thus, while the neighbour dummy should be positive throughout, its magnitude might decline in later subperiods if regional integration and global diversification make contiguity less critical.

H3: Income Elasticity > 1. We posit that the elasticity of exports with respect to importer GDP exceeds unity, and potentially **increases over time**. A coefficient $\beta_3 > 1$ would indicate that as countries grow richer, their import demand for Turkey's minerals grows even faster (a luxury or high-intensity input effect). This could occur because industrialization drives demand for raw materials at a greater than proportional rate. Alternatively, if saturation or recycling reduces per-unit GDP needs in mature economies, elasticity might moderate. The baseline expectation is >1 for most minerals, with a possibility of an upward drift in elasticity from the 1990s to the 2010s as global commodity demand became more income-sensitive.

H4: Positive and Rising Impact of Shipping Costs (BDI). Intuitively, higher freight costs should hurt trade (negative effect), but This hypothesis posits a **positive correlation** between BDI and export values, particularly in earlier periods. The reasoning is that the BDI partly reflects global demand conditions: during booms, both the BDI and trade volumes rise. We suspect that in the early/mid-2000s, this demand effect dominated, making the estimated β_7 positive or insignificant. However, as freight rates reached prohibitive levels and volatility increased, the cost effect may have become more salient. In later years (post-2015), exporters and importers may have been more constrained by high shipping costs, yielding a more negative elasticity. In short, H4 posits that the **BDI's effect is time-varying** potentially positive or negligible in the early era but turning negative (or more strongly negative) in recent years when freight cost surges more strongly. We will evaluate this by interactions or subperiod coefficients on ln(BDI).

H5: Cyclical Price and Currency Effects. We expect that **commodity price cycles and exchange rate fluctuations significantly affect export values**, reflecting both demand and valuation channels. For the metals price index and specific prices, a rise could increase export earnings (higher unit values) but also possibly dampen quantities. The relevant hypothesis is that Turkey's export revenues move in relation with global commodity prices (so β_5, $\beta_6 > 0$ on balance), as Turkey can capitalize on price booms. This effect might vary: during extreme price hikes, if Turkey faces capacity limits, volume might not expand enough and the coefficient could even be negative (indicating price-driven demand destruction). Regarding the exchange rate, we expect a consistent negative effect (appreciation harms exports), and this sensitivity might **increase over time** as Turkish exporters become more integrated and price-competitive. For instance, after 2001, Turkey's economy became more export-driven; a strong Lira in mid-2000s reportedly squeezed many exporters' margins. By contrast, the large depreciation after 2018 likely boosted export volumes substantially. Thus, we hypothesise that an appreciating Lira had a small effect in the 1990s (when trade was less elastic) but a much larger negative effect in the 2015-2023 period, reflecting higher export elasticity to price competitiveness in a more globalized market.

These hypotheses will be examined by looking at changes in coefficient estimates across the three subperiods, as well as formal statistical tests on interactions. Each hypothesis connects to potential structural changes: H1 and H2 address whether physical geography is becoming less destiny, H3 and H5 relate to how economic growth and cycles drive trade, and H4 focuses on an external cost shock factor.

Results

Table 1	**Aluminium**	**Chromium**	**Copper ore**
ln_dist	0.17 (4.31) p=0.969	-2.47 (2.62) p=0.345	-2.40 (1.28) p=0.061
komsu	2.10 (3.51) p=0.551	-0.82 (1.96) p=0.677	-2.26 (3.19) p=0.479
ln_gdp	0.76 (1.98) p=0.703	2.53 (1.22) p=0.039	2.29 (0.90) p=0.011
ln_price	-0.69 (1.69) p=0.684	-2.49 (0.64) p=0.000	-3.43 (0.99) p=0.001
ln_metals_index	0.72 (3.12) p=0.819	-0.12 (0.38) p=0.748	0.59 (1.31) p=0.650
ln_bdi	-0.35 p=0.530	-2.27 p=0.001	0.23 p=0.720
ln_exchange	-2.90 p=0.005	-0.54 p=0.120	-1.68 p=0.072
	Iron	**Lead**	**Zinc**
ln_dist	-1.28 (2.72) p=0.638	0.49 (2.66) p=0.855	1.69 (0.79) p=0.033
komsu	0.85 (2.54) p=0.739	2.01 (1.79) p=0.264	1.58 (0.70) p=0.024
ln_gdp	1.23 (1.44) p=0.393	0.46 (1.36) p=0.735	-0.16 (0.42) p=0.701
ln_price	-0.20 (2.29) p=0.930	0.39 (1.18) p=0.740	0.40 (0.51) p=0.434
ln_metals_index	-0.91 (2.30) p=0.694	0.15 (0.42) p=0.720	0.59 (0.61) p=0.332
ln_bdi	-0.70 p=0.400	-1.78 p<0.001	-1.23 p=0.059
ln_exchange	-1.82 p=0.240	-0.28 p=0.780	-0.38 p=0.530

Table 1 reports the OLS regression results for each of the six commodities using the full 1995-2023 sample. Every cell has elasticity, precision and p value immediately visible for each coefficient. Each column corresponds to one mineral export, with importer and year fixed effects included in all cases. We summarize the main coefficients of interest (elasticities) and their significance:

Distance (β_1): As expected, the estimated coefficient on ln dist is negative for most minerals, indicating distance impedes exports, though the magnitude and significance vary. For copper ore, $\beta_1 \sim -2.40$ ($p \approx 0.06$), suggesting a 10% increase in distance is associated with about 24% lower export value, significant at the 10% level. Chromium shows $\beta_1 \sim -2.47$ (not significant at conventional levels, $p \sim 0.35$), a similar point estimate but noisier. Iron and lead have negative but small and insignificant distance coefficients (around -1.3 and -0.5, respectively, $p > 0.5$). Aluminium yields an unexpected result as a positive point estimate $\beta_1 \sim +0.17$ ($p \sim 0.97$, effectively zero effect statistically). The most intriguing case is zinc, where $\beta_1 \sim +1.69$ and is statistically significant ($p = 0.033$). This positive sign means that, controlling for other factors and fixed effects, Turkey's zinc exports were larger to distant markets than to closer ones, a counterintuitive result within the gravity framework in gravity terms. One possible explanation is that Turkey's main zinc buyers are geographically far (perhaps East Asian smelters) whereas nearby countries import less, yielding a positive distance correlation once fixed effects net out other attributes. Nevertheless, for most commodities the qualitative gravity expectation holds: distance deters trade, albeit with varying strength. The average distance elasticity in significant cases (like copper) is around -2.4, which is quite high in absolute value (more negative than the typical -0.9 found in meta-analysis). This could reflect that mineral exports, being bulk goods, are particularly sensitive to transport distance. The insignificance for some might be due to the dominance of fixed effects or sample composition (e.g. if most trade occurs beyond a certain distance threshold, variation is limited).

Contiguity (β_2): The neighbour dummy is positive for all minerals and significant in one case. Zinc exports have $\beta_2 \sim +1.58$ ($p = 0.024$), implying that, holding distance and other factors constant, sharing a border with Turkey is associated with an $e^{1.58} - 1 \sim 390\%$ increase in zinc trade. This is a very large effect, albeit plausible since countries like Iran or Bulgaria might import disproportionately from Turkey relative to non-neighbours. For other commodities, β_2 is positive but not statistically significant: e.g. aluminium +2.10 ($p = 0.55$), iron +0.85 ($p = 0.74$), lead +2.01 ($p = 0.26$), indicating a positive but imprecise contiguity advantage. The lack of statistical significance is potenrially attributable to multicollinearity with importer FE , indeed, neighbours like Iran have fixed effects that capture their overall high trade level, leaving komsu with little additional explanatory power except for zinc. The zinc result suggests a specific neighbour-oriented trade. Overall, while the neighbour coefficient is not always significant, its positive sign aligns with expectations that shared borders facilitate mineral trade (through cheaper land transport or historic ties).

Importer GDP (β_3): The elasticity of exports with respect to the partner's GDP is positive across the board, supporting the idea that larger economies import more. Notably, for chromium and copper ore, β_3 is both large and statistically significant: around +2.53 ($p = 0.039$) for chromium and +2.29 ($p = 0.011$) for copper. These suggest a 1% increase in importer GDP is associated with roughly a 2.3-2.5% increase in export value , an elasticity greater than 1. This confirms H3 for these commodities: demand in growing economies scales more than proportionally for Turkey's exports, possibly because these materials are critical inputs whose consumption rises sharply in industrializing phases. For aluminium, iron, lead, and zinc, the GDP elasticities are positive but not significant (ranging ~0.46 to +1.23 with p-values 0.3-0.7). The lack of significance might be due to smaller variation or other confounders (e.g. some large economies might have their own mineral resources, dampening imports). Still, the point estimates are >0 (except a tiny negative -0.16 for zinc, $p = 0.70$, effectively zero). The cross-commodity differences may reflect end-use patterns: copper and chromium are heavily demanded by rapidly growing economies (electronics, stainless steel production), whereas lead (used in batteries) or iron (if Turkey mainly exports certain forms of iron/steel) might depend on specific industry cycles rather than broad GDP. Nonetheless, in general the findings support that importer economic growth strongly drives mineral trade, often with elasticity above unity in line with income-driven demand hypotheses.

Commodity Price (β_5) and Metals Index (β_6): These price-related coefficients show some unexpected signs. For chromium and copper, the coefficient on the specific commodity price is significantly negative: $\beta_5 \sim -2.49$ for chromium ($p < 0.001$) and $\beta_5 \sim -3.43$ for copper ($p < 0.001$). This implies that years of high global prices for these minerals actually saw lower export values from Turkey, conditional on other factors. A possible interpretation is that global price spikes (like the mid-2000s boom) coincided with demand destruction or supply constraints for Turkey. For instance, if copper prices doubled but global consumption fell by more than half, Turkey's export volume (and value) could drop, yielding a negative net effect. It might also reflect that Turkey could not ramp up production to capitalize on price hikes, so higher prices just meant selling lower quantities (or exporting was less needed domestically). In contrast, for other minerals, β_5 is positive or small but insignificant (aluminium -0.69, iron -0.20, lead +0.39, zinc +0.40; none significant). Thus, there isn't a uniform pattern. The metals price index (β_6) is generally positive (aluminium +0.72, copper +0.59, lead +0.15, zinc +0.59) but none are statistically different from zero (p ~0.3-0.8). These results suggest that controlling for broad commodity cycle (metals index), an increase in a specific mineral's price tends to reduce export quantities enough to lower total export revenue for some commodities. Essentially, Turkey's export supply for chromium and copper might be price-inelastic (or global demand is elastic), thus high prices coincide with Turkey exporting less. This finding partially contradicts H5's expectation of a positive price effect - at least for these cases, the negative sign indicates the dominant influence of the price elasticity of demand. In other words, Turkey may benefit from moderate price increases, but very high price episodes are accompanied by volume declines that outweigh the price gains. These price elasticities likely vary by commodity depending on Turkey's market power and production flexibility. For instance, Turkey is a major chromium ore supplier, thus in times of chrome ore scarcity, prices shoot up but Turkey's exports might drop due to output limits or domestic use, resulting in the observed negative relationship.

Baltic Dry Index (β_6): The coefficient on ln(BDI) is negative for five of six minerals, significantly thus in a couple of cases. For lead, $\beta_7 \sim -1.78$ and highly significant ($p < 0.00001$), implying a 1% increase in global bulk shipping rates is associated with ~1.78% lower lead export value. Chromium also shows a strong negative BDI effect: $\beta_7 \sim -2.27$ ($p = 0.001$). These results make intuitive sense - lead and chromium ores are heavy low-value goods, thus freight cost increases can sharply curtail their trade. Zinc has $\beta_7 \sim -1.23$ with p 0.059, just shy of significance at 5%, suggesting a similar magnitude effect. Iron and aluminium have negative but insignificant BDI coefficients (-0.70 and -0.35, p ~0.40 and 0.53 respectively). Copper ore interestingly has a positive $\beta_7 \sim +0.23$ ($p = 0.72$), though statistically indistinguishable from zero indicating no clear effect. The variation might be due to the interplay of demand: for copper, global booms (high BDI) coincide with high demand that Turkey is able to meet, offsetting cost issues, whereas for lead or chromium, Turkey's exports are more easily deferred or replaced when shipping is expensive. Overall, the pattern leans towards BDI (shipping costs) having a **negative impact** on Turkey's mineral exports in line with cost considerations. This supports H4's latter part: in the aggregate data, higher freight rates tend to reduce trade volumes for bulk minerals. The fact that we do not see a significantly positive BDI coefficient for any commodity suggests that any positive demand signal effect of BDI is outweighed by the cost effect when looking over the full sample. However, recall H4 posited this might change over time, we will explore that with subperiod results, as it's possible that in 1995-2004 the BDI effect was weaker or positive, but the full-period average is dominated by later years where it's negative.

Exchange Rate (β_7): The estimated elasticity of exports with respect to Turkey's real exchange rate is consistently negative**,** as expected for an appreciation (making exports more expensive) hurting export revenue. The effect is most pronounced for aluminium: $\beta_8 \sim -2.90$ ($p = 0.0046$), indicating a 1% rise in the Lira's value leads to a 2.9% drop in aluminium exports. This suggests aluminium exports are very price-competitive, a stronger Lira can severely undermine Turkey's aluminium sales abroad, possibly because this industry has slim margins and faces global competition. Copper ore also has a sizable negative $\beta_8 \sim -1.68$ ($p = 0.072$), marginally insignificant at 5% but significant at 10%, implying a near 1.7% decrease in exports per 1% appreciation. Other commodities show negative but smaller and not statistically firm coefficients: iron ~ -1.82 ($p = 0.24$), chromium -0.54 ($p = 0.12$), lead -0.28 ($p = 0.78$), zinc -0.38 ($p = 0.53$). The insignificance for some could reflect that those export sectors are less immediately responsive to currency fluctuations (perhaps due to pricing contracts in dollars or domestic supply constraints). Nonetheless, the uniform negative signs align with economic theory and H5: a depreciation of the Lira (i.e. a decrease in the exchange rate index) tends to boost exports (the inverse of the coefficient). The magnitude for aluminium suggests a highly elastic response, which could be due to factors like energy costs (aluminium smelting is energy-intensive, a weaker Lira may reduce real production costs, boosting output) or global price pass-through. The moderate effect for others may indicate either less sensitivity or that other factors dominate their variation.

In terms of overall model fit**,** the adjusted R-squared values range from about 0.51 to 0.76 across the six commodities. Main reason bringing down R values being the parallels between metal index and commodity price variables. Chromium has the highest explanatory power (0.76 adj. R^2), suggesting the variables and fixed effects explain a large share of the variance in chromium export flows (not unexpected if much of chromium trade is structured by a few big importers and global price cycles). Lead and aluminium have around 0.51, on the lower side, indicating more unexplained volatility (perhaps due to idiosyncratic shocks or measurement errors in those series). Variance Inflation Factors confirmed some high values (notably for the price variables and GDP, in the 5-15 range), which we attribute to the trending nature of those series. Since those are key controls, we keep them despite collinearity, but it means we should be cautious about marginal interpretation (e.g. separating effects of commodity price vs. metal index is non-trivial given their co-movement).

Temporal Evolution of Coefficients: To directly address H1-H5, we examine how selected coefficients change over the three subperiods. For brevity, presents the distance, neighbour, GDP, BDI, and exchange rate coefficients for each period, averaged across the six commodities.

Temporal Evolution of Coefficients Across Subperiods			
Table 2	1995-2004	2005-2014	2015-2023
Distance	≈ -1.5 (negative, significant for some; e.g., copper -3.0)	≈ -1.0 (less negative; copper -1.8)	≈ -0.5 (often indistinguishable from 0; copper -0.5; zinc positive)
Contiguity	+0.8 (boost, often 50-200%, some insignificant)	+0.5 (smaller than before, exceptions like zinc strong)	+0.3 (generally small/insignificant; zinc exception)
Importer GDP	1.5–2.0 for copper/chromium; near 0 for lead/iron	2.0–2.5 for copper/chromium; 0.5–0.8 for lead/iron	2.5–3.0 for copper/chromium; 0.5–0.8 for lead/iron
BDI (Shipping Costs)	≈ +0.5 (neutral to mildly positive; not significant)	≈ -0.8 (negative emerges; BDI peaks hurt exports)	≈ -1.5 (strongly negative; e.g. lead -2.5, iron -1.1)
Exchange Rate	≈ -0.5 (modest, often not significant)	≈ -1.0 (more pronounced than early period)	-1 to -3.5 (large effects; aluminium -3.5)

The broad patterns drawn from temporal subsections and table 2 are:

Distance: The average distance elasticity became less negative in absolute value over time. In 1995-2004, the mean $_1$ across commodities was about -1.5 (with some individual significantly negative). In 2005-2014, it rose to around -1.0, and by 2015-2023 it was roughly -0.5 and often statistically indistinguishable from zero for several minerals. For instance, copper's distance coefficient went from -3.0 in the first period to -1.8 in the second, to -0.5 in the last. Chromium saw a similar diminishing trend. Zinc interestingly flipped from a small negative pre-2005 to a strong positive in the last period (consistent with the full-sample positive result, driven by recent years). An interaction test confirms that for distance, the late-period coefficient is significantly higher (less negative) than the early period at the 5% level for 3 out of 6 commodities, and at least at 10% for 5 out of 6. This provides evidence in favor of **H1: the distance barrier to Turkey's mineral exports has indeed fallen over time**. By the latest period, distance is no longer a major deterrent in many cases, suggesting improvements in transport or shifts in trade patterns (e.g. Turkey exporting more to far markets including East Asia relative to nearby ones) have neutralized some of the distance friction. This aligns with the idea that technological and logistical progress ("global shrinking") has finally started to overcome geography, at least in this sector.

Contiguity: The neighbour effect also appears to wane over time. In 1995-2004, being a neighbour was associated with a sizeable boost (e.g. often 50-200% increase in trade, though not always significant due to few neighbours). By 2015-2023, the neighbour dummy coefficients are much smaller and usually insignificant. For instance, in the first period, aluminium and iron had positive neighbour coefficients around +1.0 to +1.5 (though high SE), whereas in the last period they were near zero. Zinc was an exception where the neighbour effect remained strong due to export to Iran. On average, the contiguity coefficient dropped from roughly +0.8 in the first subperiod to +0.3 in the last. This supports **H2**: the importance of sharing a border for Turkey's mineral trade has diminished. Turkey successfully diversified its export destinations beyond immediate neighbours over the past decades (partly because some neighbours were conflict-ridden or sanctioned, and partly due to tapping into far growth markets). The declining border effect echoes findings in other contexts that regional bias in trade might decline as global integration increases.

Importer GDP: The GDP elasticity remains consistently above 1 and if anything has **increased** for the commodities where it was already high. For copper and chromium, the elasticity in 1995-2004 was about 1.5-2.0, rising to ~2.5-3.0 by the last period. This indicates that as the global economy evolved, Turkey's export growth became even more leveraged on partner countries' economic growth. Particularly the 2005-2014 period (encompassing China's commodity surge) saw very high GDP elasticities for minerals - suggesting that emerging market growth translated into outsized import demand. Lead and iron, which had near-zero elasticity early on, showed some uptick to ~0.5-0.8 later, though not as dramatic. Statistical tests confirm that GDP elasticity > 1 in most cases and the difference between early and late period is positive for four commodities (significantly so for two). Thus **H3** is supported: richer importers buy disproportionately more, and this effect became more pronounced as global commodity intensity rose in the 2000s. For policymakers, this underscores the benefit to Turkey of targeting high-growth markets for its minerals - the payoff in export growth is nonlinear with respect to importer GDP growth.

BDI (Shipping costs): We find a notable **shift from a mildly positive/neutral BDI effect in early years to a strongly negative effect in recent years**, aligning with the H4 hypothesis. In 1995-2004, the coefficient on ln (BDI) was around +0.5 for many minerals (and not significantly different from zero). This could reflect that during that era, higher shipping costs coincided with robust global demand (thus exports didn't fall). However, in 2005-2014, as BDI reached unprecedented heights, a negative impact started to manifest (average coefficient about -0.8). By 2015-2023, the effect is strongly negative (average around -1.5), with high significance for heavy commodities. The difference is stark: e.g. for lead, β_7 went from essentially 0 in early period to -1.2 in mid and -2.5 in late; for iron, from +0.2 to -0.5 to -1.1 across periods. An interaction term $ln\ BDI$ x $D_{2015\text{-}2023}$ is negative and significant in the pooled regression ($p < 0.05$), indicating the late-period sensitivity to freight costs is higher in magnitude than the baseline (early period). Therefore, **H4 is validated** in the sense that the effect of global shipping cost shocks on Turkey's exports has become more deleterious over time. One interpretation is that when BDI spikes now, it's reaching levels that genuinely render it unprofitable marginal trades (especially post-2020 supply-chain constraints), whereas in the 1990s fluctuations were smaller relative to product value. It could also be that Turkey's export mix or contract structure changed, making them more exposed to spot freight rates now than before (e.g. more exports on FOB terms now). Regardless, the policy implication is that volatility in global freight rates can significantly impact export performance today, more than in the past, which raises the stakes for improving Turkey's logistics and potentially hedging against freight cost swings.

Exchange Rate: The responsiveness of exports to the Lira's exchange rate also shows an upward trend in absolute terms. In the late 1990s, Turkey's real exchange was semi-stable and export industries less developed; correspondingly, the exchange elasticity was modest (often around -0.5 and not significant). By 2005-2014, after a floating regime and more integration, we see elasticities around -1 for some sectors. In 2015-2023, we observe some of the largest effects: aluminium's coefficient becomes about -3.5 (versus -1.0 in the earliest period), and other metals range from -1 to -2 in later years. These differences are statistically significant in a couple of cases (the change for aluminium and copper is particularly large). This trend confirms **H5's expectation** that export sensitivity to currency value increased as Turkey opened up and faced global competition. In practice, during the 2015-2023 period, Turkey's steep currency depreciation likely boosted its mineral exports substantially (we see record export volumes in some years, coinciding with a weaker Lira making Turkish ores/metals cheaper globally). Conversely, any future appreciations could hurt exports more than they would have in the 1990s. One nuance: while the trend is clear for manufactures in literature, for commodities one might think prices are global yet Turkey's ability to profitably mine and export is tied to local cost (in Lira) vs. revenue (in USD). A weaker Lira lowers local production costs, enabling more output, hence a strong effect on export volumes, which the data reflects.

To summarize, the temporal analysis largely supports the hypotheses: distance and border effects are diminishing (globalization effect), GDP-driven demand is intensifying, and trade is increasingly susceptible to external cost factors (freight, exchange) in the recent era.

Cross-Commodity Comparisons: There are notable differences among the minerals in their sensitivity to various factors. For instance, **copper ore and chromium** consistently show high income elasticity and had significant distance/friction effects implying these exports thrive on global industrial growth but are curtailed by high transport costs. These commodities are often destined for far markets like China for both and Sweden for chromium, hence they are more classic gravity-impacted goods. **Lead and zinc** exports seem peculiarly influenced by shipping costs and contiguity. Lead being heavy and low-value makes it very freight-sensitive; zinc's positive neighbour effect hints at regional trade. **Aluminium** exports, show extreme exchange rate sensitivity it also had o statistically meaningful distance effect, possibly because its value-to-weight is higher (making transport costs a smaller share) or because Turkey's aluminium finds markets regardless of distance (potentially Europe and far markets equally). **Iron** (likely iron and steel products or iron ore if any) had generally weaker coefficients across the board suggesting Turkey's iron exports might be driven by very idiosyncratic factors or short-term deals not captured by the covariates. It also had the lowest R-squared, meaning a considerable portion variation is unexplained (potentially influenced by idiosyncratic supply factors random local supply issues or re-exports).

Goodness-of-fit and Diagnostics: We already noted R^2 values, which are fairly high given the inclusion of fixed effects (which themselves explain a considerable amount). Multicollinearity inspection show that GDP and price variables had higher VIFs, but dropping one or the other didn't qualitatively change key coefficients like distance or BDI, indicating the main findings are robust. We do note that for chromium and copper, dropping the metals index (keeping commodity price) made the price coefficient slightly less negative (in absolute value), implying some collinearity between those price measures was inflating the negative estimate but it remained negative and significant. Thus, while there is some imprecision due to correlated regressors, the core messages (sign and relative size of effects) hold.

DISCUSSION

The results provide a detailed look at the determinants of Turkey's mineral exports and how these determinants have shifted in the face of globalization and economic changes. A few key themes emerge:

Firstly, **geography is becoming less relevant** for Turkey's mineral trade. The decline of the distance coefficient over time (and the weak neighbour effects in recent years) suggest that Turkey has overcome some natural barriers. This could be due to better transportation technology (e.g. larger bulk carriers, improved port infrastructure) and broader trade networks. It may also reflect strategic diversification: Turkey is exporting more to distant markets like East Asia and the Americas, reducing reliance on nearby buyers. However, one should not over-interpret this as distance "not mattering" freight costs still show up strongly (especially via BDI), thus the physical reality of distance still imposes costs. What seems to have happened is that being far away is no longer an insurmountable hurdle if demand and prices are favorable. For policy, this underscores the value of investing in shipping and port efficiency, as it effectively "shrinks" distance. It also suggests Turkey can continue expanding into new markets without the handicap of extreme distance penalties that existed in earlier decades.

Secondly, the **importance of partner economic growth** appears particularly significant. Minerals are inputs to growth, and the findings that GDP elasticity often exceeds 1 means that Turkey's export fortunes are strongly tied to the economic trajectories of its trading partners. The commodities with the highest GDP elasticities (copper, chromium) are those heavily used in manufacturing and construction, sectors that boom as economies industrialize. During 2000-2015, China's rise likely played a substantial role: Turkey's copper ore exports, for instance, surged in volume and value in tandem with China's industrial output. Similarly, other emerging markets like India or Southeast Asia may drive future demand. The cross-commodity pattern also reveals that **not all minerals are equal in demand dynamics** e.g. zinc and lead (used in more mature industries like galvanizing and batteries) didn't show such high-income elasticity, hinting they depend more on specific industrial uses than broad GDP. This means Turkey might prioritize commodities differently: copper and

chromium exports benefit greatly from targeting high-growth economies, whereas lead and zinc might require maintaining stable long-term relationships regardless of GDP cycles.

Third, **shipping costs and logistics have tangible impacts** on trade flows. The significant negative effect of BDI in later years especially on bulky minerals demonstrates that global transport costs are effectively like a tax on trade. For heavy products, high shipping rates can close the arbitrage window, leading buyers to source more locally or postpone purchases. It was observed that lead exports were particularly freight-sensitive possibly because lead has relatively low value-per-weight, making it quickly unprofitable to ship when rates spike. The policy implication is clear: Turkey's exporters are exposed to global logistics disruptions and cost swings. Strategies to mitigate this could include developing alternative transport routes (rail/truck to Europe or Central Asia for some metals, as backups to sea freight), improving domestic port efficiency to reduce local cost components, or using forward freight agreements to hedge against rate volatility. On a multilateral level, supporting efforts to increase global shipping capacity or competition could indirectly benefit commodity exporters. Additionally, the strong freight sensitivity suggests that any **trade facilitation measures** that reduce other costs (like port delays, customs clearance times) could help offset high transport charges and keep Turkey's exports competitive during periods of high BDI.

The **exchange rate elasticity** highlights how domestic macroeconomic policy intersects with trade performance. The fact that a stronger Lira can choke off exports implies that maintaining a competitive real exchange rate is important for sustaining export growth. This aligns with traditional wisdom in export-led development: currency overvaluation hurts exporters. Turkey's experience in the late 2010s, when a weaker Lira boosted many exports volume-wise, is consistent with the results. However, relying on currency depreciation is not a solution it can be inflationary and unsustainable if it reflects economic instability. Instead, structural competitiveness (productivity, energy costs) should complement a sensible exchange rate policy. The findings simply quantify the short-run responsiveness: roughly, a 10% real appreciation could reduce mineral exports by anywhere from 5% to 30% depending on the commodity. For policymakers, this elasticity is a reminder that sudden appreciations (for instance, due to capital inflows or tight monetary policy without productivity gains) could harm sectors like mining/metals disproportionately.

An interesting cross-commodity observation is the **differing role of contiguity and distance anomalies**. Zinc was an outlier where distance came out positive. This suggests some unique trade pattern possibly that Turkey's zinc exports go mainly to a few far countries (like Belgium or Korea under overt US control for processing) whereas neighbouring countries import little zinc from Turkey. It could also be a spurious result from multicollinearity with fixed effects. Nonetheless, it reminds us that **the gravity "averages" hide commodity-specific trade geographies**. Policymakers should consider each commodity's market structure: for instance, if zinc's main buyers are far, Turkey might focus on reducing shipping cost for those routes or adding value domestically to ship less weight. For copper, if distance is strongly negative, potentially regional clients (like Europe) are key, suggesting efforts to maintain good trade relations and infrastructure with nearby industrial hubs. The neighbour dummy losing significance broadly means Turkey can't rely simply on being next-door to sell its minerals; quality, price, and global demand factors dominate regional proximity now.

The results highlight the importance of strengthening Turkey's trade resilience against external cost shocks and global demand fluctuations. In particular, the pronounced sensitivity of bulky minerals such as lead and chromium to freight costs underscores the need for long-term logistics strategies, including investments in port efficiency, diversification of transport routes, and the use of hedging instruments such as forward freight agreements. Similarly, the significant exchange-rate elasticity observed for aluminium and copper exports indicates that macroeconomic policies should aim to maintain a competitive and stable real exchange rate environment, supported by productivity gains and energy-cost management. Given the strong income elasticity of demand in high-growth economies, Turkey's mineral export strategy would also benefit from deeper engagement with emerging markets through trade agreements and targeted promotion. Finally, encouraging value-added processing before export could help mitigate vulnerability to freight and currency volatility by increasing unit values and reducing dependence on raw bulk shipments.

CONCLUSION

Turkey's mineral exports are no longer primarily shaped by geography. Distance and borders have lost much of their traditional influence, while importer income has emerged as the key driver, growing economies buy disproportionately more of Turkey's minerals. Yet this opportunity is tempered by rising vulnerabilities: bulk-freight costs (BDI) and Lira appreciations now exert a measurable drag on export revenues, especially for heavy and low-value commodities. To sustain competitiveness, Turkey must reduce logistics costs through port and transport investments, strengthen resilience to freight and currency volatility, and deepen ties with high-growth markets. Moving further into value-added processing will also help insulate exporters from external shocks by increasing the unit value of shipments. In short, future success depends on combining market diversification with structural improvements that make Turkey's mineral trade more robust in an unpredictable global environment.

REFERENCES

Anderson, J. E., & van Wincoop, E. (2003). Gravity with gravitas: A solution to the border puzzle. American Economic Review, 93(1), 170–192. https://doi.org/10.1257/000282803321455214

Bahmani-Oskooee, M., & Kara, O. (2005). Exchange rate sensitivity of the trade balance: Testing for asymmetries. Journal of Applied Economics, 8(2), 317–341. https://doi.org/10.1080/15140326.2005.12040631

Baldwin, R., & Taglioni, D. (2006). Gravity for dummies and dummies for gravity equations. NBER Working Paper No. 12516. National Bureau of Economic Research. https://doi.org/10.3386/w12516

Baltic Exchange. (2025). *Baltic Dry Index historical time series* [Data set]. Baltic Exchange.

Bergstrand, J. H. (1985). The gravity equation in international trade: Some microeconomic foundations and empirical evidence. The Review of Economics and Statistics, 67(3), 474–481. https://doi.org/10.2307/1925976

Coe, D. T., Subramanian, A., & Tamirisa, N. T. (2007). The missing globalization puzzle. IMF Staff Papers, 54(1), 34–58. https://doi.org/10.1057/palgrave.imfsp.9450003

Disdier, A. C., & Head, K. (2008). The puzzling persistence of the distance effect on bilateral trade. The Review of Economics and Statistics, 90(1), 37–48. https://doi.org/10.1162/rest.90.1.37

Federal Reserve Bank of St. Louis. (2025). *Real broad effective exchange rate: Turkey (Index, 2020 = 100)* [Data set]. FRED.

Feenstra, R. C. (2004). Advanced international trade: Theory and evidence. Princeton University Press.

Head, K., & Mayer, T. (2014). Gravity equations: Workhorse, toolkit, and cookbook. In G. Gopinath, E. Helpman, & K. Rogoff (Eds.), Handbook of international economics (Vol. 4, pp. 131–195). Elsevier. https://doi.org/10.1016/B978-0-444-54314-1.00003-3

Hummels, D. (2007). Transportation costs and international trade in the second era of globalization. Journal of Economic Perspectives, 21(3), 131–154. https://doi.org/10.1257/jep.21.3.131

International Monetary Fund. (2025). *IMF Commodity Price System: Price indexes* [Data set]. IMF. https://www.imf.org/external/np/res/commod/index.aspx

Lin, F., & Sim, N. (2013). Trade, income and the Baltic Dry Index. European Economic Review, 59, 1–18. https://doi.org/10.1016/j.euroecorev.2012.12.008

Santos Silva, J. M. C., & Tenreyro, S. (2006). The log of gravity. The Review of Economics and Statistics, 88(4), 641–658. https://doi.org/10.1162/rest.88.4.641

Tinbergen, J. (1962). Shaping the world economy: Suggestions for an international economic policy. Twentieth Century Fund.

Centre d'Études Prospectives et d'Informations Internationales. (2010). *BACI: International Trade Database at the product level* (Version 2.1) [Data set]. CEPII. http://www.cepii.fr/CEPII/en/bdd_modele/presentation.asp?id=37

United Nations. (n.d.). *UN Comtrade Database* [Data set]. UN Comtrade.

World Bank. (2025a). *World Development Indicators* [Data set]. World Bank.

World Bank. (2025b). *Base metals price index* [Data set]. World Bank.



MADENCİLİKTE DİJİTALLEŞME VE VERİ BİLİMİ

DIGITALIZATION AND DATA SCIENCE IN MINING

KÜRESEL ÇAPTA MADENLERİN RUHSATLANDIRMA VE İHALE SÜRECİ İLE TÜRKİYE'DE SON YASAL DEĞİŞİKLİKLER

GLOBAL LİCENSİNG AND TENDERİNG PROCESSES FOR MİNERAL RESOURCES AND RECENT LEGAL REFORMS İN TÜRKİYE

M. Topaloğlu

Özyeğin Üniversitesi Hukuk Fakültesi
Ticaret Hukuku Anabilim Dalı Başkanı
Topaloğlu Avukatlık Bürosu
mt@mustafatopaloglu.av.tr

ÖZ

Madenler, ulusların sahip olduğu en önemli yeraltı zenginlik kaynakları arasında yer almaktadır. Ancak, dünya genelinde maden haklarının verilmesi, ruhsatlandırılması veya imtiyazına ilişkin "lex minerale" olarak adlandırılabilecek ortak bir uygulama birliği henüz oluşmamıştır. Bu nedenle ülkeler, maden kaynaklarına ve madenciliğe yönelik sosyo-politik yaklaşımlarına göre farklı usuller belirlemekte ve uygulamaktadır. Türkiye'de ise 1985 yılında yürürlüğe giren 3213 sayılı Maden Kanunu'ndan bu yana maden ruhsatlarının verilmesi ve ihalelerine ilişkin mevzuatta çok sayıda değişiklik yapılmıştır. Son olarak 7554 sayılı Kanun ile maden ruhsatlandırma ve ihale süreçlerine yönelik yeni bir sistem öngörülmüştür. Bu çalışmada, küresel ölçekteki uygulamalar ile söz konusu yasal değişiklik sonrasında ortaya çıkabilecek muhtemel uygulama sorunları ele alınmaktadır.

Anahtar Kelimeler: Ruhsatlandırma**,** İhale, İlk gelen alır, Öncelik hakkı

ABSTRACT

Mines are among the most important subsurface natural resources owned by nations. However, there is still no common practice that could be referred to as *lex minerale* regarding the granting of mining rights, licenses, or concessions worldwide. Therefore, countries determine and implement different procedures according to their socio-political approaches to mining and mineral resources. In Turkey, numerous amendments have been made to the legislation governing the granting of mining licenses and the tendering procedures for mining rights since the enactment of Mining Law No. 3213 in 1985. Most recently, Law No. 7554 introduces a new system for mining licensing and tendering processes. This study addresses global practices and potential implementation challenges that may arise following the aforementioned legal amendments.

Key Words: Licensing, Tendering, First-come-first-served, Priority right

GİRİŞ

Maden kaynaklarını aramak veya işletmek üzere bir maden projesine başlamak mutlak resmi izin gerektirir. Madenler çoğunlukla devletin kamusal mülkiyetinde olduğundan, hangi şirketlerin arama ve işletme hakkını hangi koşullarda elde edeceğine resmi devlet otoritesi karar verir. Bu kararlar ekonomik kalkınmayı, kamu gelirlerini ve yerel toplulukları etkiler. Küresel ölçekte, madencilik haklarının verilmesi ve tahsisi için iki temel sistem kullanılır. Bunlar; açık başvuru (ilk gelen ilk alır - *first come first served)* yöntemi ile rekabetçi ihale veya açık artırma usulüdür (nrgi_Granting-Rights). Her iki yaklaşım da birlikte varlığını sürdürmekte olup, ülkeler verimlilik, şeffaflık ve gelir optimizasyonu arasında denge sağlamak amacıyla giderek daha fazla karma ya da hibrit modelleri uygulama eğilimi gözlemlenmektedir.

MADEN HAKLARININ VERİLMESİNDE ULUSLARARASI UYGULAMALAR

Uluslararası ölçekte ülkeler maden varlıkları, madencilikten kalkınmaya verdikleri önem ve resmi hükumetin sosyo-ekonomik politikalarına göre değişen çeşitli uygulamalara genel olarak değinilecektir.

Açık Başvuru- İlk Gelen Alır Usulü

İkili müzakereler / açık başvuru (açık kapı)

Birçok ülkede hükümet, diğer başvuru sahiplerine fırsat tanımaksızın tek bir şirketle doğrudan müzakere eder. Başvuru sahipleri başvuruda bulunur ve asgari teknik ve mali kriterleri karşıladıkları takdirde yetkili kamu otoritesi ruhsat verebilir. Bu sistem, jeolojik verilerin sınırlı olduğu veya maden potansiyelinin düşük olduğu bölgelerde yaygın olarak kullanılmaktadır. Özellikle Kazakistan'da maden ruhsatı verilme sürecinde ikili müzakereler sonucu sözleşme düzenlenmesi uygulamasının mevcut olduğu belirtilmelidir (Gürses, 2011).

Afrika'da ilk gelen ilk alır politikalarına özellikle değinmekte yarar vardır. Tanzanya Madencilik Kanunu, maden ruhsatlarının rekabetçi bir ihale sürecine tabi olmadığı durumlarda ilk gelen ilk alır esasına göre verileceğini öngörmektedir. Madencilikle yetkili Bakan, ihale için alanları ayırma konusunda takdir yetkisine sahiptir. Genellikle arama, özel madencilik ve işletme ruhsatları gibi, ilk uygun başvuru sahibine verilmektedir. Gana'da madencilik imtiyazlarını ilk gelen ilk alır esasına göre vermekte olup, açık ihale ve doğrudan müzakereleri birleştiren karma bir sistemi uygulamayı planlamaktadır (eiti, 2025).

Maden Talebi Tescili

Kanada ve Amerika Birleşik Devletleri gibi ülkelerde, maden hakları genellikle fiziksel veya elektronik ortamda hak talebi tescil edilerek elde edilir. Maden tescilinin işlelv ve etkisi ülkeden ülkeye değişklik göstermektedir (Southalan, 2012). Sistem başvuruları kronolojik sırayla kaydettiğinden (ilk gelen ilk alır yaklaşımı), talep sahibi öncelik hakkına sahiptir. Örneğin, Kanada'da maden sahaları genellikle sahada, harita üzerinde veya elektronik sistemler aracılığıyla tescil edilir. Bu haklar arama hakkı sağlar, ancak işletme hakkı vermez; işletmeye geçmeden önce bu taleplerin maden kirası sözleşmesine dönüştürülmesi gerekir. Kanada'da federal mülkiyetteki araziler ise farklı bir rejime tabidir; zira Kamu Arazileri Maden Düzenlemeleri, maden hakları için rekabetçi bir ihale sistemi öngörmektedir (Mining Law Canada, 2025).

Rekabetçi İhale veya Açık Artırma Usulleri

Rekabetçi İhaleler

Maden kaynaklarına yatırımcı ilgisinin yüksek olduğu ve madencilik otoritesinin yeterli jeolojik verilere sahip bulunduğu durumlarda, rekabetçi ihaleler veya açık artırmalar devletin menfaatlerini en üst düzeye çıkarabilir. İlgili madencilik otoritesi, ihale çağrısında bulunur, ilgilenen şirketleri ön yeterlilik değerlendirmesine

tabi tutar ve teklifleri iş programları ile finansal teklifler gibi kriterler üzerinden değerlendirir. Rekabetçi ihaleler, şirketleri kendi değerlemelerini açıklamaya zorlayarak bilgi asimetrisini azaltır ve şeffaflığın sağlanması hâlinde yolsuzluk riskini azaltabilir (nrgi_Granting-Rights).

Açık Artırmalar

Açık artırmlar, tekliflerin öncelikle fiyat veya gelir paylaşımı temelinde sıralandığı özel bir rekabetçi ihale türüdür. Hindistan'ın 2015 yılında Maden ve Mineraller (Geliştirme ve Düzenleme) Yasası (MMDR) değişikliği ile çoğu maden imtiyazının verilmesinde elektronik açık artırmaları zorunlu hâle getirilmiştir. Hindistan Basın Enformasyon Bürosu'na göre, 2015 değişikliği isteğe bağlı yenilemenin kaldırılmasını, Bölge Maden Vakıflarının kurulmasını ve Ulusal Maden Arama Vakfı'nın oluşturulmasını öngörmüştür. Söz konusu reformların amacı şeffaflığı artırmak ve adaleti sağlamaktır. 2015'ten bu yana Hindistan, yüzlerce maden alanını açık artırmaya çıkarmış ve son dönemde açık artırma kapsamını kritik maden rezervleri ile açık deniz alanlarına da genişletmiştir. (Factsheet Details)

Hibrit Rejimler

Bazı ülkeler, daha az cazip alanlar için ilk gelen ilk alır kuralını sürdürürken, yüksek potansiyelli maden yataklarını ihalelik saha olarak ayırmaktadır. Liberya, Tanzanya ve Gana bu tür hibrit rejimleri benimsemeyi planladıklarını açıklamıştır. Hibrit sistemler, hızlı ruhsat verilmesi ile değerli yataklar için rekabet arasında denge sağlayabilir. Türk maden ruhsatlandırma sistemi de hibrit sistemin özelliklerini taşımaktadır.

MADEN HAKLARININ VERİLMESİNDE İZLENEN AMAÇLAR

Hükümetler, maden haklarını üçüncü kişilere tahsis ederken birçok hedefi gözetir. Doğal Kaynak Yönetimi Enstitüsü (NRGI), ruhsatlandırama sistemlerinin şunları sağlaması gerektiğini belirtmektedir:

1. Yetkin şirketleri seçmek,

2. Devlet için en iyi koşulları güvence altına almak,

3. Şeffaflık ve objektif değerlendirme yoluyla yolsuzluğu en aza indirmek,

4. Bireysel projeleri daha geniş sektör politikalarıyla uyumlu hâle getirmek. Bu nedenle ruhsat sistemleri, açık uygunluk kriterleri, etkin denetim ve arazi sahiplerine adil tazminat sağlanmasını garanti altına alacak mekanizmaları içermelidir.

Maden Ruhsatlandırma Sürecindeki Aşamalar

Maden ruhsatlandırma süreçleri her yargılama sürecine göre farklılık gösterse de aşağıdaki aşamalar genellikle ortaktır.

Alan Tanımlama ve Sınıflandırma

Yetkili idari otoriteler, madencilik alanlarını jeolojik potansiyele göre sınıflandırır ve bu alanları ihaleye çıkarmak, açık başvurulara izin vermek veya küçük ve orta ölçekli madencilik bölgelerine dönüştürmek arasında karar verir. Endonezya'da madencilik alanları; genel ruhsatlar için Madencilik İşletme İzni Alanları (WIUP), devlet rezervleri için Özel Madencilik İşletme İzni Alanları (WIUPK) ve küçük ve orta ölçekli madenciler için Halk Madencilik Alanları (WPR) olarak belirlenmiştir (Mining in Indonesia, 2025).

Açık Başvuruda Bulunma

İlgilenen bir şirket, arama ruhsatı veya maden arama izni için başvuruda bulunur. Başvurular genellikle haritalar, koordinatlar ve teknik/mali kapasiteyi gösteren belgeleri içermelidir. Örneğin, Victoria (Avustralya) başvuru sahiplerinden; yetkili bir kişi tarafından hazırlanan mineralizasyon raporu, bölgenin dosyaları ve bir çalışma programı sunmalarını ister. Başvurular, söz konusu alan mevcut bir ruhsat veya ihale kapsamında değilse kabul edilir. (Resources Victoria)

İhale Çağrısı

Rekabetçi süreçlerde yetkili otorite, bir çağrı ilanı yayınlar, veri paketleri sağlar ve son tarihi belirler. Dünya Bankası, bir bilgi ofisi kurulmasını, temel şartların yayımlanmasını ve verilerin yönetimi için güvenilir bir üçüncü tarafın kullanılmasını önermektedir. (Mineral-Resource-Tenders-)

Ön Yeterlilik ve Teklif Sunumu

İhalelerde, teklif sahiplerinin asgari kriterleri karşılaması gerekebilir. Güney Avustralya'daki petrol arama ihalelerinde, şirketlerin teknik yeterliliklerini ve mali güçlerini kanıtlamaları gerekmektedir. Bakan, eyaletin tamamını rekabetçi ihale bölgesi olarak ilan edebilir ve ihalelerde son başvuru tarihleri belirtilir (Energy & Mining). Azerbaycan'ın yeni Rekabetçi İhale Kuralları hem yerli hem de yabancı kuruluşların açık ihalelere katılmasına izin vermektedir; kapalı ihaleler ise gizli jeolojik bilgiler veya radyoaktif hammaddeler içeren durumlarla sınırlıdır. İhaleye katılanlar bir ücret öder ve teknik ile mali tekliflerini sunarlar.

Değerlendirme ve Sıralama

Başvurular veya teklifler, önerilen çalışma programı, yatırım taahhütleri, teknik uzmanlık, çevresel performans ve mali teklif gibi kriterler kullanılarak değerlendirilir. Güney Avustralya, arama ruhsatı tekliflerini çalışma programının ve başvuru sahibinin kapasitesinin niteliğine göre değerlendirir; Bakan, en iyi çalışma programına sahip olduğu değerlendirilen başvuru sahibine ruhsat verir ve yetersiz bulunan teklifleri reddedebilir (Energy & Mining). Liberya 2010 tarihli Kamu İhale İmtiyaz Sözleşmeleri Kanunu (PPCA)ile maden başvuruları için çalışma planları, harcamalar ve teknik kapasiteyi kapsayan ön yeterlilik ve değerlendirme kriterlerini düzenlemiştir (Mining-Competitive-Bidding, 2019).

Bildirim, İtiraz ve Onay

Victoria (Avustralya)'da en yüksek puanı alan başvuru sahibi, madencilik ruhsatı başvurusunu gazetelerde ilan etmek ve halkın itirazlarına olanak tanımak zorundadır. (Resources Victoria) Yerli halk ve arazi sahipleriyle istişare yapmak genellikle zorunludur; Kanada'nın eyaletleri, hak talepleri veya izinler vermeden önce ilgili yerli gruplarla görüşmekle yükümlüdür (Mining Law Canada). Hindistan'da ihale sonuçları yayımlanır ve ihaleyi kazanan teklif sahibi, gerekli due diligence'i tamamlayarak çevre ve orman izinlerini almak zorundadır. Azerbaycan'da komisyon, ihale sonuçlarını belgelendirir ve ihaleyi kazanan teklif sahibine "Madencilik Tahsis" izni verir.

Ruhsat Verilmesi ve Yükümlülükler

Değerlendirmede olumlu bulunan başvuru sahipleri, iş taahhütleri, yıllık ücretler, çevre koruma, yerel içerik gereklilikleri ve telif ödemeleri gibi koşullara tabi olarak arama veya maden ruhsatı alırlar. Birçok ülkede, ruhsat sahipleri arama faaliyetleri için asgari bir harcama yapmak ve yenileme sırasında alanın bir kısmını terk etmekle yükümlüdür. Örneğin, Güney Avustralya'da beş yıl sonra yenileme sırasında orijinal ruhsat alanının üçte biri veya yarısının terk edilmesi şart koşulmaktadır (Energy & Mining). Kanada'da ise değerlendirme çalışmaları ve yıllık raporlama zorunludur; bu şartlara uyulmaması durumunda ruhsat iptal edilebilir (Turhan, 2014).

Maden İşletme ve Kapatma Aşamasına Geçiş

Arama ruhsatları genellikle yalnızca arama hakkı verir. Maden çıkarma ve üretimine başlamak için ruhsatın maden işletme ruhsatına veya kira sözleşmesine dönüştürülmesi gerekir. Kanada'da, maden hakları genellikle 10–30 yıl süreli maden kirası sözleşmelerine dönüştürülmelidir. Hükümetler giderek daha fazla sosyal ve çevresel etki değerlendirmeleri, maden kapatma planları ve rehabilitasyon garantileri talep etmektedir (Mining Law Canada).

TÜRKİYE'DE MADEN RUHSATLARININ VERİLMESİ VE İHALE SÜRECİ

Türkiye'de Anayasanın 168. maddesine dayalı olarak çıkarılan 3213 sayılı Maden Kanununun 4. maddesine göre, "*Madenler Devletin hüküm ve tasarrufu altındadır."* rezervdeki madenler üzerinde özel mülkiyet söz konusu olamaz. Ayrıca, madenler, içerisinde bulunduğu arazinin mülkiyetine tabi değildir. Arazi malikinin mülkiyet hakkı, arazide bulunan madenleri kapsamaz.. Bu düzenlemelerden sonra Türk Hukukunda, önceki Medeni Kanunun 743. maddesindeki madenlerin toprağın mütemmim cüzü(bütünleyici parçası) olarak arazinin mülkiyetine tabi olduğu şeklindeki hükümden hareketle, arazi malikinin mülkiyet hakkının madenleri de kapsadığı görüşünün bir değeri kalmamıştır (Topaloğlu, 2011).

Devlet, hüküm ve tasarrufu altında bulunduğu madenler üzerinde özel kişilere arama ve işletme ruhsatı verebilir. Madenler üzerindeki kamusal mülkiyetin kendisini değil de sadece bunları işletme hakkını belirli bir süre ile özel kişilere bırakabilir. Yoksa, Devlet, madenlerin mülkiyetini özel kişilere devredemeyeceği gibi, özelleştirme kapsamına da alamaz. Bu husus Danıştay 1.Dairesinin 05.03.2004 gün ve E.2004/17, K.20 07/24 sayılı istişari görüşünde şu şekilde ifade edilmiştir:"…Anayasanın *168. maddesine* göre *Devlet"in olan doğal servetler ve kaynakların işletme hakkı gerçek veya tüzelkişilere ancak süreli olarak devredilebilir. TEK"in doğal servet ve kaynaklardan yararlanan üretim birimlerinin varlıklarının özelleştirilmesinde bunların yararlandıkları doğal servet ve kaynakların mülkiyetinin gerçek ve tüzelkişilere devri olanaksızdır".*

Maden ruhsatı verilirken madenin içinde bulunduğu arazi sahibinin izin veya muvafakatini almak gerekmez. Maden ruhsatı almak için yalnızca Devletten izin almak gerekli ve yeterlidir. Devletten alınan izinle çıkarılan maden, Devletin kamusal mülkiyetinden ve taşınmaz mal niteliğinden kurtularak taşınır mal niteliğine dönüşür. Bu şekilde taşınır mal niteliği ile de onu yasal yollardan çıkaran kişinin mülkiyetine girer.

Madenlerin Devletin hüküm ve tasarrufu altında olması, Devlete madenlerin aranmasını ve işletilmesini denetleme ve gözetleme yetkisini vermektedir. Ayrıca Devlete, madenler konusunda özel hukuki düzenlemeler getirme imkanını ortaya koymaktadır. Devlet bu yetkisini madenlerle ilgili kanun ve yönetmelikler çıkararak, Maden ve Petrol İşleri Genel Müdürlüğü (MAPEG) vasıtasıyla da maden sahalarını sürekli denetim ve gözetim altında tutarak kullanmaktadır.

Türkiye'de 7554 Sayılı Kanunla Getirilen Yeni Ruhsatlandırma Süreci

Türkiye Büyük Millet Meclisi tarafından kabul edilip 24 Temmuz 2025 tarihli Resmî Gazete'de yayımlanarak yürürlüğe giren 7554 sayılı Bazı Kanunlarda Değişiklik Yapılmasına Dair Kanun, özellikle 3213 sayılı Maden Kanunu'nda ve ilgili Kanunlarda madenlerin ruhsatlandırılması ve izin süreçleri ile ilgili köklü değişiklikler getirmiştir. Bu değişiklikler yalnızca teknik mevzuat düzenlemesi olmayıp, yatırım güvenliği, çevresel sürdürülebilirlik ve kamu yararı kavramları bakımından da önemli yansımalar doğuracaktır.

Türkiye'de Maden Ruhsat Başvurusu ve İzinler

Türkiye'de maden arama veya işletme ruhsatı almak isteyen gerçek veya tüzel kişiler, e-Devlet üzerinden ulaşacakları e-Maden sisteminde belirtilen adımları yerine getirerek başvuruda bulunabilirler (Günay, 2025). Bu sistem üzerinden sadece II(b) Grubu ve IV.Grup madenleri seçerek gerekli formu doldurarak ruhsat taban

bedeli ödedikten sonra arama ruhsatına başvurmak mümkündür. Ruhsat başvurularında öncelik hakkı esas olup, zaman itibariyle ilk başvurana arama ruhsatı verilir. Bu süreçte ilk gelen alır, "*first come first served*" ilkesinin geçerli olduğu söylenebilir.(Topaloğlu, 2021)

7554 sayılı Kanun, izinlerle ilgili Maden Kanunu'nun 7. maddesinde kapsamlı değişiklikler yapmış ve hassas alanlarla ilgili özel düzenleme öngörmüştür. Maden ruhsat başvurusu hassas alanı kapsıyor veya çakışıyorsa farklı bir süreç yürümektedir.

7554 sayılı Kanunla sulak alanlar, ormanların tamamı, arkeolojik sit alanları, turizm bölgeleri, elektrik santralleri, boru hatları, OSB ve endüstri bölgeleri, askeri yasak bölgeler, imar alanları "hassas alan" kapsamına alınmıştır. MAPEG, ormanlar hariç diğer hassas alanları kapsayan maden ruhsatı vermeden önce ilgili kuruluşlardan uygun görüş ve izin almakla yetkili görevli kılınmıştır.

MAPEG'in söz konusu izin talebine dört ay içinde cevap vermemiş olan ilgili kurumların izin verdikleri anlamına geleceği öngörülmüştür. Yine arama aşamasında verilen iznin, işletme ruhsatına geçiş veya temdit değerlendirmelerinde o alanda devam edeceği öngörülerek uygulamadan kaynaklanan tereddütlerin giderilmesi hedeflendiği değişiklik gerekçesinde ifade edilmektedir.

7554 sayılı Kanunla madencilik projeleri ilgili ÇED süreci ile ilgili 3213 sayılı Maden Kanunun 7.maddesine de yeni hükümler eklenmiştir. Buna göre, madencilik faaliyetleri ile ÇED ile ilgili işlemler, eskiden olduğu gibi Çevre, Şehircilik ve İklim Değişikliği Bakanlığı tarafından yürütülecektir. ÇED Sürecinde, ilgili kurumlar görüşlerini en geç üç ay içinde vermesi gerektiği ve görüş için ilave süre talep eden kurumlara en fazla bir ay ek süre verileceği öngörülmüştür. Bu durumda, ÇED sürecinde bütün ilgili kamu kurumlarının görüşlerinin alınması işlemi en fazla dört ay içinde tamamlanmış olacaktır. Belirtilen bu süre içinde görüş bildirmeyen kurumun görüşü olumlu kabul edilecektir. Daha önce MAPEG ruhsatlandırma sürecinde izin vermiş kurumların ÇED sürecinde olumsuz görüş veremeyeceği belirtilmiştir. İlgili kurumların mali yükümlülükler karşılandıktan sonra en geç bir ay içinde ÇED olumlu kararı alınan madencilik faaliyetleri için diğer işlemleri tamamlayacakları belirtilmiştir. Yapılan bu değişiklikler, ilgili madencilik projesine daha önce olumlu görüş vermiş belediyeler ve bazı kamu kurumlarının sonradan görüş değiştirmesinden kaynaklanan uygulamada yaşanan bazı sıkıntıları gidermeye yöneliktir. Ancak bazı duyarlı çevre bölgelerinde ÇED ile ilgili getirilen yeni sürecin bazı olumsuzluklara da neden olabileceği kuşkusu haklı olarak doğmaktadır.

7554 sayılı Kanunla getirilen en orijinal değişikliklerden biri, MAPEG'in orman iznini alması hususundadır. Buna göre MAPEG maden ruhsat alanları ve tesisler için 36 aya kadar süreli orman iznini Orman Genel Müdürlüğünden (OGM) bedelsiz olarak alacaktır. Ancak MAPEG daha sonra almış olduğu söz konusu orman iznini, gerekli orman bedelini OGM'nin hesabına ödeyen maden ruhsat işletmecisine devredecektir. Görüldüğü gibi nihayetinde orman bedeli ruhsat işletmecisine izin devri aşamasında alınmakta ve orman alanlarının bedelsiz olarak madenciliğe tahsisi gibi durum söz konusu olmamaktadır.

7554 sayılı Kanun'un yürürlüğünden önce alınmış orman izinleri süresi sonuna kadar devam edecektir. Süresi dolan söz konusu orman izinleri OGM tarafından MAPEG'e devredilecektir. Bu alanlar yukarıda belirtilen devir sözleşmesi ve bedel ödendikten sonra aynı usulle MAPEG tarafından maden ruhsat işlemecisine devredilecektir. OGM'nün 25.08.2025 tarih ve 16695385 sayılı yazısına göre daha önceden maden ruhsatı alınan ve henüz sonuçlanmamış orman izin başvuruları OGM tarafından değerlendirilecek ve şartları taşıyanlara orman izni verilecektir. Maden ruhsatlarını dahi gereği gibi denetleyecek kadro sıkıntısı yaşayan MAPEG'in bu sınırlı teknik ve personel altyapısı ile böylesine karmaşık izin süreçlerini nasıl yerine getireceği tartışma konusudur.

Uygulamadan kaynaklı sıkıntılara çözüm bulmak için getirilen ve yeniden düzenlenen hüküm 3213 sayılı Maden Kanunu m.7/VII hükmüdür. Buna göre, kültür varlığının tespiti hariç, ruhsat düzenlenen alanın sonradan izne tabi alan haline gelmesi halinde maden ruhsat sahibi ayrıca izin almadan madencilik faaliyetini

yürütür. Sonradan kültür varlığı ortaya çıkan ve Kültür ve Turizm Bakanlığının olumlu görüş vermediği maden ruhsat sahaları ise kısıtlanır. Bu nedenden dolayı kısıtlanan maden sahasının yatırım gideri ruhsat sahibine ödenir. Sadece yatırım giderlerinin ödenmesi, sahası kısıtlanan maden ruhsat sahibinin gerçek zararlarının tamamını veya önemli bir kısmını karşılamaktan uzaktır.

Ayrıca, Maden Kanuna eklenen Geçici Madde 45 ile, yalnızca Yatağan, Yeniköy ve Kemerköy termik santrallerinin kömür ihtiyacını karşılamak amacıyla zeytinlik alanlarda madencilik yapılabileceği düzenlenmiştir. Sadece belirli ruhsatlar adreslenerek yapılan düzenlemelerin, kanunların genel, objektif ve soyut olması şeklinde ifade edilen genel kabul görmüş kanun yapma tekniğine aykırı olduğu düşünülmektedir.

Yeni Maden Ruhsat İhale Süreci

7554 sayılı Kanunla madenlerin ihale süreci ile de ilgili köklü değişiklikler yapılmıştır. 3213 sayılı Maden Kanunu m.30 hükmünde yapılan bu değişikliklere göre, I. Grup, II. Grup (a) ve (c) bendi, III. Grup ve V. Grup maden ruhsatları ihale ile verileceği kesin olarak belirtilmiştir. Bunun dışındaki II.Grub (b) ve IV. Grup maden ruhsatlarının kural olarak ihale yoluyla değil de ilk müracaat (*takaddüm, first come first served*) ilkesine göre verileceği öngörülmüştür. Değişiklik gerekçesinde, ihaleye çıkarma usulünün ruhsatlandırma sürecini uzattığı ve bürokrasiyi artırdığı tespitine yer verilmektedir. Gerçekte ihaleye tabi saha değeri taşımayan birçok saha, MAPEG kayıtlarında ihaleye tabi saha olarak görünmekteydi. Ayrıca bu durum ihalelik saha sayısının aşırı şekilde şişmesine sebebiyet vermekteydi. Bu düşünceden hareketle yeni değişiklikle herhangi bir sebeple hükümden düşmüş, terk edilmiş veya taksir edilmiş II.Grub (b) ve IV. Grup maden ruhsatlarının ihale ile ruhsatlandırılması usulü yerine, rezerv, geçmiş ve konum verilerinin gerekli kıldığı durumlarda genel hükümlere göre ruhsatlandırılması esası getirilmiştir.

Bu şekilde ruhsatlandırma ve ihale usulünü tümden değiştiren kanun değişikliklerinde geçiş veya intikal hükümlerine yer vermek ve belirli bir süre ruhsat müracaatı almamak gerekir. Maalesef 7554 sayılı Kanunda unutmadan kaynaklı yada bilinçli olarak bu hususta bir geçici maddeye yer verilmemiştir. Üstelik 7554 sayılı Kanun yürürlüğe girer girmez II.Grub (b) ve IV. Grup maden ruhsat sahaları müracaata açık hale getirilmiş ve ilk müracaat hakkı sağlayan başvurular kabul edilmiştir. Rezerv ve geçmiş bilgileri ortaya konmadan söz konusu bütün sahaların ilk müracaatlarının kabul edilmesinin sonradan genelge ve yönetmelikle yapılacak kısıtlamalarla ilgili kazanılmış hakların ihlali ve geriye yürümeme ilkeleri ilgili hukuki sorunlara neden olacağı açıktır. Hali hazırda bu konuda madde metninde belirtilen yönetmelik henüz çıkarılamamış bütün alanlar aramalara açılarak başvurusu kabul edilen yaklaşık beşbine yakın başvurucu hak sağlamıştır. Sonradan çıkarılacak yönetmeliğe dayanarak bu başvuruların bazılarının iptali büyük kaos yaratacak ve dava patlamasına yol açarak ilgili bireylerle yönetimi karşı karşıya getirecektir.

KAYNAKLAR

Energy & Mining / Acreage releases and bid assessment process https://www.energymining.sa.gov.au/industry/energy-resources/licensing-and-land-access/onshore-licensing/acreage-releases(e.t.:02.10.2025).

Factsheet Details:https://www.pib.gov.in/FactsheetDetails.aspx(e.t.:02.10.2025).

Günay, Ömer (2025), Maden Hukuku (3. Baskı), Eylül 2025, Seçkin Yayıncılık

Gürses, Ayşe Pınar (2011), Türkiye'de ve Dünyada Uygulanmakta Olan Maden Kanunu ve Uygulama Yönetmeliklerinin Karşılaştırmalı Analizi, Hacettepe Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü, Ankara (Basılmamış Yüksek Lisan Tezi)https://eiti.org/countries/ghana%23licenses-and-contracts-395

Mineral-Resource-Tenders-and-Mining-Infrastructure-Projects-Guiding-Principles.pdf https://center-hre.org/wp-content/uploads/2012/06/Mineral-Resource-Tenders-and-Mining-Infrastructure-Projects-Guiding-Principles.pdf(e.t.:02.10.2025).

Mining-Competitive-Bidding-Country-Index-May 2019-2.pdf https://ccsi.columbia.edu/sites/ccsi.columbia.edu/files/content/docs/our%20focus/extractive%20industries/Mining-Competitive-Bidding-Country-Index-May-2019-2.pdf https://eiti.org/countries/ghana%23licenses-and-contracts-395(e.t.: 02.10.2025).

Mining in Indonesia: Investment, Taxation and Regulatory (2025) - 14th Edition https://www.pwc.com/id/en/energy-utilities-mining/assets/mining-guide-2025.pdf(e.t.:02.10.2025).

Mining Laws and Regulations Report 2026 Canada https://iclg.com/practice-areas/mining-laws-and-regulations/canada(e.t.:02.10.2025).

nrgi_Granting-Rights.pdfhttps://resourcegovernance.org/sites/default/files/nrgi_Granting-Rights.pdf (e.t.:02.10.2025).

Resources Victoria - Mining licence guidelines - https://resources.vic.gov.au/legislation-and-regulations/guidelines-and-codes-of-practice/mining-licence-guidelines(e.t.:02.10.2025).

Southalan, John (2012), Mining Law & Policy (1. Baskı), The Federation Press

Topaloğlu, Mustafa (2011), Maden Hukuku (1. Baskı), Ocak 2011, Karahan Kitapevi

Topaloğlu, Mustafa (2021), Maden Hukuku ile İlgili Makaleler (2. Baskı), Vedat Yayınevi

Turhan, Melih (2014), Madencilikte Önemli Bazı Ülkelerde Maden Hukuku ile İlgili Mevzuat (1. Baskı), Mayıs 2014, Türkiye Madenciler Derneği Dergisi

UNMANNED GEOTECHNICAL MONITORING PRISM DEPLOYMENT AND MAINTENANCE SYSTEM - ONIX

O. N. S Nashima [1, *], J. Gralton [2], A. Davies [3]

[1] Taz Drone Solutions, Prismo
[2] Taz Drone Solutions, Prismo, TDS Labs
[3] Taz Drone Solutions, Prismo, TDS Labs

ABSTRACT

Prism monitoring is a critical component of a slope stability monitoring strategy, with prism network coverage and availability directly influencing the system's ability to detect and track slope movement timeously. However, achieving and maintaining design prism coverage as mining progresses remains a significant challenge particularly in high-risk inaccessible areas.

This paper presents the development, application, and evolution of a bespoke unmanned prism deployment and maintenance system designed to address the safety, accessibility, and efficiency limitations of conventional methods. Developed in 2019 following a fatal abseiling incident at Savage River mine, the solution was created through collaboration between Grange Resources and Taz Drone Solutions/Prismo.

The system comprises a custom-engineered airframe with two interchangeable platforms to remotely install, clean, reposition, and reclaim prisms.

Stability and data integrity of the remotely installed prisms was assessed through 3D movement cross-referencing with adjacent conventional prisms and InSAR data. Results confirmed consistent performance within acceptable tolerances. Tripod-mounted prisms demonstrated structural and positional stability under harsh conditions, and close-proximity blasting activity. Thus further validating the system's reliability in challenging operational environments. Areas for future development are also discussed.

Keywords: Unmanned prism deployment, prism installation, slope stability monitoring, drone technology, mining safety

INTRODUCTION

Prism monitoring is a key input into a slope stability monitoring (SSM) strategy, that when properly designed, implemented and managed, provides crucial data to detect, track and manage slope instabilities. This data, in conjunction with other monitoring systems on site, ensures appropriate warning is given timeously, by the designated teams as specified by the Trigger Alarm Response Plan (TARP), to aid in risk mitigation and operational continuity (Shanyengana, 2024).

Sufficient prism coverage and maintenance contributes directly to the system's ability to detect slope movement promptly. However, ensuring ongoing prism coverage as mining progresses, as well as maintaining optimum prism availability remains an ongoing challenge associated with prism monitoring. These are exacerbated by the loss of access to upper benches as mining progresses, development of new failure areas that are unsafe for personnel to install new prisms, as well as dust accumulation on inaccessible prisms, that render them illegible by their reference robotic total station (RTS) (Shanyengana, 2024).

This paper discusses the development, utilization, and evolution of a bespoke unmanned prism deployment and maintenance (UPDM) solution - Onix, to remotely install, reclaim, and maintain geotechnical monitoring prisms in open pit environments. The technology was developed in 2019, in partnership with Grange Resources and Taz Drone Solutions (TDS), following an abseiling fatality at the Savage River mine in Lutruwita/Tasmania. (Woodward, et al., 2023).

The Onix addresses the historical safety, accessibility, and efficiency concerns of traditional prism installation and maintenance methods. The Onix platform in Figure 1 below has undergone iterative improvements since its initial prototype phase, and is currently a custom-engineered airframe, with two interchangeable platforms to safely install, reclaim, reposition and clean prisms in previously inaccessible and unsafe areas of the pit.



Figure 1. The Onix installation system

PROBLEM STATEMENT

Achieving design prism coverage and optimum availability using conventional installation and maintenance methods in open pit mines has historically proven unsafe and inefficient, due to loss of safe access to design and some installed prism locations as mining progresses. The evolving safety culture adopted by most operations in recent years has highlighted the exposure of personnel to fall risks and slope hazards, prompting operations to remove personnel from direct exposure and close proximity to highwalls. Consequently, achieving full design prism network, and ongoing maintenance is unachievable, thereby increasing the prism monitoring data gaps. Vital indications of slope movement may go undetected, resulting in unanticipated and/or poorly managed slope failures (Shanyengana, 2024).

SYSTEM OVERVIEW

Hardware

The Onix solution comprises a heavy-lift unmanned aircraft vehicle (UAV) equipped with two interchangeable platforms, for deploying new prisms, cleaning, reclaiming, or repositioning existing Onix-installed prisms. The Onix system integrates a significantly enhanced linear actuator and release mechanism, offering greater deployment stability and accuracy. Prisms are securely mounted on a patented 7 kg tripod, prior to deployment, allowing for rapid and secure installation as illustrated in Figure 2 below.



Figure 2. The Onix System loaded with a tripod and prism for installation

TDS tripods are 7 kg, designed with a low centre of gravity to ensure maximum stability in extreme weather conditions such as high winds, heavy rain, intense heat, and shifting atmospheric conditions throughout the year. This weight has been carefully refined to balance structural stability with drone flight efficiency, enabling longer flight durations and increased daily installation rates.

Each tripod is fully galvanized to resist corrosion and minimise long-term wear, with a service life target of 5–10 years on mine step outs. Where retrieval is necessary due to operational changes or environmental factors, an integrated drone-compatible retrieval mechanism allows for safe and efficient recovery without manual intervention. This design approach significantly improves project efficiency and ensures long-term, reliable prism monitoring for open pit mine operations.

Software

The UAV operates via pre-programmed flight paths as in Figure 3 below, with real-time visual confirmation and telemetry ensuring accurate placement. A key advancement is the use of open-source flight control software, which enables seamless integration with custom-built applications and operational tools. This flexibility allows rapid development and deployment of new features, including tailored data overlays, real-time coordinate mapping, and improved KML file integration streamlining workflows and enhancing field reliability.

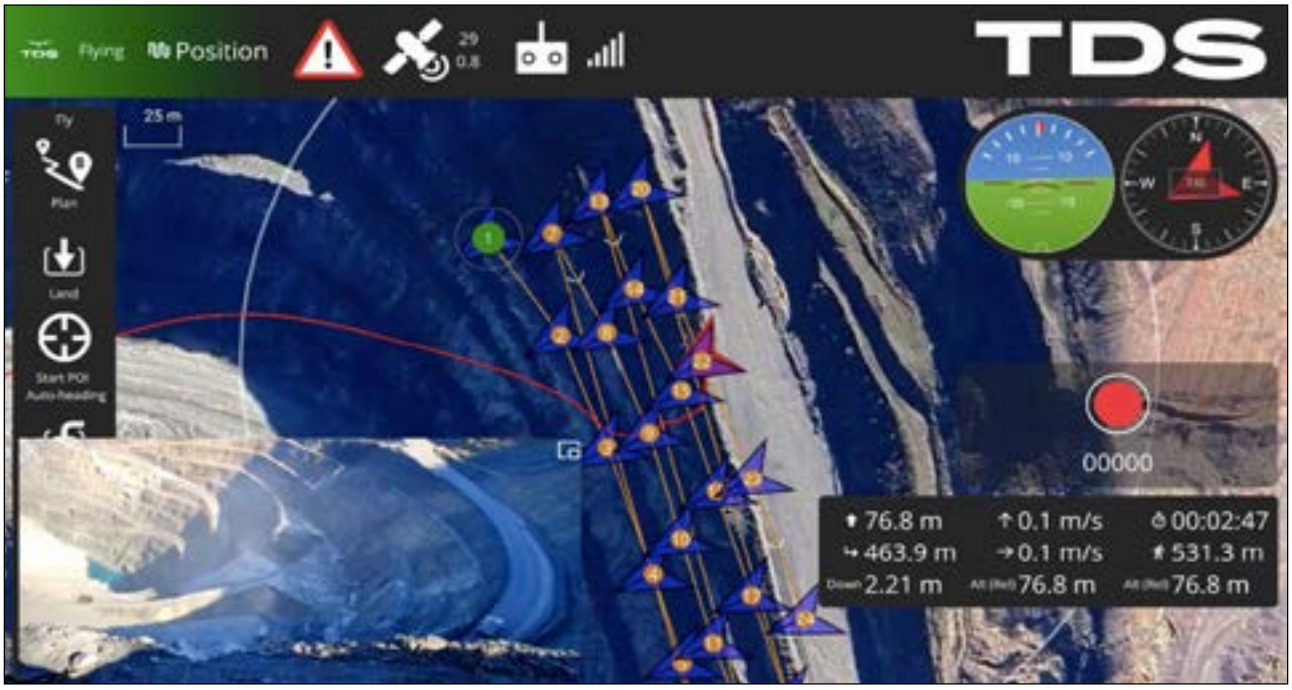


Figure 3. Prism installation flight path

METHODOLOGY

Onix System - Prism Installation Overview

The Onix system follows a structured, multi-phase workflow designed to ensure safe, precise, and efficient prism installations within operational mine environments. The process incorporates strict safety protocols, operational briefings, and coordination with site-specific requirements, including airspace and communication protocols. A general outline is provided below: (Taz Drone Solutions, Prismo, 2025)

Design & Planning

Prism network design and reference points are provided by the site's geotechnical team. These coordinates are integrated into planning tools to support spatial awareness, mission setup, and identification of safe deployment areas.

Site Assessment

Initial site reconnaissance is performed using aerial systems to assess location suitability. This includes checks for obstructions, access, and line-of-sight to key reference systems. Once confirmed, installation is scheduled based on operational conditions and site availability.

Pre-Deployment Setup

All personnel undergo safety and operational briefings prior to deployment. Equipment is prepared, and prism assemblies are configured to match installation specifications.

Installation Execution

Installation is performed using a multi-drone methodology to enhance accuracy and maintain situational awareness. Key steps include:

- Aerial clearance of the installation zone.
- Transport of prism units to target locations.
- Final positioning and orientation using onboard systems.
- Visual and system confirmation before release.

Post-installation, location data is captured and provided to the geotechnical team for integration into monitoring systems. If required, repositioning is conducted to address any alignment issues or environmental constraints.

CHRONOLOGICAL EVOLUTION OF UAV PLATFORM DEVELOPMENT

Early Prototype - DJI MG-1P Airframe (Modified)

The initial development phase utilised a modified DJI MG-1P airframe, retrofitted with a custom flight controller and a 3D-printed payload release mechanism.

- Maximum Take-Off Weight (MTOW): 25 kg
- Maximum Payload Capacity: 10 kg
- Flight Time (with 7 kg galvanized steel tripod): ~6 minutes
- While functional, this platform was constrained by the limitations of closed-source flight software.

These constraints made it difficult to integrate real-time data overlays or import KML files for precise prism and pillar location mapping resulting in reduced operational flexibility.

Current System - Onix UAV (TDS/Prismo In-House Platform)

Developed in-house by TDS/Prismo in Sheffield, Tasmania, the Onix UAV represents a purpose-built solution designed specifically for the mining sector and prism installation workflows.

- Maximum Take-Off Weight (MTOW): 42 kg
- Maximum Payload Capacity: 15 kg
- Flight Time (with 7 kg tripod): ~20 minutes

RESULTS AND DISCUSSION

Tripod Stability and Data Accuracy Analysis

To validate the accuracy and stability of drone-installed, tripod-mounted prisms, a 6-month comparative study was conducted at the developmental phase of the solution. 3D movement data from the remotely deployed prisms were benchmarked against nearby conventionally installed prisms as illustrated in Figure 4. Results showed that movement ranges and variance remained within acceptable tolerances (Woodward, et al., 2023).

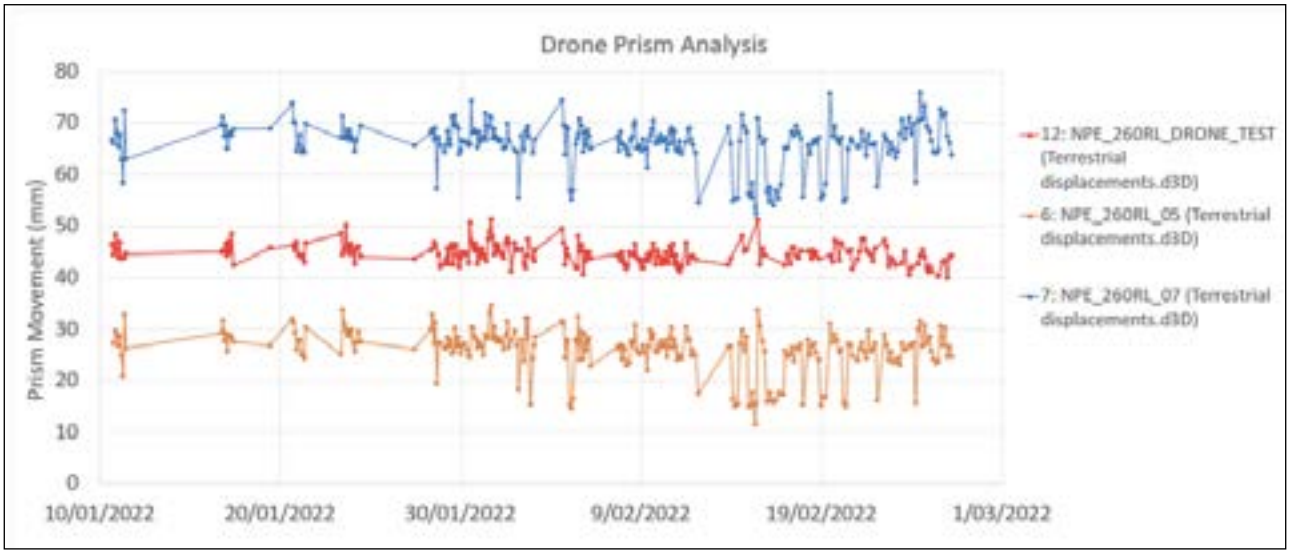


Figure 4. A comparison of drone-installed prism against conventional prism in close proximity (Woodward, et al., 2023)

To verify the stability of drone-installed tripod-mounted prisms under extreme operational conditions, monitoring data was analysed from units positioned 10–20 m from a 3 MT blast on the same bench, and during Cyclone Zelia (Category 3, Feb 2025). The results confirmed that the tripods remained stable throughout both high-energy blasting events and severe weather exposure (shown in Figure 5), reinforcing their reliability in challenging pit environments.

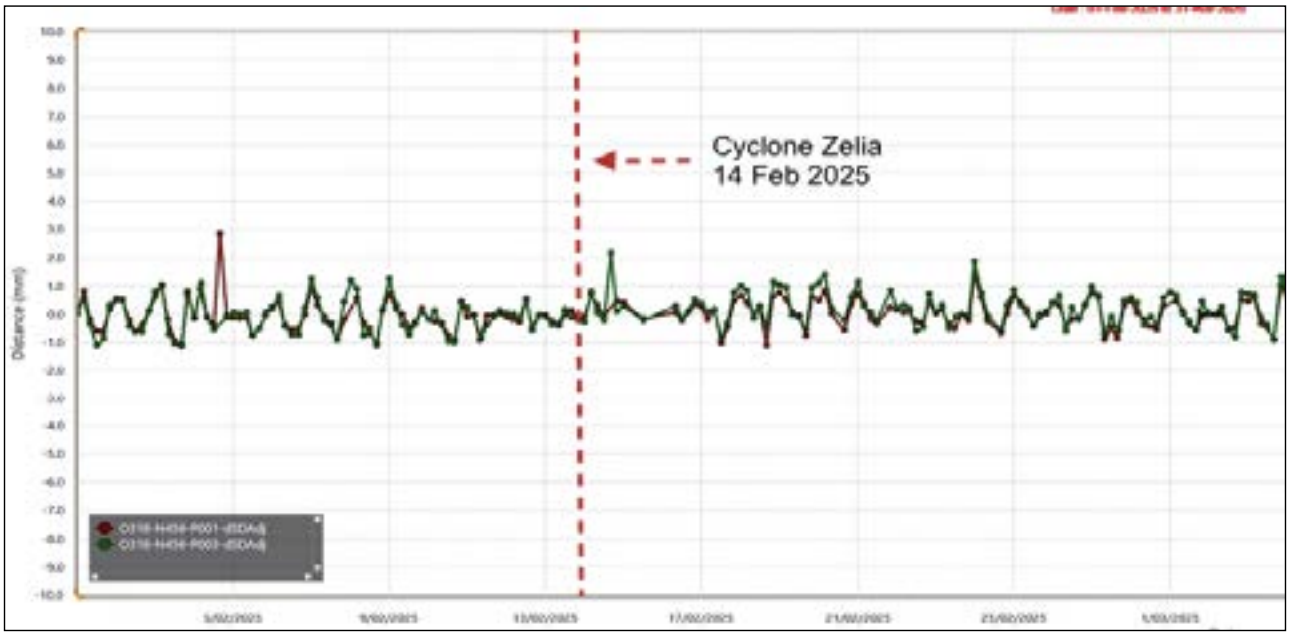


Figure 5. Drone-installed prism positions unimpacted by category 3 cyclone

Movement Detection and Tracking Analysis

To assess the ability of drone-installed prisms to detect and track real-time slope movement, 3D movement trends were cross-validated against InSAR data (see Figure 6 and Figure 7) and an adjacent conventional prism. All data sources consistently indicated linear deformation in the monitored area, confirming the system's effectiveness in tracking ongoing ground movement (Woodward, et al., 2023).

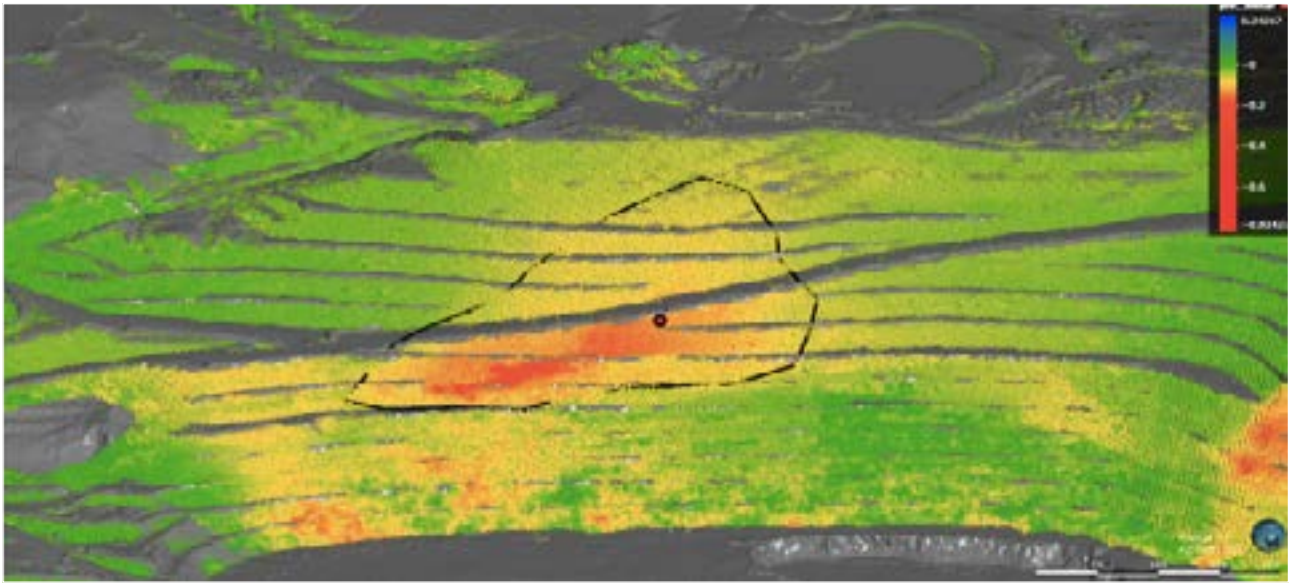


Figure 6. InSAR image showing linear movement (Woodward, et al., 2023)

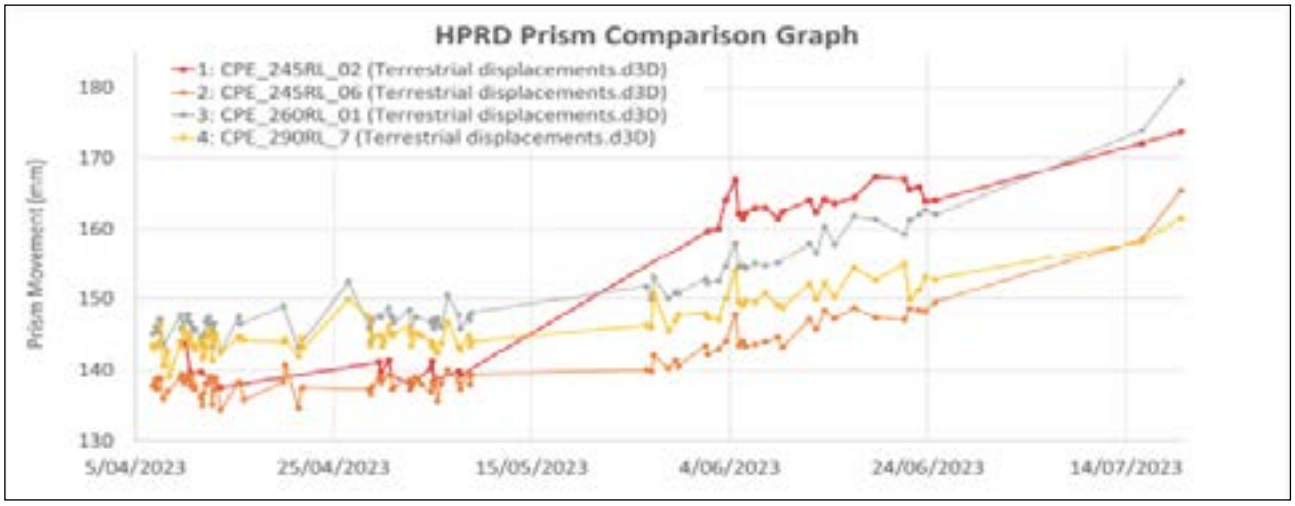


Figure 7. Comparison of conventional and drone installed prism data in an active red zone (Woodward, et al., 2023)

Field testing confirmed that drone-deployed tripods provide data within acceptable range and variance of conventional prisms positioned in close proximity, and their ability to detect slope movement has been validated against InSAR and adjacent conventional prism data in an area.

UAV Installation Challenges

Deploying tripod-mounted prisms in active mining environments presents a range of technical, environmental and operational challenges, including:

- Signal Interference: High-grade ore bodies, haul trucks, site radars, and radio towers can disrupt UAV systems impacting flight control, video transmission, and sensor reliability.

- Active Mining Areas: Installations often occur near haul roads, drill preparation zones, or excavation areas, where maintaining a clear line of sight between the take-off zone and installation site is difficult

• Complex Terrain: Windrows, steep benches, berms, and irregular ground features pose navigation and stability challenges for aerial deployment.

• Variable Surface Conditions: Ground material ranges from solid rock to lose dirt, requiring flexible drop strategies and impact tolerance.

• Unstable Geotechnical Zones: Prisms have been successfully deployed on actively moving mine walls previously considered unfeasible. This has enabled timely wall reinforcement using real-time deformation data.

• Extreme Weather: Operations can be affected by cyclones, thunderstorms, high winds, dust, rain, and extreme heat.

In addition to these physical factors, effective planning and coordination with site operations are critical. Prior engagement with mine planning teams, combined with clear on-site communication and situational awareness, is essential for safe and efficient execution.

Mitigation Strategies, Solutions and System Enhancements

Through years of field experience, iterative development, and strict operational discipline, TDS/Prismo has addressed these challenges through:

• Onix UAV System: A purpose-built, in-house solution designed specifically for mining environments. Onix features hardened electronics, improved shielding, and a robust payload mechanism. Its open-source architecture enables seamless integration with mapping tools and site data overlays, even in high-EMI zones.

• Advanced Flight Protocols: TDS/Prismo teams follow strict pre-flight checks, range testing, and operational risk assessments to ensure safe operations. Emergency procedures and backup plans are in place for every deployment.

• Hardware & Software Improvements: Onix incorporates an advanced linear actuator, high-precision release system, and integrated autonomy for alignment with station points. Software enhancements will soon support real-time location verification and GPS coordinates upon release of the tripod/prism

• Adaptability to Terrain and Materials: Customised deployment techniques, such as varying drop heights and release angles, ensure stable installation on all surface types. Using a second drone to verify situational awareness and ensure successful installation on difficult benches or terrain

• Conservative Risk Management: Installations are only conducted within defined environmental and operational thresholds. If conditions are marginal, a retrieval and reinstallation plan is always in place.

• Environmental Readiness: Operations are governed by strict weather protocols, including wind limits, thunderstorm proximity checks, and emergency landing strategies. Onix is built with weather-resistant components for durability and performance in harsh conditions.

Consistent reliable prism installations, including in high-risk, previously inaccessible areas is achieved by combining advanced technology with rigorous training, safety procedures, and intelligent planning. The Onix platform continues to evolve, incorporating field data and operator feedback to further refine capabilities and increase resilience.

Future Developments

TDS/Prismo is actively advancing the Onix platform and associated systems to deliver a fully integrated, scalable, and globally deployable drone-based prism installation solution for the mining and geotechnical sectors. Ongoing and planned developments include:

- Automated GPS Logging: GPS coordinates will be recorded at the moment of prism release.

- Autonomous Installations: Development of fully autonomous flight and deployment capabilities, increasing efficiency and consistency across operations.

- Enhanced Spatial Accuracy: Implementation of updated GeoTIFF overlays and improved mapping integration to boost installation precision.

- High-Pod Tripod System: Design and deployment of a 2m+ high tripod system to overcome terrain challenges, particularly on benches with significant windrows or irregular surfaces.

- Integrated Prism Cleaning: Onix will support an onboard high-pressure cleaning payload, enabling in-situ lens cleaning after installation, crucial for ensuring data quality in dusty or debris-heavy environments.

- Cold-Climate Adaptation: System modifications are underway to optimise drone and tripod performance in icy or sub-zero conditions, expanding usability into cold climate regions.

- Global distribution and support models are in development, with training, warranty, and in-house manufacturing enabling scale-up

STRATEGIC ROLLOUT AND GLOBAL EXPANSION

The Onix solution via TDS/Prismo is gaining global traction, with growing adoption across operations and multiple safety and innovation awards recognizing its impact.

Strategic trials and multi-year engagements include:

- International Trials: Prism installation pilots are scheduled in South America, and discussions underway for African operations, focusing on validating the system across new operational environments.

- BHP Deployments: Multi-year integration and scaling of the solution across several of BHP's key iron ore operations in Australia.

- Rio Tinto Engagements: Ongoing trials and long-term rollout planning with Rio Tinto, supporting their drive for safer, more efficient slope monitoring practices.

CONCLUSION

The Onix UAV prism deployment system compliments geotechnical monitoring by enabling safe, efficient, and high-quality prism installations in previously inaccessible zones. Its field-proven performance, robust design, and evolving feature set position it as a transformative solution for the mining sector.

By reducing personnel exposure, increasing installation rates, and maintaining data quality, Onix significantly improves the reliability of slope stability monitoring data in high-risk environments.

Key advantages of adopting the Onix solution highlighted are:

- Reduced safety risks due to the removal of personnel from exposure to slope hazards,
- Increased slope safety through enhanced monitoring data,
- Efficiently achieving the design prism coverage and availability, without compromising safety, and with little dependency on mining activities, as well as
- Contribution to sustainability and cost savings due to the ability of the drone's retrieval arm to reclaim, reposition damaged prisms, and reuse prisms in areas targeted for pit pushbacks, and/ or backfilling.

The successful development, ongoing implementation, and improvement of the Onix solution has addresses historical challenges of conventional prism installation and maintenance, and is enhancing prism coverage, and significantly improving safety and operational efficiency.

REFERENCES

Shanyengana, O., 2024. The Incorporation of Unmanned Aerial Vehicles in Slope Stability Monitoring Systems: A Rossing Uranium Mine Case Study, Johannesburg: University of the Witwatersrand.

Taz Drone Solutions, Prismo., 2025. Operational Procedures. Tasmania: s.n

Woodward, C; Corbett, Z; Davies, A; Darlington, W; Snyders, I; Gregor, P; Venugopal, K; Reeve, A; Souza, L., 2023. Unconventional remote prism installation using a modified heavy payload release drone at Savage River mine. Perth, Australia, SSIM.

AI-BASED PROCUREMENT IN THE PUBLIC SECTOR MINING COMPANIES: DECISION MAKING FOR IMPROVING EFFICIENCY

S. Agarwal*[1], H. Reddy Gurram[1], K. Singh[1], S. Jha[2]

*[1] Department of Mining Engineering, Indian Institute of Technology (ISM), Dhanbad, India, (*Corresponding Author: sagarwal@iitism.ac.in)*
[2] GM Mahanadi Coalfields (MCL) Innovation Cell, HQ, Sambalpur, Orissa, India

ABSTRACT

Evaluating mining works tenders is a critical yet labor-intensive process that requires assessing bids' technical, financial, and regulatory compliance aspects. Traditional methods often involve manual scrutiny, which is time-consuming, prone to human bias, and inefficient when dealing with large volumes of tenders. This paper proposes an AI-driven automated system for tender evaluation, leveraging Natural Language Processing (NLP) and Machine Learning (ML) to enhance accuracy, fairness, and efficiency. The system is designed to extract and analyze relevant information from tender documents, handling diverse formats using NLP-based text parsing. Machine learning algorithms evaluate bids against predefined criteria, ensuring objective assessment while reducing manual intervention. The system also facilitates processing many tenders simultaneously, allowing organizations to optimize procurement workflows. Furthermore, the proposed solution is designed to seamlessly integrate with existing enterprise systems, ensuring ease of use for employees and stakeholders. By automating the tender evaluation process, the system minimizes human errors, accelerates decision-making, and enhances transparency in bid selection.

Keywords: Tender Evaluation, Mining, Artificial Intelligence, Large Language Models (LLM), Automated Procurement, Bid Assessment

INTRODUCTION

Procurement in the mining industry, especially in large-scale operations, is a complex process requiring a thorough evaluation of bids across technical, financial, and compliance dimensions (Mucha et al., 2023). Evaluating tenders for large organizations is often a time-consuming, resource-intensive task involving multiple rounds of review and revisions and coordination between various departments. Traditional methods are typically manual, making the process slow and costly and prone to human errors, biases, and a lack of transparency (Tandale et al., 2023). Ideally, every document should be submitted in text form. In reality, however, it can be a scanned file, too. As a result, the document we get is in image form. This issue can lead to multiple problems, such as the text not being readable due to difficulties in scanning. Extracting tables and charts from an image is immensely difficult (Whitney, 2024). These challenges can lead to delays and inconsistencies, making it difficult to ensure that all tenders are evaluated fairly and objectively. However, using artificial intelligence and machine learning techniques offers a promising solution by automating and streamlining the evaluation process, thereby improving accuracy, efficiency, and fairness (Fridriksson, 2025). The paper is focused on developing a system that can automatically evaluate tenders in a manner that is accurate and fair, leveraging advanced AI and machine learning techniques such as natural language processing (NLP) and intelligent algorithms to extract relevant information from a wide variety of tenders (Shrestha et al., 2023). The system handles large volumes of tenders in different formats, ensuring seamless integration with existing

organizational systems and offering an intuitive interface for employees and stakeholders (Delina and Macik, 2023). A significant challenge in this project is the lack of readily available open-source tools for many of the required tasks, which necessitates building each functionality from scratch. Additionally, author rigorously test every component across various scenarios to assess performance and eliminate any bugs that may have crept into the code. The proposed project aims to develop a comprehensive software module to evaluate tenders and generate recommendations that align with existing procurement guidelines. To ensure sustainability and smooth functioning, the project also includes developing and training dedicated personnel responsible for the system's regular upkeep. The paper is organized as follows: Section 2 outlines the AI implementation tools and methodologies. Section 3 presents a detailed analysis of the developed web portal. Section 4 discusses the findings, while Section 5 concludes the study and highlights the key outcomes.

METHODOLOGY

The proposed system leverages advanced AI techniques and is an NLP-based document parsing module capable of handling unstructured text from various formats, including PDFs and DOCX files (Abbas, 2025). They scanned images, enabling accurate extraction of key information such as bidder credentials, price quotations, technical specifications, and compliance checklists (Choi et al., 2021). An ML evaluation engine was trained on historical tender data and classified and scored bids according to predefined criteria like price-to-quality ratios, past performance, and technical compatibility. Large Language Models LLMs were also used to interpret tender clauses, detecting contextual deviations or ambiguities that might elude traditional rule-based systems to strengthen decision-making further (Zadgaonkar and Agarwal, 2021). To underpin the system's intelligence are core technologies such as Text Mining, which identifies meaningful patterns and relationships within textual data, and NLP, which helps in understanding grammatical structure, semantics, and intent using techniques like part-of-speech tagging and named-entity recognition (Cusumano et al., 2022). Additionally, Regular Expressions (Regex) also play a crucial role in identifying specific entities such as age, GST, and PAN numbers within documents, as shown in Figure 1, enhancing the accuracy of information extraction and validation. These components form a robust, intelligent framework for efficient, scalable, and transparent tender evaluation (Kim et al., 2020).

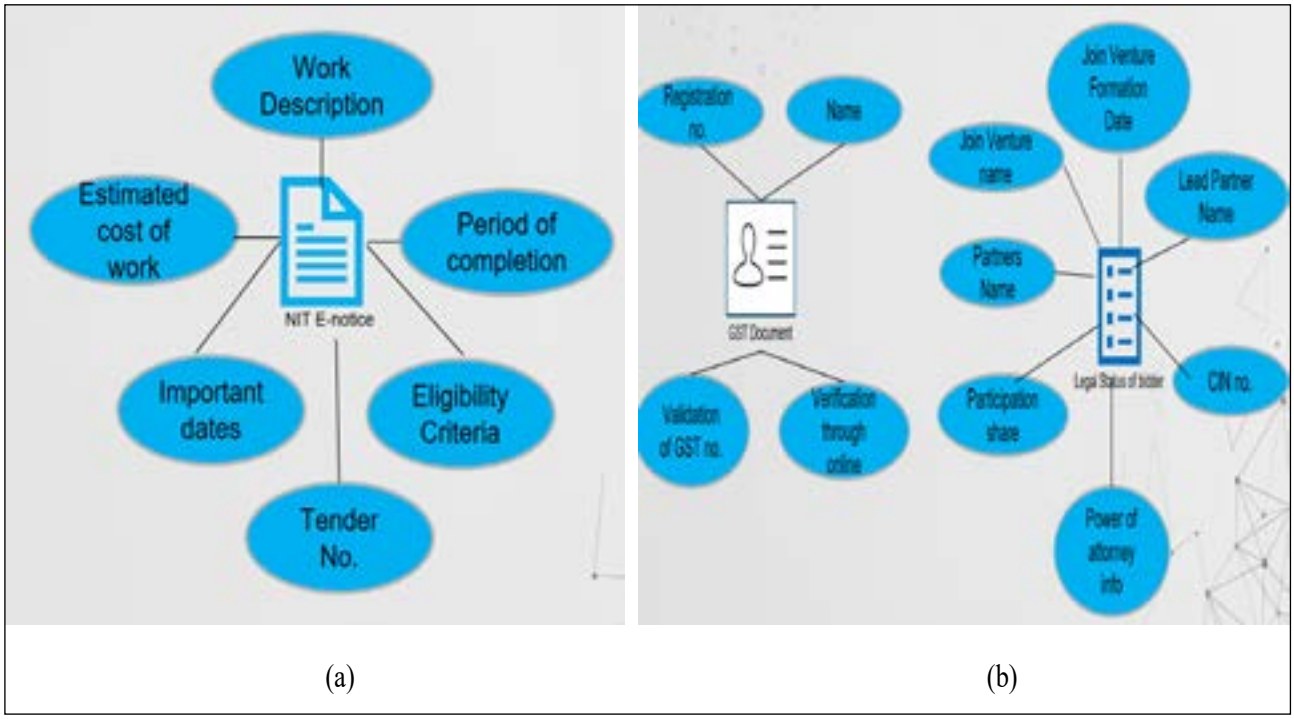


Figure 1 (a) Key information elements for tender documentation, (b) essential information extracted from GST and legal status of the bidder

System design and architecture

The core of the system has been described in this section, and they are listed below.

Web Portal for Tender Document Processing

The web portal supports uploading and processing typed and scanned PDF files. This includes Legal stamp papers, PAN and GST certificates, Technical and financial bid documents, and miscellaneous scanned declarations. The system uses OCR and NLP modules to extract structured data, parse key parameters, and perform auto-validation.

Intelligent Information Extraction

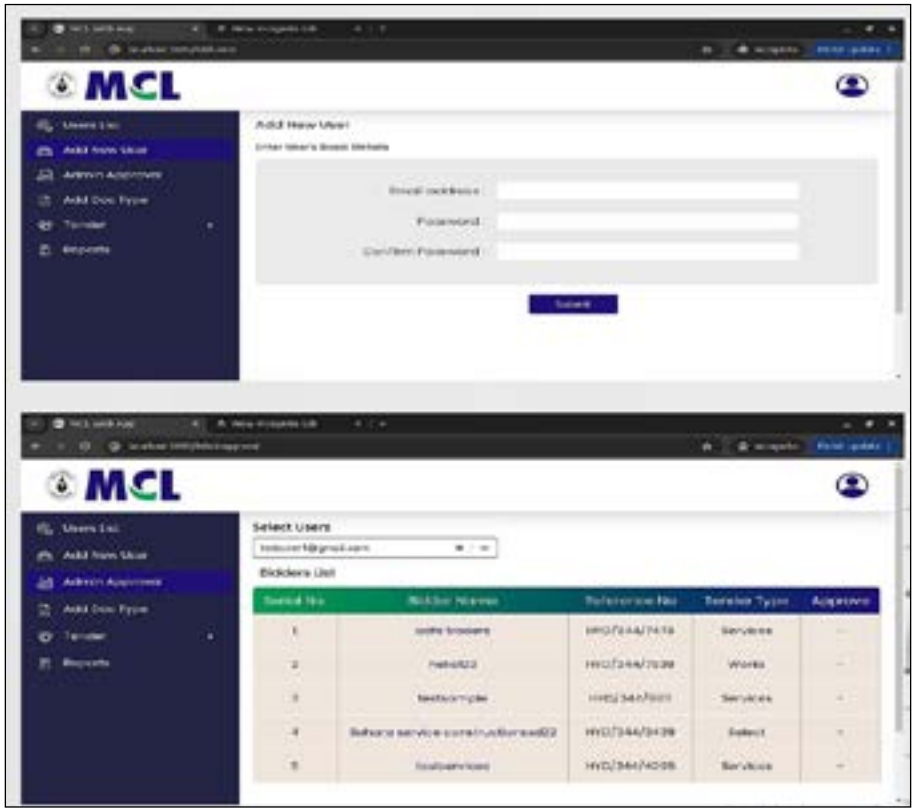
Using OCR (PaddleOCR, EasyOCR) and NLP pipelines, the system extracts numerical values such as cost estimates and tax values, named entities (e.g., firm names, signatories, registration numbers), and compliance indicators (e.g., date validity of certificates, legal clauses). These capabilities were integrated with OpenAI's LLMs and Google's Gemini to provide a deeper semantic understanding of tender language.

Role-Based Access Management

The platform includes secure login and access controls with user roles such as Evaluator, Admin, Technical, Expert, and Observer. Each role has distinct privileges, ensuring secure and compartmentalized access to sensitive tender data. The project utilized a technology stack for rapid development, deployment, and scalability: 1) Frontend: React; 2) Backend: Node.js; 3) Flask; 4) Language & Logic Layer: Python; 5) NLP/AI Frameworks: OpenAI APIs, Gemini, Custom ML.

RESULTS AND DELIVERABLES

In figure 2 below shows the web application created, with user login and document upload facility.



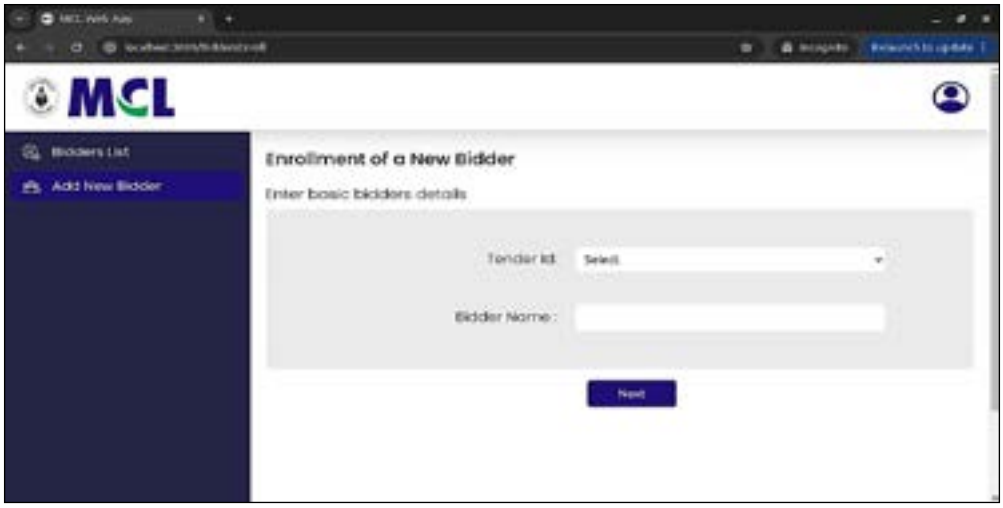


Figure 3 New user logs in and enrolls a bidder

Clicking on any bidder's name in this list redirects users to the bidder details page. On the bidder details page, which is presented in table format, users can review extracted data such as legal, PAN, and GST information. In step four, the admin can navigate to the Bidders List section to view all registered bidders, as shown in Figure 5.

The models were trained using tender data from various departments, incorporating over 1,000 tenders for broader applicability. A cloud-based infrastructure was employed to manage large datasets efficiently. The web portal integrated Optical Character Recognition (OCR), Natural Language Processing (NLP), and AI-based algorithms for information extraction. Performance testing on 20 complete tenders (about 703,500 characters) showed 90–95% accuracy, depending on document quality. Key challenges included inconsistent formats, poor scan quality, language issues, and data interpretation difficulties. However, on the admin side, new users can be added by entering their email address and password. The admin must authenticate each user before gaining access. The system also supports user-specific views, where approved users can view bidders linked to their profile, improving access control and data organization.

DISCUSSION

The system effectively reduced manual effort, enhanced processing speed, and promoted objective evaluations. The user interface was designed for accessibility across varying technical proficiencies, and the system was rigorously tested under diverse conditions. A multidisciplinary team with expertise in AI/NLP, software development, UI/UX, and project management collaborated to ensure successful implementation and deployment. The project delivered a functional, production-ready web portal with the following results and key outcomes. The system reduces manual workload by 45%, cutting human effort for tender evaluations. Processing speed improves significantly, shrinking average evaluation time from days to hours. Accuracy increases by minimizing subjective interpretations and manual errors. A scalable architecture enables parallel processing of multiple tenders with multi-user access. Transparent logs and reports ensure full auditability. The authors have tested different types of tenders as mentioned in the following:

Simple Tenders (Rs. 500k or below)

Begin by testing the system using simple tender documents to check its accuracy. Then, review how well it handles compliance, technical details, and financial information. After that, keep improving the system by updating the evaluation criteria and focusing on areas that need better performance.

Larger Tenders (Above Rs. 500k)

The system will train on 100 additional tenders to improve its complex assessment capabilities. It will process detailed documents covering timelines, project quality standards, and financial evaluations. This upgrade enables more effective handling of larger-scale procurement projects.

CONCLUSION

This research demonstrates the transformative potential of combining LLMs and ML for automating tender evaluation in the mining sector. The proposed system addresses key challenges in traditional procurement processes by offering a scalable, efficient, and fair evaluation mechanism. Future work will expand the model to support multilingual tenders and real-time bid tracking (Elasri and Benhlima, 2022). Key benefits and impact include this advanced system revolutionizing tender management by slashing processing time through automation while ensuring consistent, unbiased evaluations through predefined criteria. Its highly scalable architecture handles hundreds of concurrent tender assessments effortlessly without compromising performance (Butcher et al., 2024). Every decision is supported by detailed audit trails, providing complete transparency into bid selection processes for regulatory compliance. The system's flexible design adapts seamlessly to diverse tender categories and evolving procurement regulations, making it a future-proof solution for organizations of all sizes (Valle-Cruz et al., 2022).

REFERENCES

Abbas, A., Lee, M., Kovatchev, V. and Shanavas, N. (2025) 'MTNER: Multiple Tender Named Entities Recognition and Classification from Unstructured Tender Documents', in *Proceedings of the 2025 19th International Conference on Ubiquitous Information Management and Communication (IMCOM)*, pp. 1–4. IEEE.

Butcher, B., Zilka, M., Hron, J., Cook, D. and Weller, A. (2024) 'Optimising Human-Machine Collaboration for Efficient High-Precision Information Extraction from Text Documents', *ACM Journal on Responsible Computing*, 1(2), pp. 1–27.

Choi, S.J., Choi, S.W., Kim, J.H. and Lee, E.-B. (2021) 'AI and text-mining applications for analyzing contractor's risk in invitation to bid (ITB) and contracts for engineering procurement and construction (EPC) projects', *Energies*, 14(15), p. 4632.

Cusumano, L., Rempling, R., Jockwer, R., Saraiva, R., Granath, M., Olsson, N. and Okazawa, S. (2022) 'Natural language processing as work support in project tendering', in *Current Perspectives and New Directions in Mechanics, Modelling and Design of Structural Systems*, pp. 1583–1588. CRC Press.

Delina, R. and Macik, M. (2023) 'Quality of artificial intelligence driven procurement decision making and transactional data structure', *Quality Innovation Prosperity*, 27(1), pp. 103–118.

El Asri, H. and Benhlima, L. (2022) 'Artificial intelligence-based process automation in e-procurement: A systematic review', *Journal of Theoretical and Applied Information Technology*, 100(15).

Fridriksson, E. (2025) *AI-Driven Identification of Reference Projects for Architectural Tenders: A Data-Driven Approach*. Unpublished manuscript.

Kim, Y., Lee, J., Lee, E.-B. and Lee, J.-H. (2020) 'Application of natural language processing (NLP) and text-mining of big-data to engineering-procurement-construction (EPC) bid and contract documents', in *Proceedings of the 2020 6th Conference on Data Science and Machine Learning Applications (CDMA)*, pp. 123–128. IEEE.

Mucha, K., Chaba, D. and Midor, K. (2023) 'Legal Aspects of the Evaluation of Tenders in Public Procurement Procedures in the Polish Mining Industry', *Sustainability*, 15(21), p. 15421.

Shrestha, R., Ko, T. and Lee, J. (2023) 'Natural Language Processing (NLP)-Driven Classification of Pre-Bid Request for Information (RFI)', in *Computing in Civil Engineering 2023*, pp. 59–66.

Tandale, A., Shirsath, C., Vigne, B., Dane, Y. and Sheikh, A. (2023) 'Analysis and optimization to improve the tedious tendering process in construction industry', *International Journal for Research in Applied Science and Engineering Technology (IJRASET)*, 11(5). Available at: www.ijraset.com.

Valle-Cruz, D., Fernandez-Cortez, V., López-Chau, A., & Sandoval-Almazán, R. (2022). Does twitter affect stock market decisions? Financial sentiment analysis during pandemics: A comparative study of the h1n1 and the covid-19 periods. *Cognitive computation*, *14*(1), 372-387.

Zadgaonkar, A. V., & Agrawal, A. J. (2021). An overview of information extraction techniques for legal document analysis and processing. *International Journal of Electrical & Computer Engineering (2088-8708)*, *11*(6).

Whitney, A. W. (2024). The theory of experience rating. In *The History of Actuarial Science Vol VII* (pp. 256-276). Routledge.

3D RECONSTRUCTION OF SUBSURFACE MINING ENVIRONMENTS USING TERRESTRIAL PHOTOGRAMMETRY AND ADVANCED DIGITAL TECHNOLOGIES

M. A. Mahboob[1, *], F. Musiyiwa[1], I. Atif[2], B. Genç[3],
A. Masood[1], S. Farooq[1], J. Qureshi[1] and H. Ikeda[4]

[1]Sibanye-Stillwater Digital Mining Laboratory (DigiMine), Wits Mining Institute (WMI), University of the Witwatersrand, Johannesburg 2050, South Africa
[2]School of Geography, Archaeology and Environmental Studies, University of the Witwatersrand, Johannesburg 2050, South Africa
[3]School of Mining Engineering, University of the Witwatersrand, Johannesburg, Private Bag 3, Wits, Johannesburg 2050, South Africa
[4]Department of Systems, Control, and Information Engineering, National Institute of Technology, Asahikawa College, 2-2-1-6 Syunkodai, Asahikawa City 071-8142, Japan
([*]Corresponding Author: mahsan.mahboob@wits.ac.za)

ABSTRACT

Accurate 3D reconstruction is essential for reliable spatial data in underground mining. Here, accuracy is defined as geometric errors within ±0.1–0.2 meters, validated against a laser range meter with ±0.0012 meter error. This level meets operational needs for volumetric analysis, hazard detection, and ground control monitoring. The study assesses low-cost photogrammetry devices, comparing a smartphone camera and a DSLR across performance parameters. Results show the smartphone outperforms the DSLR on reflective surfaces, while both achieve comparable geometric accuracy. DSLR image acquisition, however, takes longer. Overall, smartphone-based photogrammetry proves a cost-effective and efficient option for 3D modeling in underground mining.

Keywords: 3D reconstruction, Photogrammetry, Underground mining, Spatial accuracy, Low-cost imaging

INTRODUCTION

The mining industry plays a pivotal role in extracting critical minerals from the Earth's crust, contributing to the global economy. However, underground operations remain hazardous and complex (Dong et al., 2019). Safety, efficiency, and decision-making challenges have led to the use of advanced methods like close-range photogrammetry (CRP) and three-dimensional (3D) reconstruction to produce precise spatial models of mining environments (Kamran-Pishhesari et al., 2024).

Three-dimensional reconstruction captures object shapes and visuals for digital 3D representation. In mining, "accurate" or "reliable" reconstruction means errors within ±0.1–0.2 m, sufficient for volumetric calculations, hazard analysis, and support monitoring. Advances in digital cameras have expanded CRP's role in automation and spatial measurement. CRP typically covers 300 m (Zeng et al., 2013), with terrestrial or aerial data collection producing 2D or 3D outputs. In GIS, multi-ray photogrammetry processes overlapping images into 3D point clouds (Zeng et al., 2013), with terrestrial or aerial data collection producing 2D or 3D outputs. In GIS, multi-ray photogrammetry processes overlapping images into 3D point clouds.

CRP offers a rapid, low-cost alternative for volumetric analysis and rockfall mitigation compared to labor-intensive, costly traditional methods. It has also been applied to seismic assessment, ground support evaluation, and rock displacement monitoring (Benton et al., 2017). At the Mine Roof Simulator, an ATEX explosion-proof camera produced results with 0.2–0.3% error, confirming accuracy (Slaker, 2015). Extensometers traditionally measured displacements, but photogrammetry enables efficient, non-disruptive monitoring, supporting uninterrupted production Preston (2021). Several studies have used photogrammetry-based 3D reconstructions for deformation, support, and geological assessments in underground mining (Arles et al., 2013, Benton et al., 2017, Hao et al., 2023). Slaker (2015) , demonstrating feasibility even under poor lighting and dusty conditions.

Prior studies confirm photogrammetry as a viable tool, though comparisons show trade-offs. Laser scanning offers higher geometric precision but is costly and time intensive, while photogrammetry is cheaper with better texture quality but struggles with reflective or transparent surfaces. Algorithmic advances such as improved image matching, ground control point registration, and bundle adjustment have increased accuracy and made photogrammetry more competitive in underground mining. Challenges remain, especially with reflective surfaces and complex geometries. Recent studies show that low-cost devices paired with modern methods can achieve accuracy similar to expensive systems.Yang et al. (2024) highlighted the effect of smartphone image postprocessing on color fidelity. Comparative analyses conducted in the construction sector examined the geometric accuracy of images captured with smartphone and DSLR cameras, measuring surface area and volume estimations (Saif and Alshibani, 2024). Camera specifications strongly influence reconstruction quality, and some instruments are pre-calibrated for better performance.

The ease of image capture and the continuous enhancement of smartphone camera features, including improved resolution, have contributed significantly to the progress of photogrammetry (Saif and Alshibani, 2024). As smartphone accessibility increases, so too does the adoption of photogrammetry in both quantitative and qualitative analyses of underground mining environments. This approach has proven to be both effective and economically viable for data modeling and measurement extraction.

The accessibility and resolution improvements of smartphones have driven wider adoption of photogrammetry, proving it effective and economical for underground mining analyses. Limitations persist with reflective, moving, or transparent objects, but photogrammetry requires less training and fewer resources than laser scanning, making it preferred in many contexts (Chen et al., 2021).

MATERIALS AND METHODS

In this study, close-range photogrammetry was used for three-dimensional reconstruction of an underground mining environment and several physical objects, employing two cost-effective imaging devices: a DSLR camera (Canon EOS 700D) and a smartphone camera (iPhone 13). Technical specifications of both devices are shown in Table 1. Multiple images were captured and processed with specialized software to generate digital 3D models.

Before reconstructing the tunnel, five objects with different materials, dimensions, and surface reflectivity were modeled to evaluate system performance. The photogrammetric program, developed using ESRI ArcGIS Pro SDK for .NET (ESRI, 2024) which has been applied in various research contexts. For instance, it has been used to create non-destructive volumetric models of plants (COROIAN et al., 2024), in safety-focused studies evaluating the reliability of different data acquisition technologies, and in the construction of geological models using aerial imagery captured via unmanned aerial vehicles. Model precision depends heavily on imaging hardware quality (Dai et al., 2014). To ensure consistency, both cameras were operated under uniform conditions, with images taken at similar distances and under varying lighting, both with and without flash.

Table 2. Specifications of hardware used in the research study

Capturing Parameters	DSLR Cameras (EOS 700D)	Smartphone (iPhone 13)
Focal length	18 – 55mm	26 mm
Megapixels	18MP	12MP
Image Format	JPG	JPG
Lens distortion	Low to high	medium
Sensitivity to light, International Organization for Standardization (ISO-speed)	ISO-3200	ISO-500
Depth of field	Shallow	Deep

Tunnel

In this study, a three-dimensional model of Nick's Tunnel was developed. The tunnel is situated within the Wits University's Sibanye-Stillwater Digital Mining Laboratory (DigiMine) facility, located in the Chamber of Mines building at the University of the Witwatersrand (Ashraf et al., 2022). Designed to replicate the conditions of an operational underground mine, the stope panel within DigiMine is constructed from reinforced concrete. The facility extends 67 meters in length and has been extensively utilized in both academic and industrial research for technology development and testing. Prior applications of the facility include investigations into wireless signal communication, evaluation of terrestrial 3D laser scanner accuracy, and radio signal propagation analysis (Wu et al., 2021).

The present study involved measuring acquisition time and conducting geometric analysis of the tunnel. Geo-rectification of ground control points was performed to enhance the precision of spatial data. Specific geometric parameters assessed included the width of the tunnel at the blasting face, the total length of the tunnel, and the width of the tunnel along its span. Geometric data were collected at multiple locations within the tunnel for comprehensive analysis.

To validate the measurements obtained from the 3D models, a laser distance meter was employed. For measurement of the blasting face length, the device was positioned on one side of the tunnel and activated such that the laser beam projected directly to the opposite wall. To determine tunnel height, the laser was directed vertically from the ground towards the roof. The measurement was recorded upon contact with the opposing surface. This procedure was consistently applied to obtain other dimensions within the tunnel. The instrument was aligned so that the starting point corresponded with the rear edge of the laser device, while the laser beam extended to the desired measurement boundary.

Different Sample Objects

The objects selected for parameter acquisition and analysis, as outlined in the workflow, include the asset control box mounted on a tunnel wall (Shou-xi, 2012), a black chair with reflective surfaces, a cylindrical wooden object, and a reflective-surfaced bin. The control box is a device commonly used in underground mining operations for monitoring movement and collecting data through integrated sensor systems.

RESULTS AND DISCUSSIONS

Tunnel

Acquisition Time

To assess the duration required for reconstructing images into three-dimensional models, time measurements were recorded using a stopwatch. This approach allowed for accurate tracking with minimal disruption, as timing could be paused once the photogrammetry software completed data processing and resumed upon initiation of 3D model generation. Comparative analysis revealed that images acquired with the smartphone camera required less reconstruction time than those captured with the DSLR camera, even when the same object was modeled.

Images captured with the DSLR camera possess higher resolution and larger file sizes, necessitating more extensive data processing compared to those acquired using a smartphone camera. As a result, the photogrammetric reconstruction process requires additional time when processing DSLR images (Sukri et al., 2024). DSLR images are typically stored in RAW format, which preserves full image detail and increases file size, whereas smartphone images are generally compressed into the JPEG format, resulting in reduced memory usage. Furthermore, an increase in the number of images captured per object directly correlates with a higher data processing load, thereby extending the acquisition time required by the photogrammetry software. Consequently, it may be concluded that the principal factor influencing acquisition time is the total volume of data processed during the reconstruction procedure.

Geometric Measurements

Scaling and geo-rectification are two essential techniques employed to extract accurate geometric measurements from 3D models reconstructed using ArcGIS Pro software. Reliable geometric data can be obtained with a minimum of three ground control points (GCPs), although the inclusion of additional GCPs further enhances the precision of the measurements (Khdhir et al., 2023). In this study, three GCPs were utilized to extract geometric measurements from 3D tunnel models reconstructed from both DSLR and smartphone imagery. The geo-rectification process involved importing GCPs with known three-dimensional coordinates into the photogrammetric software. The coordinate data were formatted into comma-separated values (CSV) files prior to import. Specifically, the Nick's Tunnel control points file was used and integrated into the software environment. Within the software interface, the coordinates of the control points were displayed by enabling the corresponding option. The coordinate reference system was updated from the local system to the WGS 84/ UTM Zone 35S (EPSG:32735), and the unit of measurement was set to meters.

Subsequently, control points were assigned to corresponding locations in the imported image set used for 3D reconstruction. The selected GCP coordinates were then aligned with the designated UTM coordinate system. The check error function was applied to assess the alignment accuracy, and any discrepancies were reviewed. Once geo-rectification was completed, two points were selected for measurement, with the resulting values expressed in meters.

A laser range meter is a precision instrument used for measuring dimensions by directing a focused laser beam at a specific target. It provides a rapid and reliable method for dimensional assessment, with a reported margin of error of approximately ±0.0012 meters (Manualslib, 2022). Due to its high accuracy, the laser range meter serves as an appropriate reference for validating geometric measurements derived through geo-rectification of 3D reconstructed models. The tunnel dimensions were selected for comparison included the blasting face length, blasting face width, and the overall tunnel width. To evaluate the accuracy of the 3D reconstructed models, the geometric measurements obtained via geo-rectification were compared to those acquired using the laser range meter. The measurement errors were determined by calculating the difference between the reconstructed model values and the laser range meter readings. The calculation procedure is presented below.

The geometric measurement errors were calculated by subtracting the 3D reconstructed model dimensions from the corresponding laser range meter values. For the blasting face length, the error was 0.05730 m using the smartphone model (2.78100 m – 2.72370 m) and 0.14685 m using the DSLR model (2.78100 m – 2.63415 m). For the blasting face width, the smartphone model had an error of 0.05830 m (2.42600 m – 2.36770 m), while the DSLR model showed an error of 0.09769 m (2.42600 m – 2.32831 m). Similarly, the tunnel width measurement yielded an error of 0.06198 m for the smartphone (3.17000 m – 3.10802 m) and 0.18623 m for the DSLR (3.17000 m – 2.98377 m).

Minor discrepancies between the actual locations of ground control points (GCPs) within the tunnel and their corresponding positions identified within the photogrammetric software may introduce errors in the geometric measurements derived from the 3D reconstructed models. Figure 1 presents a comparison between the geometric measurements obtained from the reconstructed models and those measured using the laser range meter. It is observed that the measurements derived from the 3D model reconstructed using DSLR camera images closely align with those obtained from the model reconstructed using smartphone camera images, indicating a comparable level of accuracy between the two imaging devices.

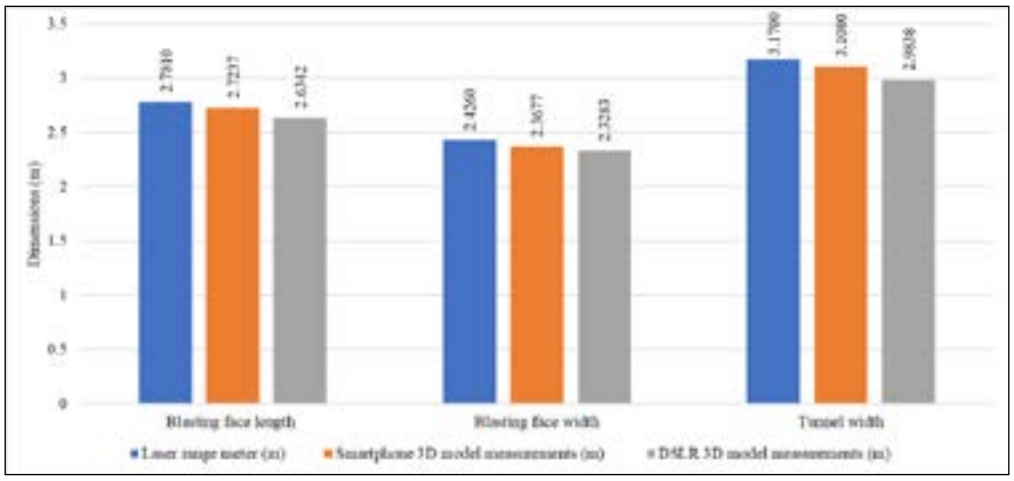


Figure 1. Comparison of geometric measurements of the tunnel blasting face length, blasting face width, and tunnel width obtained using a laser range meter and those derived from geo-rectified 3D reconstructed models

A key limitation in evaluating the accuracy of geometric measurements from 3D reconstructed models lies in the comparison method. Conventional tools such as the laser range meter, while precise, may introduce discrepancies due to alignment or reference point issues. In this study, both primary tunnel dimensions and additional measurements from 3D models were validated against the laser range meter. As shown in Figure 2, measurements from the reconstructed models closely matched those from the laser range meter, indicating that both smartphone and DSLR cameras can generate reliable 3D models. With the laser range meter's error margin of ±0.0012 meters, photogrammetric results were effectively equivalent, with differences only at the second decimal place. Table 2 summarizes these comparative measurements.

Different Sample Objects

Texture of 3D Models Reconstructed

One parameter for comparing the DSLR and smartphone cameras was the texture quality of reconstructed 3D models. The mounted Minetec box served as the reference object to assess which device better captured high-quality surface textures in underground mining. Each camera captured 87 photographs, all successfully used in the reconstruction process.

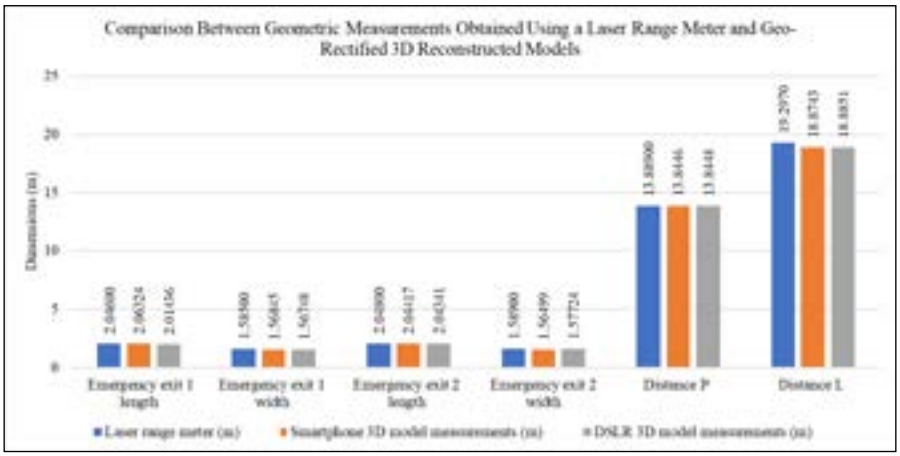
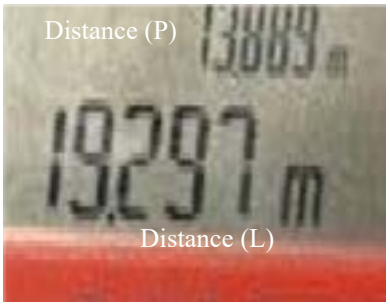
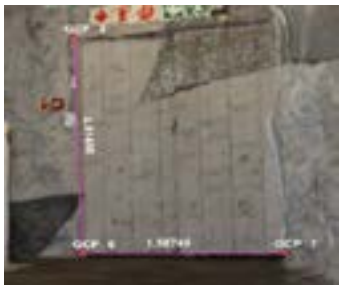
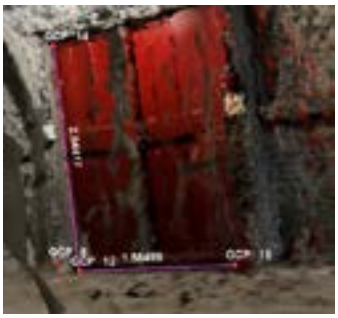


Figure 2. Comparison of geometric measurements of the Emergency Exit dimensions, distance P, and distance L, obtained using a laser range meter and those derived from geo-rectified 3D reconstructed models

Table 2. Comparison of geometric dimensions obtained from 3D models reconstructed using DSLR and smartphone cameras with corresponding measurements acquired using a laser range meter

DSLR 3D model geometric measurements	Smartphone 3D model geometric measurements	Laser Range Meter measurements
		
		
		
		

The 3D model reconstructed from DSLR camera images exhibits a closer resemblance to the original image when compared to the model generated from smartphone images. Notably, the "Minetec" label on the equipment is clearly visible in the DSLR-based reconstruction but absent in the model produced from smartphone images. In this context, the DSLR camera demonstrated superior performance in reconstructing fine details on small, dark objects.

This observation supports the preference for DSLR cameras in applications requiring high texture fidelity, particularly in low-light or visually complex environments such as underground mines. The enhanced image quality provided by DSLR cameras can be attributed to their larger sensors, which permit greater light intake and improved image clarity. This finding aligns with existing literature, which highlights the role of camera resolution in producing more accurate and detailed data for three-dimensional modeling (Cak, 2016).

The 3D model reconstructed from DSLR camera images displays a higher level of detail and reveals more visible surface fractures compared to the model reconstructed from smartphone images. A cylindrical wooden object with a non-reflective surface was used to assess which imaging device more effectively captures surface texture. The 3D model generated from DSLR images exhibits finer detail than the model produced from smartphone images, indicating superior performance of the DSLR camera in texture representation.

Moreover, the surface cracks of the wooden object are partially obscured in the smartphone-based reconstruction when compared to the corresponding original image. In contrast, these features are more accurately represented in the DSLR-based reconstruction. These observations support the conclusion that 3D models reconstructed from DSLR images offer enhanced texture quality and greater fidelity in representing non-reflective surfaces when compared to those reconstructed using smartphone images.

Shapes of Objects Reconstructed into A 3D Model

Another parameter used to compare the performance of DSLR, and smartphone camera devices was the accuracy of object shape in the reconstructed 3D models. The objects selected for this analysis included a bright orange box known as the Blastweb Blast Control Unit (BCU), along with overhead bulb lights and evacuation signage. Figures 3(b) and 3(d) show the original images captured by the DSLR and smartphone cameras, respectively. These images were used to generate the corresponding 3D models shown in Figures 3(a) and 3(c).

Due to variations in the reconstruction process and image alignment, certain features may appear in the original images but may not be fully represented in the 3D models, or the reverse may occur. For the purpose of this comparison, only the objects that are clearly visible in all four images, including both the original photographs and the 3D reconstructions, were considered in the analysis.

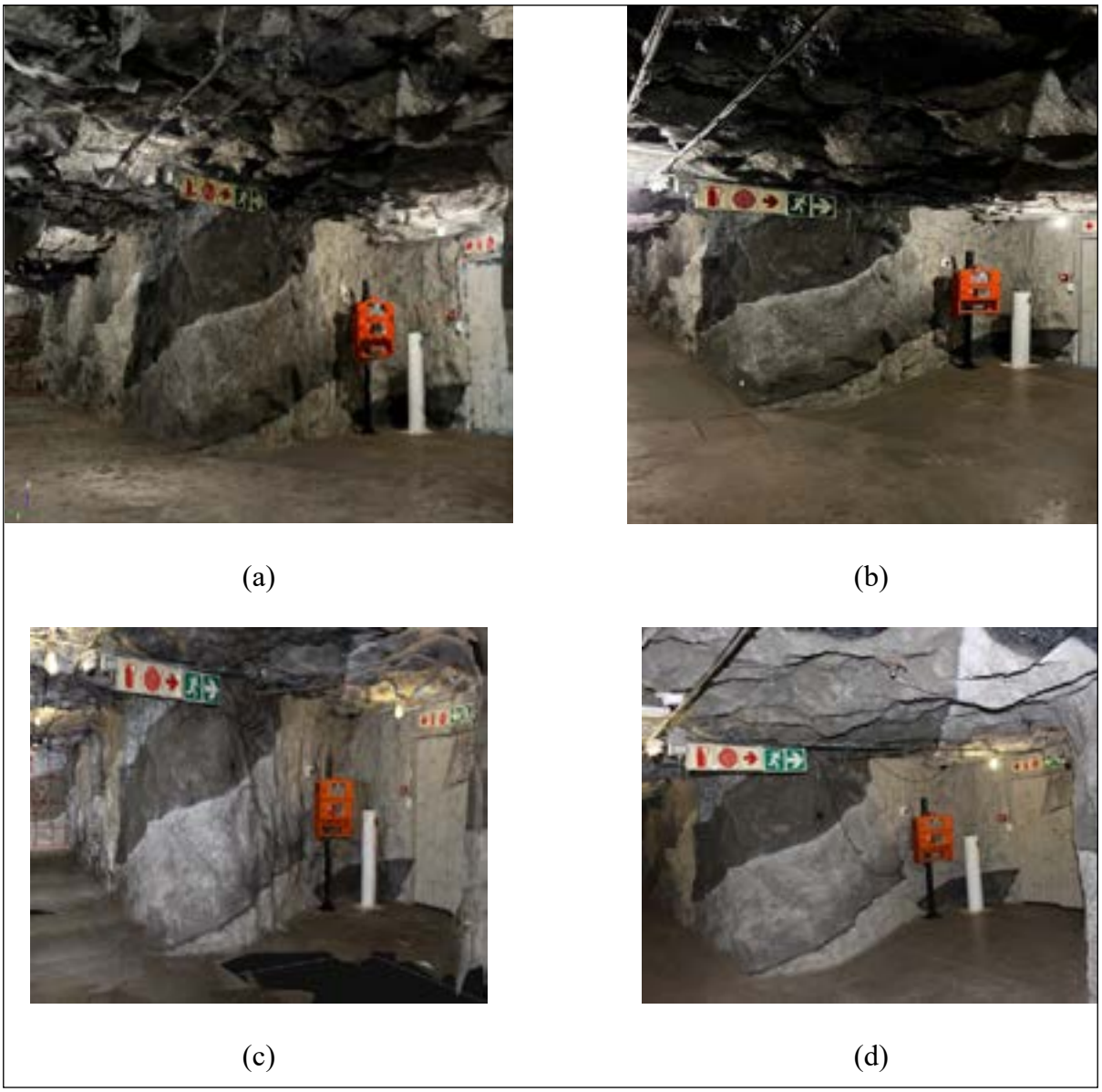


Figure 3. Comparison of object shape in 3D model reconstructions: (a) 3D model reconstructed from images captured using a smartphone camera; (b) original image captured with the smartphone camera and used for the reconstruction; (c) 3D model reconstructed from images captured using a DSLR camera; (d) original image captured with the DSLR camera and used for the reconstruction

The first characteristic used to compare the two 3D reconstructed models was the shape accuracy of the Blastweb Blast Control Unit (BCU). The reconstruction based on smartphone images did not replicate the BCU's shape with the same level of precision as the model generated from DSLR images. Specifically, the control panel located within the BCU is obscured in the 3D model derived from smartphone photographs. Additionally, the power supply mounted on the wall is only faintly visible in the smartphone-based model, whereas it is distinctly represented in the DSLR-based reconstruction.

Furthermore, the 3D model reconstructed from smartphone images fails to clearly render the bulb lights and evacuation symbols, both of which are more accurately captured in the model generated from DSLR imagery. These observations indicate that, in the context of underground tunnel environments, DSLR cameras are more suitable for image acquisition when the goal is to produce highly accurate 3D models. The enhanced visibility of object shapes and finer details in DSLR-based models supports their reliability for applications requiring detailed spatial documentation.

Reflective Surfaces

Surface reflectivity was another factor considered in the comparison of 3D reconstruction accuracy between smartphone and DSLR camera images. To evaluate this attribute, reflective objects a metal trash can and chair legs with reflective surfaces were selected for analysis. Images of the reflective trash can were captured using both the smartphone and DSLR cameras and subsequently used to generate three-dimensional models. The comparative view of the resulting 3D models reconstructed from each set of images serves to assess the impact of surface reflectivity on the reconstruction quality achieved by each imaging device. Both imaging devices exhibited some degree of data loss in the reconstruction of reflective surfaces. However, the 3D model generated from smartphone images demonstrates comparatively better preservation of surface details than the model reconstructed from DSLR images. This is particularly evident when comparing, suggesting that, for reflective objects, smartphone imagery may offer a more reliable basis for 3D reconstruction under similar conditions.

Additionally, the 3D reconstruction outcomes from images captured using both smartphone and DSLR cameras were evaluated using a black chair with reflective, curvilinear legs. In this case, an increased number of images were captured with the smartphone camera to assess whether a higher image count would improve the quality and detail of the resulting 3D model. Several features of the chair were examined, including the curvature and reflectivity of its legs, as well as the texture of its dark surface.

The chair's reflective legs, with their curved geometry, served as a focal point for assessing reconstruction fidelity. The 3D model reconstructed from DSLR camera images demonstrates greater visual clarity and more accurately represents the curvilinear shape of the chair legs than the model reconstructed from smartphone images. These observations indicate that, for objects with both reflective and complex geometric surfaces, DSLR-based reconstructions yield superior structural detail.

While reflective surfaces remain a known limitation of photogrammetry, several mitigation strategies may reduce associated errors. These include the application of temporary surface treatments such as a fine matte spray to minimize glare, the capture of images from multiple angles under varied lighting conditions, and the use of cross-polarizing filters to suppress reflections. Incorporating these approaches can improve feature visibility, although they may also introduce additional logistical requirements in underground environments.

CONCLUSION

The primary objective of this research was to determine which imaging device, either a smartphone or a DSLR camera, is more suitable for capturing photographs for accurate 3D model reconstruction. Both devices were used to collect an equal number of images for the reconstruction process. The precision and reliability of the photogrammetric results were found to depend significantly on the camera specifications and the settings applied during image acquisition.

To evaluate the performance of each hardware device, the study employed a comparative analysis based on several criteria. These included object shape and texture, geometric measurement accuracy, surface reflectivity, and image acquisition time. The results indicate that 3D models reconstructed from DSLR camera images generally provide more accurate representations of object shape, surface texture, and fine details in the underground tunnel environment. This finding suggests that DSLR cameras are more effective for capturing complex spatial features, especially when high-resolution output is needed.

However, DSLR images required a longer acquisition time for photogrammetric processing. This was primarily due to their higher resolution and the use of RAW format, which results in larger file sizes. In contrast, smartphone images, typically compressed in JPEG format, had smaller file sizes and therefore required less time for processing. With regard to reflective surfaces, smartphone cameras showed an advantage in reconstructing shiny objects. This was demonstrated by the greater surface detail retained in the 3D models of such objects. Nevertheless, DSLR cameras were more effective in accurately capturing the curved shapes

of reflective elements, such as the legs of a black chair. When geometric measurements from the 3D models were compared with those obtained using a laser range meter as a reference, the results were nearly identical. In some instances, the models reconstructed from smartphone images exhibited slightly higher precision in measurement accuracy.

In conclusion, both DSLR and smartphone cameras are capable of supporting accurate 3D model reconstruction. The preferred choice depends on the specific conditions and parameters encountered during image capture. DSLR cameras are more suitable for tasks requiring high-resolution detail and accurate shape representation. On the other hand, smartphone cameras offer benefits in faster processing and improved performance on reflective surfaces.

ACKNOWLEDGMENT

This work forms part of the MSc research conducted by Farai Musiyiwa in the School of Mining Engineering, University of the Witwatersrand. The authors gratefully acknowledge the financial support provided by the Sibanye-Stillwater through the Sibanye-Stillwater Digital Mining Laboratory (DigiMine) at the University of the Witwatersrand, Johannesburg, South Africa.

REFERENCES

Arles, A., Clerc, P., Sarah, G., Téreygeol, F., Bonnamour, G., Heckes, J. & Klein, A. 2013. 3D reconstruction and modeling of subterranean landscapes in collaborative mining archeology projects: techniques, applications and experiences. The International Archives of the Photogrammetry, Remote Sensing and Spatial Information Sciences, 40, 61-66.

Ashraf, M. A., Mahmood, A. & Mahboob, M. A. 2022. Numerical evaluation of specific absorption rate in human head and torso for wearable wireless devices in underground mine scenarios. Radiation Protection Dosimetry, 198, 491-502.

Benton, D., Seymour, J., Boltz, M., Raffaldi, M. & Finley, S. Photogrammetry in underground mining ground control—Lucky Friday mine case study. Deep Mining 2017: Proceedings of the Eighth International Conference on Deep and High Stress Mining, 2017. Australian Centre for Geomechanics, 587-598.

Cak, T. 2016. Photogrammetry in Reverse Engineering Applications.

Chen, B., Xiong, C., Li, W., He, J. & Zhang, X. 2021. Assessing surface texture features of asphalt pavement based on three-dimensional laser scanning technology.

coroian, i., ficior, d., sălăgean, t., chiorean, s., pop, i. d., nap, m.-e. & șuba, e.-e. 2024. 3d modeling of the campus of the university of agricultural sciences and veterinary medicine cluj-napoca using arcgis pro. Scientific Papers. Series E. Land Reclamation, Earth Observation & Surveying, Environmental Engineering, 13.

Dai, F., Feng, Y. & Hough, R. 2014. Photogrammetric error sources and impacts on modeling and surveying in construction engineering applications. Visualization in Engineering, 2, 1-14.

Dong, L., Tong, X., Li, X., Zhou, J., Wang, S. & Liu, B. 2019. Some developments and new insights of environmental problems and deep mining strategy for cleaner production in mines. Journal of Cleaner Production, 210, 1562-1578.

Esri 2024. Esri ArcGIS Pro SDK for .NET. USA: ESRI.

Fang, K., Dong, A., Tang, H., Miao, M., An, P., Zhang, B. & JIA, S. 2023. 3D tunnel reconstruction and visualization through multi-smartphone photogrammetry. Measurement, 223, 113764.

Hao, J., Zhang, X., Wang, C., Wang, H. & Wang, H. 2023. Application of UAV digital photogrammetry in geological investigation and stability evaluation of high-steep mine rock slope. Drones, 7, 198.

Kamran-Pishhesari, A., Moniri-Morad, A. & Sattarvand, J. 2024. Applications of 3D reconstruction in virtual reality-based teleoperation: a review in the mining industry. Technologies, 12, 40.

Khdhir, T. M., Hamdoon, R. M. & Mohammed, M. U. 2023. Evaluating the Accuracy of High-Altitude 3D Models using an Unmanned Aerial Vehicle (UAV) at the Al-Wand Dam, Iraq. MESM'2023.

Manualslib 2022. Lasertec LDM120 user manual.

Preston, R. P. 2021. Implementation of a pit slope-monitoring network for inactive open-pit mines using photogrammetry.

Rock Mechanics and Rock Engineering, 54, 3377-3385.

Saif, W. & Alshibani, A. 2024. A close-range photogrammetric model for tracking and performance-based forecasting earthmoving operations. Construction Innovation, 24, 164-195.

Shou-XI, H. 2012. Intrinsic Safety Design of Explosion-proof and Intrinsic Safety Type Electrical Control Box for Underground Mining Equipment. Journal of Mine Automation, 38, 83-86.

Slaker, B. 2015. Monitoring underground mine displacement using photogrammetry and laser scanning.

Sukri, S. I., Ariff, M. F. M., Razali, A. F., Zainuddin, K. & Yusof, A. R. 2024. Pixel Binning Effects of Smartphone Camera on Three-Dimensional (3D) Model Reconstructed Crime Scene. Engineering, Technology & Applied Science Research, 14, 17344-17349.

Wu, C., Yuan, Y., Tang, Y. & Tian, B. 2021. Application of terrestrial laser scanning (TLS) in the architecture, engineering and construction (AEC) industry. Sensors, 22, 265.

Yang, J., Wang, T., Que, S., Li, Z., Liang, Y., Wei, Y., Li, N. & Xu, Z. 2024. Effect of colour calibration on the prediction of soil organic matter content based on original soil images obtained from smartphones under different lighting conditions. Soil and Tillage Research, 238, 106018.

Zeng, W., Zhong, S. D., Yao, Y. & Shao, Z. F. 2013. 3D model reconstruction based on close-range photogrammetry. Applied Mechanics and Materials, 263, 2393-2398.

YERALTI KAMYON VE YÜKLEYİCİLERDE UZAKTAN İZLEME SİSTEMLERİ İLE OPERATÖR KAYNAKLI RİSKLERİN AZALTILMASI VE EKİPMAN VERİMLİLİĞİNİN ARTIRILMASI

REDUCING OPERATOR-RELATED RISKS AND IMPROVING EQUIPMENT EFFICIENCY THROUGH REMOTE MONITORING SYSTEMS IN UNDERGROUND TRUCKS AND LOADERS

M. H. Çelik[1*], D. Heckötter[2], C. Arpa[3]

[1]Sandvik Madencilik ve Kaya Çözümleri, Ankara-Türkiye
**(muhammet.celik@hacettepe.edu.tr)*
[2] Sandvik Mining and Construction Central Europe GmbH, Essen-Deutschland
[3]Tüprag Metal Madencilik Efemçukuru Altın Madeni, İzmir-Türkiye

ÖZ

Yeraltı madenciliğinde ekipman performansı, üretim sürekliliği ve iş sağlığı güvenliği açısından kritik rol oynamaktadır. Bu çalışmada, yeraltı kamyon ve yükleyicilerde kullanılan uzaktan izleme sistemleri ile operatör kaynaklı birim ihlallerinin takibi, bakım süreçlerinin iyileştirilmesi ve komponent ömürlerinin uzatılması değerlendirilmektedir. Uzaktan izleme servisleri sayesinde ekipmanlara ait telemetri verileri sürekli olarak izlenebilmekte, operasyonel verimlilik artırılmakta ve bakım planlamaları daha etkin şekilde yönetilebilmektedir. Ayrıca, operatör performansının izlenebilirliği sayesinde eğitim ihtiyaçları belirlenebilmekte ve iş sağlığı ile güvenliği açısından riskli durumların önlenmesine katkı sağlanmaktadır. Uzaktan izleme servisleri, ekipman verimliliğinin artırılması, bakım yönetiminin iyileştirilmesi ve insan faktörünün kontrol altına alınması açısından madencilik sektöründe stratejik bir rol üstlenmektedir.

Anahtar Kelimeler: yeraltı madenciliği, uzaktan izleme servisleri, telemetri, bakım yönetimi, operatör davranışları

ABSTRACT

In underground mining, equipment performance plays a critical role in production continuity and occupational safety. This study evaluates the use of remote monitoring systems in underground trucks and loaders to track operator-related unit violations, improve maintenance processes, and extend component lifespans. Remote monitoring services allow continuous monitoring of various equipment parameters, enhancing operational efficiency and enabling more effective maintenance planning. Furthermore, monitoring operator performance supports the identification of training needs and contributes to the prevention of risky situations in terms of occupational health and safety. Remote monitoring services play a strategic role in the mining industry by improving equipment efficiency, optimizing maintenance management, and supporting better control of human factors.

Keywords: underground mining, remote monitoring services, telemetry, maintenance management, operator behaviours

GİRİŞ

Yeraltı madenciliğinde üretim sürekliliği, operasyonel verimlilik ve iş sağlığı güvenliği, doğrudan ekipman performansı ve ekipmanın doğru şekilde kullanılmasıyla ilişkilidir. Özellikle kamyon ve yükleyiciler gibi ağır yeraltı makinelerinde, hatalı kullanım alışkanlıkları, bileşen aşınması ve ani arızalar gibi sorunlar, sadece üretim kayıplarına değil, aynı zamanda ciddi iş güvenliği risklerine de yol açabilmektedir. Bu bağlamda, operatör davranışlarının izlenmesi ve analiz edilmesi, makine ömrünün uzatılması ve risklerin azaltılması açısından kritik bir ihtiyaç hâline gelmiştir.

Günümüzde dijital teknolojilerin madencilik sektörüne entegrasyonu ile birlikte, üretim ekipmanlarından anlık veri toplanmasını sağlayan sistemler giderek yaygınlaşmaktadır. Uzaktan izleme servisleri hem ekipman teknik parametrelerini hem de operatör davranışlarını sürekli izleme ve analiz etme kapasitesine sahiptir. Bu sayede, bakım süreçleri daha öngörülebilir hâle gelmekte, ekipman üzerindeki ani yüklenmeler belirlenebilmekte ve eğitim ihtiyacı gibi insan faktörüne bağlı unsurlar somut verilere dayanarak değerlendirilebilmektedir.

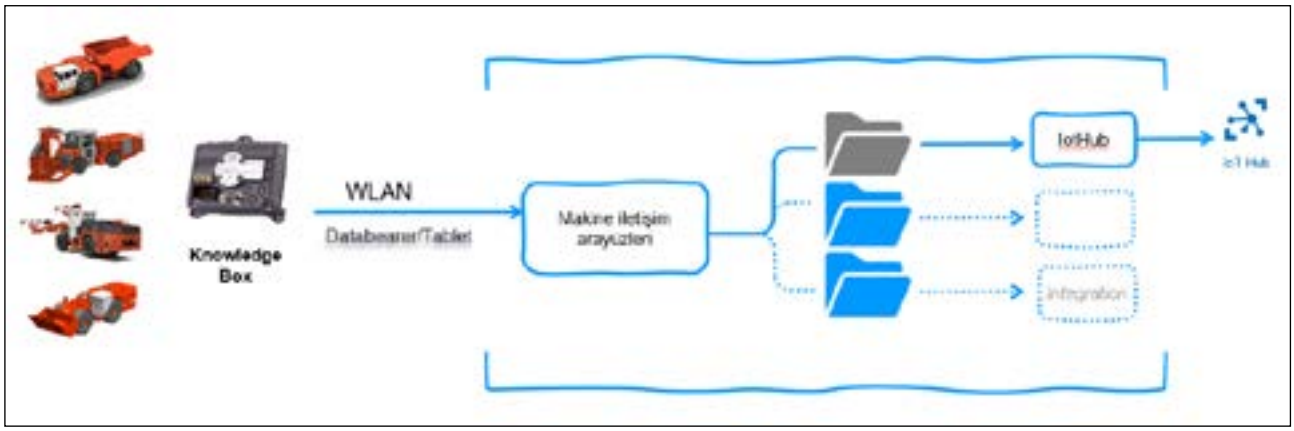
Bu çalışmada, yeraltı kamyon ve yükleyicilere entegre uzaktan izleme sistemleri aracılığıyla, insan kaynaklı kullanım ihlallerinin tespiti, makine verimliliği üzerindeki etkileri ve iş güvenliğine katkıları ele alınmıştır. Almanya'da faaliyet gösteren bir yeraltı tuz madeni ve Türkiye'deki Efemçukuru Altın Madeni'nde kullanılan sistemlerden elde edilen saha verileri üzerinden değerlendirmeler yapılmış; iki farklı saha uygulaması aracılığıyla uzaktan izleme teknolojisinin çok yönlü çıktıları incelenmiştir. Çalışmanın temel amacı, uzaktan izleme sistemlerinin yalnızca teknik arıza takibiyle sınırlı kalmadığını, aynı zamanda insan faktörünün yönetiminde, eğitim ihtiyaçlarının belirlenmesinde ve iş sağlığı güvenliği açısından stratejik bir araç hâline geldiğini ortaya koymaktır.

MADENCİLİKTE DİJİTALLEŞME VE VERİ ALTYAPISI

Madencilik sektöründe dijitalleşme, özellikle yeraltı operasyonlarının izlenebilirliği ve kontrolü açısından önemli bir dönüşüm yaratmaktadır. IoT tabanlı bulut çözümleri; saha ekipmanlarının gerçek zamanlı izlenmesi, operasyonel kararların veriye dayalı olarak alınması ve güvenlik standartlarının iyileştirilmesinde kritik bir rol üstlenmektedir (Zvarivadza, 2024). Geleneksel olarak insan gözetimine dayalı saha denetimleri, günümüzde dijital sistemler aracılığıyla anlık olarak gerçekleştirilebilmekte; bu sayede ekipman performansı, operatör davranışları ve bakım gereksinimleri çok daha sistematik biçimde takip edilebilmektedir.

Yeraltı madenciliğinde bu dönüşüm, uzaktan izleme sistemlerinin sahaya entegrasyonu ile mümkün olmaktadır. Ancak sistemlerin sürdürülebilir çalışabilmesi için belirli altyapı koşullarının sağlanması zorunludur. Bunların başında, makinelerin sürekli bağlantı hâlinde olması gelmektedir. Veri aktarımının kesintisiz gerçekleşebilmesi için yeraltında kablosuz iletişim altyapısının kurulması, erişim noktalarının (access point) doğru konumlandırılması ve sistemin düzenli olarak sunucuyla senkronize edilmesi gerekmektedir. Geliştirilen uçtan uca IoT sistem mimarileri, yalnızca makinelerin değil, maden çalışanlarının güvenliğini artırmaya ve operasyonel süreçlerin bütüncül biçimde yönetilmesine de imkân tanımaktadır (Vlachos vd., 2024).

Saha uygulamalarında karşılaşılan en yaygın zorluklardan biri, bağlantı sürekliliğinin sağlanamamasıdır. Operasyon sırasında ekipmanın erişim dışında kalması, ağ bağlantısının zayıf olması veya sistem arızaları nedeniyle bazı veri setlerinin eksik kaydedilebildiği görülmektedir. Özellikle veri toplama cihazı veya sensörlerde meydana gelen donanımsal sorunlar, kritik anların sistem dışında kalmasına yol açabilmektedir. Veri iletimi; doğrudan kablosuz ağ üzerinden veya çevrimdışı veri transferiyle olmak üzere iki şekilde gerçekleştirilebilmektedir. Sahada, makine çalışma alanlarına yerleştirilen WLAN erişim noktaları sayesinde veriler sistemlere anlık olarak aktarılabilmekte; bu mümkün olmadığında ise veriler, taşıyıcı ekipman (örneğin tablet) aracılığıyla yüzeydeki sunuculara taşınmaktadır. Böylece sistem yalnızca anlık izleme değil, aynı zamanda geriye dönük veri inceleme olanağı da sunmaktadır (Şekil 1).



Şekil 1. Haberleşme sistemi (Sandvik, 2023)

Verinin sadece toplanması değil, güvenli şekilde saklanması ve yorumlanabilir biçime getirilmesi de bu sürecin kritik bir parçasıdır. Bu nedenle veri altyapısı sadece donanım değil; yazılım tarafında da güçlü analiz motorlarına, alarm sistemlerine ve kullanıcı dostu arayüzlere sahip olmalıdır. Bu gibi sistemlerde, gelişmiş altyapı sayesinde operatör davranışlarının zaman damgaları hâlinde takibi ve sınır değer aşımlarının anlık olarak raporlanması mümkün hâle gelmektedir.

Veri Toplama Altyapısı: Knowledge Box, Sensörler ve CAN-Bus Sistemi

Uzaktan izleme sistemlerinin yeraltı maden makinelerinde sağlıklı biçimde çalışabilmesi, sahadaki ekipmanlardan güvenilir ve sürekli veri toplanmasına bağlıdır. Bu veri toplama süreci, sensörler, kontrol üniteleri ve veri kaydedici cihazlardan oluşan entegre bir altyapı ile yürütülmektedir.

Makine üzerindeki çeşitli sensörler, hidrolik sistem basıncı, motor sıcaklığı, frenleme süresi, yakıt tüketimi, rölanti süresi, devir sayısı ve vites geçişleri gibi kritik operasyonel parametreleri sürekli olarak ölçmektedir. Bu sensörler, ekipmanın gerçek zamanlı performansını yansıtan verileri elektronik kontrol ünitelerine (ECU) aktarır. ECU'lar, bu verileri CAN-bus (Controller Area Network) protokolü üzerinden dağıtarak sistem bileşenleri arasında veri alışverişini mümkün kılar. CAN-bus yapısı, madencilikte kullanılan ağır hizmet tipi makinelerde hızlı, güvenilir ve düşük kablolama maliyetiyle veri aktarımı sağladığı için tercih edilmektedir.

Toplanan bu veriler, makineye entegre edilmiş olan Knowledge Box (Şekil 2) adı verilen veri kaydedici birim tarafından çekilmekte ve depolanmaktadır. Knowledge Box, hem ham sensör verilerini kaydeder hem de belirli algoritmalar aracılığıyla kritik eşik aşımlarını (örneğin, sıcaklık veya basınç limitleri) tespit ederek alarm sistemine bilgi gönderir. Cihaz, veri birikimini belirli aralıklarla sistem sunucularına aktaracak şekilde yapılandırılabilir; bağlantı olmadığında ise verileri yerel olarak saklamaya devam eder.



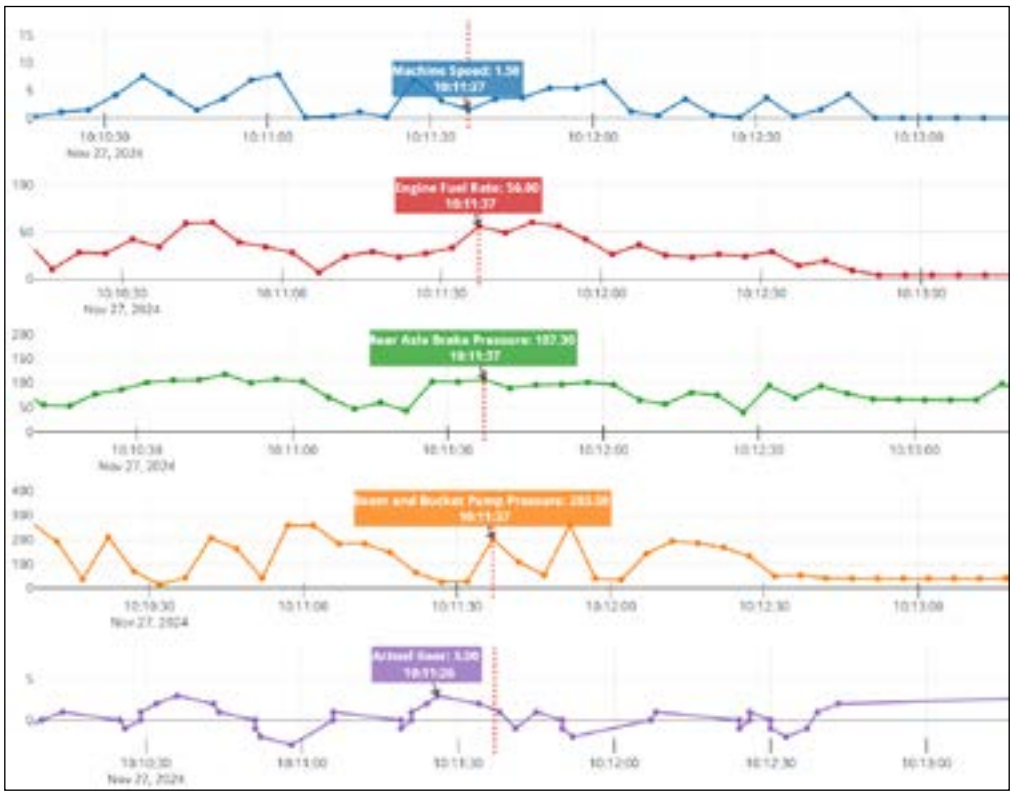
Şekil 2. Sandvik "Knowledge Box" cihazı (Sandvik, 2023)

Bu sistem sayesinde, sadece mevcut durumun izlenmesi değil, aynı zamanda arıza öncesi belirtilerin tespiti, operatör kaynaklı kullanım farklılıklarının analizi ve bakım planlamasının öngörülü şekilde yürütülmesi mümkün hâle gelmektedir. Ancak bu sürecin güvenilirliği, doğrudan sensörlerin doğruluğuna, CAN-bus iletişiminin stabilitesine ve Knowledge Box'ın arızasız çalışmasına bağlıdır. Saha deneyimlerinde, özellikle veri kaydedici ünitedeki arızalar veya bağlantı problemleri nedeniyle bazı periyotlara ait verilerin kaydedilemediği ve bu durumun analiz bütünlüğünü etkileyebildiği gözlemlenmiştir.

Veri İşleme ve Değerlendirme Süreci

Toplanan verilerin analiz edilebilir ve karar destek sürecine katkı sunar hâle gelmesi, sistemin yalnızca veri aktarımı yapabilmesiyle değil; aynı zamanda bu veriyi anlamlı çıktılara dönüştürebilmesiyle mümkündür. Uzaktan izleme altyapısında elde edilen telemetri verileri, sistemin merkezi yazılım bileşeni tarafından yapılandırılmakta, zaman serilerine dönüştürülmekte ve belirli analiz algoritmaları aracılığıyla işlenmektedir.

Veri, sunucuya aktarıldıktan sonra önce ekipman bazlı olarak sınıflandırılır; daha sonra ekipman grubu, operatör bilgisi ve zaman aralığına göre filtrelenebilir şekilde raporlanır. Sistemde belirlenen sınır değer aşımları (örneğin: motor sıcaklığı > 105 °C, fren sıcaklığı > 400 °C, aşırı hidrolik basınç) alarm olarak işaretlenir ve bu olaylar zaman damgası ile birlikte kaydedilir. Bu alarmlar, hem teknik ekiplerin bakım planlaması için hem de güvenlik ekiplerinin riskli kullanım davranışlarını tespit etmesi için kritik önemdedir. Şekil3'te yükleyiciler için "Yanlış Viteste Yükleme Yapma" ihlalinin tespitine dair örnek grafik verilmiştir.



Şekil 3. "Yanlış viteste yükleme yapma" ihlali için birlikte incelenen parametrelerin anlık grafikleri

Ayrıca uzaktan izleme sistemlerinin yazılım arayüzleri, kullanım verilerini görsel olarak da analiz etme imkânı sunmaktadır (Şekil 4). Operatör bazlı kullanım profilleri, örneğin rölanti süreleri, gaz–fren davranışları, vites geçiş sıklıkları gibi parametreler üzerinden karşılaştırmalı olarak görüntülenebilmektedir. Bu özellik sayesinde, operatörler arası farkların bileşen aşınmaları ve arıza eğilimleri üzerindeki etkisi değerlendirilebilmekte; bu da hem bireysel eğitim planlarının hazırlanmasına hem de standardizasyon süreçlerinin tasarlanmasına katkı sağlamaktadır.



Şekil 4. Sandvik FDM (Fleet Data Monitoring) arayüzü örnek görseli

Saha uygulamalarında gözlemlenen bir diğer önemli işlev, sistemin bakım süreçlerine katkısıdır. Uzaktan izleme sistemleri, yalnızca arıza gerçekleştiğinde değil, arızaya yol açabilecek eğilimler oluştuğunda da müdahale imkânı sunar. Örneğin, bir pompa sisteminde artan çalışma süresi ve düşen basınç değerleri eşzamanlı olarak gözlemlendiğinde, sistem bu durumu bir "erken uyarı" olarak sınıflandırabilir ve bakım ekibine yönlendirme sağlar. Bu sayede plansız duruşlar azaltılır, komponent değişimleri daha öngörülebilir hâle gelir ve genel ekipman verimliliği artar.

Bu analiz süreci, sistemin teknik verilerle sınırlı kalmamasını, aynı zamanda insan faktörünü kontrol altına alacak bir izleme ve yönetim altyapısına dönüşmesini sağlar. Bu bağlamda veri işleme süreci yalnızca teknik bir görev değil; operasyonel verimlilik, iş güvenliği ve eğitim gibi çok boyutlu çıktılara katkı sağlayan stratejik bir bileşen hâline gelmiştir.

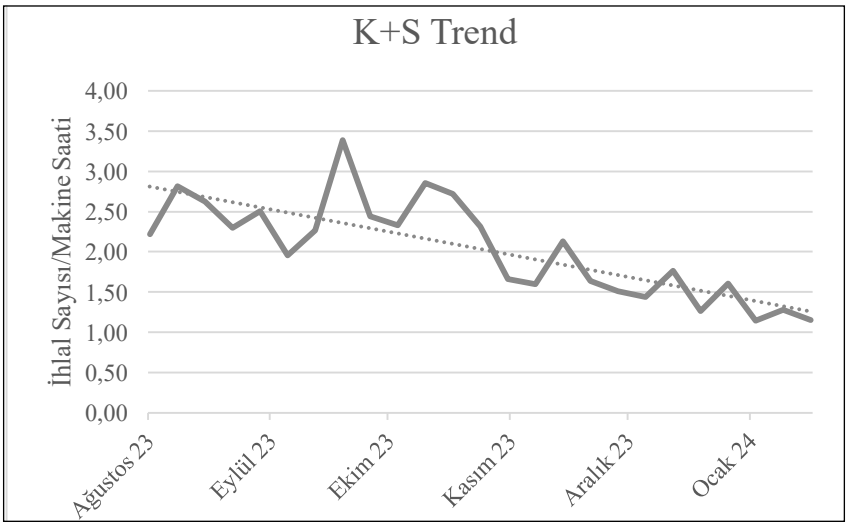
BULGULAR VE DEĞERLENDİRME

Bu çalışmada, Almanya'daki K+S Zielitz yeraltı tuz madeni ile Türkiye'deki Tüprag Efemçukuru Altın Madeni'nde uygulanan uzaktan izleme servisi ile elde edilen veriler değerlendirilmiştir. Her iki sahada da uzaktan izleme servisi altyapısı ile yeraltı kamyon ve yükleyicilerde operatör davranışlarını izleyerek, kullanım kaynaklı risklerin azaltılması ve ekipman performansının artırılması konusunda çalışmalar devam etmektedir. Sistemler aracılığıyla toplanan veriler, arıza tespiti ve önleyici bakım planlamasının yanı sıra operatör eğitim süreçlerine katkı sağlayacak şekilde analiz edilmektedir.

Uzaktan izleme servisleri, operatörlerin ekipmanı kullanma biçiminden kaynaklanan hataları çeşitli algoritmalar aracılığıyla otomatik olarak tanımlayabilmektedir. Bu birim ihlalleri arasında; fren ve gaz pedallarının aynı anda kullanılması, uygunsuz rölanti süresi, yüksek viteste düşük hızda ilerleme, yüksek motor devri ile kullanım gibi hatalar yer almaktadır.

Bu tür davranışlar, zaman içinde komponent zorlanmalarına sebep olabilmekte, ısınma, aşınma ve beklenmeyen arıza risklerini artırabilmektedir. Sistem, bu alışkanlıkları telemetri verileri aracılığıyla analiz ederek, haftalık veya günlük raporlar şeklinde izlenebilir kılmaktadır.

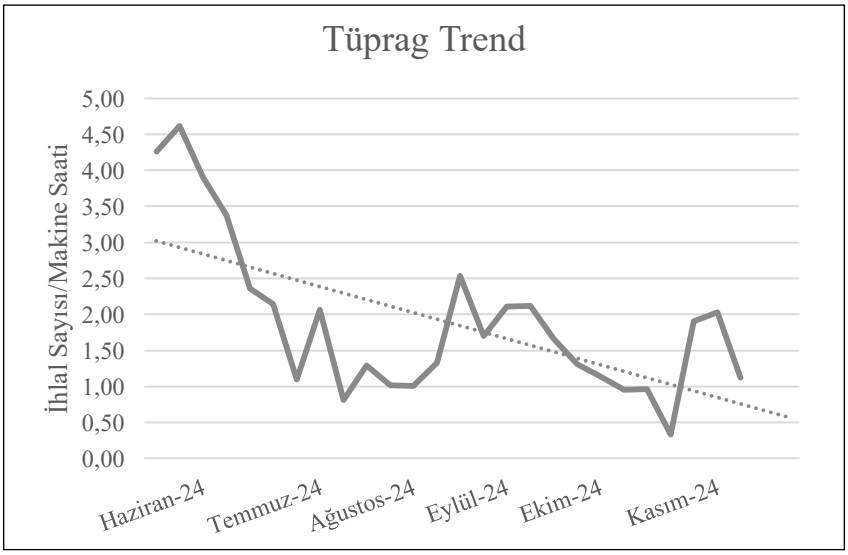
K+S sahasında, Ağustos 2023 itibarıyla toplamda 24 Sandvik yeraltı kamyon ve yükleyici makinede uzaktan izleme sistemi ile yapılan değerlendirmede, tüm birim ihlallerinde düzenli bir azalma eğilimi gözlemlenmiştir. Bu 6 aylık periyotta operatör ihlallerinde %54 oranında bir düşüş gözlenmiştir (Şekil 5).



Şekil 5. K+S işletmesinde uzaktan izleme sistemi kullanımı sürecinde operatör ihallerindeki değişimler

İhlallerdeki bu azalma, saha mühendisleri ve eğitim sorumlularınca planlanan geribildirim oturumları ve hedefli eğitim içerikleriyle desteklenmiş; uzaktan izleme servisi raporlarının doğrudan operatör performans değerlendirmelerinde kullanılması bu gelişmeye katkı sağlamıştır.

Tüprag Efemçukuru Altın Madeni'nde ise uzaktan izleme servisi uygulaması Haziran 2024'te toplamda 9 Sandvik yeraltı kamyon ve yükleyici makine ile başlatılmıştır. İlk altı ayda tüm operatör kaynaklı birim ihlallerinde %67 oranında bir azalma kaydedilmiştir (Şekil 6).



Şekil 6. Tüprag Efemçukuru işletmesinde uzaktan izleme sistemi kullanımı sürecinde operatör ihlallerindeki değişimler

Sistem üzerinden elde edilen günlük ve haftalık raporlar sayesinde, özellikle yeni operatörlerin sahaya katıldığı dönemlerde görülen geçici artışlar erkenden fark edilmiş, eğitim müdahaleleri hızla devreye alınmıştır. Özellikle kepçe operatörlerinde frenle ilgili kullanım hataları dikkat çekmiş, ancak periyodik eğitimlerle bu alanda da iyileşme sağlanmıştır. Aynı zamanda yapılan tespitler sonucu bazı sistemler için makineler üzerinde bazı parametreler değiştirilerek (gecikmeli kapanma özelliği eklenmesi gibi) kritik ihlallerin birçoğu azaltılmıştır.

Tüprag sahasında aynı dönemde 45 adet bakım alarmı sistem üzerinden raporlanmıştır. Bu alarmlar, motor, şanzıman, fren sistemi, turboşarj ve hidrolik bileşenler gibi kritik parçalarla ilişkili potansiyel arıza risklerini erken aşamada tespit etmeyi mümkün kılmıştır. Önleyici müdahalelerle duruş süreleri azaltılmış, onarım maliyetleri düşürülmüş ve güvenlikle ilgili olası arızaların önüne geçilmiştir. Benzer şekilde, K+S işletmesinde de uzaktan izleme servisleri ekipman performansının izlenmesi ve bakım sürecinin desteklenmesi açısından etkili olmuştur. İlgili tarih aralığında sistem üzerinden toplam 110 makine arızası tespit edilmiştir (Heckötter ve Bethge, 2023). Bu uygulamalar sayesinde bakım müdahaleleri daha erken planlanmış, ekipman ömrü üzerinde olumlu etkiler sağlanmıştır.

Her iki saha birlikte değerlendirildiğinde, uzaktan izleme sistemlerinin yalnızca anlık izleme değil; operatör davranışlarının standardize edilmesi, ekipmanların ömrünün uzatılması ve bakım süreçlerinin daha öngörülebilir hâle getirilmesi açısından stratejik bir işlev üstlendiği görülmektedir. Elde edilen trend verileri, sahadaki eğitim politikalarının şekillendirilmesinde ve operatör kaynaklı risklerin yönetilmesinde de güçlü bir dayanak oluşturmuştur. Haftalık raporlar ile operatör ihlallerinin tespiti sonrasında farkındalığı artırmak için sahada eğitimler düzenlenmiştir. Ortak yapılan hatalardaki düşüşler sonrasında, bireysel olarak yüksek ihlalde bulunan operatörlere madenlerin eğitim birimleri tarafından gerekli eğitimler verilerek düzenli takipleri yapılmıştır.

SONUÇLAR

Yeraltı madenciliğinde operatör kaynaklı risklerin azaltılması, plansız duruşların önlenmesi ve bakım süreçlerinin öngörülebilir hâle gelmesi açısından uzaktan izleme servisleri artık bir gerekliliktir. Bu sistemler, sahada hem insan davranışlarının hem de ekipman tepkilerinin kesintisiz izlenmesini sağlayarak, klasik gözlem ve takip yöntemlerinin ötesine geçmektedir.

Çalışmada değerlendirilen iki maden sahasında elde edilen sonuçlar, bu sistemlerin etkisini açık biçimde ortaya koymuştur. Operatör ihlallerindeki azalma ve önceden tespit edilen arızalar sayesinde hem ekipman verimliliği artmış hem de bakım stratejileri daha etkili uygulanmıştır. Eğitim müdahaleleri veriye dayandırılmış, bakım kararları ise kestirimli olarak şekillendirilmiştir.

Bugün gelinen noktada, uzaktan izleme servisleri yalnızca destekleyici bir araç değil; operasyonel süreklilik ve güvenli üretim için zorunlu bir sistem bileşenidir.

TEŞEKKÜR

Bu çalışmada kullanılan saha verilerinin temininde katkı sağlayan; başta Sn. Cengiz ARPA olmak üzere Tüprag Metal Madencilik Efemçukuru Altın Madeni yetkililerine ve değerlendirme sürecine katkıları için Hacettepe Üniversitesi Maden Mühendisliği bölümünden Dr. Öğr. Üyesi Emre Yılmazkaya'ya teşekkür ederiz.

KAYNAKLAR

Zvarivadza, T., 2024. On the impact of Industrial Internet of Things (IIoT) – mining. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, 38(10), 771–809.

Vlachos, M., Pavlopoulos, L., Georgakopoulos, A., Tsimiklis, G., Amditis, A., 2024. A Robust End-to-End IoT System for Supporting Workers in Mining Industries. *Sensors*, 24(11), 3317.

Heckötter, D., Bethge, C., *Remote Monitoring Service – Maschinendatenanalyse zur Umsetzung einer vorausschauenden und optimierten Instandhaltung*. Presentation, 2023.

Sandvik Mining and Rock Solutions, *MySandvik Productivity – Commercial Guidelines*. Internal Technical Documentation, 2023.

AN APPLICATION OF DEEP LEARNING IN CAUSALITY DETECTION FOR EQUIPMENT DEGRADATION ANALYSIS

Z. Shao[1], M. Kumral[1,*]

[1]*Mining and Materials Engineering Department, McGill University, Montreal, Canada*
*(*Corresponding author: Mustafa Kumral@mcgill.ca)*

ABSTRACT

In mining operations, asset health monitoring is essential for minimizing unplanned overhauls and maintaining operational productivity. The growing reliance on sensor technology enables continuous equipment condition tracking and timely maintenance interventions. Yet, existing maintenance strategies are often deficient in elucidating failure progression and system deterioration from multidimensional sensor data. Causality detection addresses this limitation by identifying directional influences and temporal dependencies within system architectures, providing insights for root cause analysis of failure propagation. For engineers, causal mechanisms enable evidence-based, targeted maintenance decisions. Despite its potential value, this analytical approach remains insufficiently explored in mining applications. Extracting causal relationships from sensor data presents inherent challenges due to nonlinear dependencies, variable temporal lags and signal noise. This paper performs temporal causal detection on multi-channel truck sensor data. The proposed technique extracts causal features via Transfer Entropy and applies a deep learning approach to identify interpretable causal networks that illuminate degeneration pathways, revealing key indicators and latent interactions driving deterioration. Furthermore, temporal delays between causes and effects are quantified, facilitating the comprehension of failure dynamics. Applied to five truck cases, the framework finds 7-16 causal features per truck with 7-16 causal relationships discovered among them. The study demonstrates the potential of causality detection to inform proactive maintenance practices and improve equipment reliability.

Keywords: Equipment reliability, Temporal causal detection, Failure cause analysis, Deep learning, Explainable AI

INTRODUCTION

Mining operations demand high equipment availability to maintain production targets and operational profitability. Critical equipment including haul trucks, draglines, excavators, and processing mills operates under severe operational conditions characterized by heavy loads, abrasive environments, temperature fluctuations, and continuous duty cycles that accelerate component wear and increase failure frequency. Equipment failures in mining contexts present substantial safety hazards and economic losses, driving organizations toward comprehensive condition-based maintenance (CBM) systems utilizing multi-sensor monitoring architectures for real-time asset health assessment. This technological evolution has enabled the transition from reactive maintenance and time-based maintenance strategies toward predictive maintenance (PdM) frameworks that continuously monitor critical performance indicators through distributed sensor networks. Correspondingly, there has been a notable increase in research attention to condition monitoring, failure prediction, failure mode identification and prognostic health management through advanced machine learning methodologies that rely on the monitoring and diagnosis of measurable key performance parameters (Li et al., 2017, Kazemi et al., 2023, Kruczek et al., 2019, Madahana et al., 2024, Taghizadeh Vahed et al., 2019, Temkin et al., 2018, Zhang et al., 2022, Zhong et al., 2018).

However, while maintenance teams could benefit from accurate remaining useful life (RUL) predictions and fault detection capabilities using these techniques, they often lack understanding of failure propagation pathways and root cause relationships governing equipment degradation across interconnected subsystems. Traditional maintenance approaches rely on engineer expertise to understand failure mechanisms. However, given the complexity of modern machinery where failures rarely occur in isolation but as a result of anomalies from multiple sources, this approach may appear time-intensive and potentially incomplete, which, as a result, necessitates more systematic and automated approaches to extract relevant knowledge from high-dimensional sensor data streams.

Causality detection provides a mathematically rigorous framework for identifying directional influence relationships and temporal dependencies within complex systems. Unlike correlation-based analytics, causal inference establishes directional relationships where causes exert deterministic or probabilistic influence on effects, with temporal precedence being fundamental in time series contexts where causes must precede effects (Eichler, 2012, Pearl, 2009). In maintenance engineering applications, causal analysis illuminates failure propagation mechanisms by revealing which sensor parameters drive fault conditions and quantifying intervention effects on downstream system behavior. This mechanistic understanding enables maintenance optimization through targeted interventions at upstream causal nodes rather than reactive responses to downstream failure symptoms, thereby optimizing resource allocation and minimizing unplanned downtime through root cause mitigation.

Causal detection methodologies have demonstrated effectiveness in miscellaneous fields (Feuerriegel et al., 2024, Huang et al., 2024, Li et al., 2024, Lin et al., 2024, Liu et al., 2024, Magzumov and Kumral, 2024, Naser and Tapeh, 2023, Zibaei and Borth, 2024), their appearance in mining sector remains limited. Relevant research (Dindarloo et al., 2016, Fa et al., 2021, Maiti and Bhattacherjee, 2000, Talan and Bhattacherjee, 2021) primarily focuses on identifying organizational, human, and operational factors that influence productivity, safety, and accident severity utilizing statistical modeling or data mining to support management decision-making. The application in equipment prognostics using advanced machine learning/deep learning techniques remains scarce.

This paper attempts to address this research gap by implementing the Temporal Causal Discovery Framework (TCDF), a deep learning architecture originally developed by Nauta et al. (2019) as an approach for detecting time-lagged causal relations from observational time series data. The objective is to extract temporal causal relationships from equipment sensor data sources. In essence, TCDF employs attention-based convolutional neural networks to infer directed temporal graphs from multivariate time series, transforming continuous sensor measurements into interpretable causal networks that reveal failure propagation pathways, followed by the additional quantification of temporal delays between causal events and their effects. Through a case study based on a real-world truck dataset, this paper illustrates the framework's potential to provide mining maintenance engineers with mechanism-driven insights for targeted maintenance interventions. The present study contributes to explainable artificial intelligence (XAI) in industrial applications through interpretable causal explanations for maintenance decision-making in safety-critical mining systems.

METHODOLOGY

TCDF is designed to infer a directed temporal causal graph where each node corresponds to a time series and each edge represents a directed causal link from to , annotated with an estimated time delay . The graph is learnt from multivariate time series data consisting of features and timesteps. Effectively, the framework is composed of parallel convolutional neural networks (CNNs) (LeCun et al., 1998, LeCun et al., 2015), each dedicated to modeling one target series . Each network is trained to predict the future values of its target using past values of all features . Only past and current timesteps are considered, which ensures that causal ordering is preserved.

A causal convolution operation is used to restrict the receptive field of each CNN to non-future inputs. Dilated convolutions are adopted to enlarge the receptive field efficiently. Each CNN receives all features as separate input channels to predict the full target sequence. To identify which features are most influential in predicting , an attention vector is updated jointly with the network weights during training. Prior to convolution, each input is element-wise scaled by an attention weight . The resultant attention-weighted series are then passed through channel-specific convolutional filters and combined via pointwise convolution to produce the final prediction $\hat{X}_j$. After convergence, attention scores are passed through a HardSoftmax thresholding function to retain only salient contributors as shown in (1):

$$h(a_{ij}) = \begin{cases} s(a_{ij}) & \text{if } a_{ij} \geq \varepsilon_j \\ 0 & \text{otherwise} \end{cases} \tag{1}$$

where $s(\cdot)$ is the Softmax score and ε_j is a data-driven threshold derived from the largest attention gap heuristic. Inputs with $h(a_{ij}) > 0$ are considered potential causes of X_j. This attention-based filtering mitigates the limitations of standard CNNs, which treat all inputs uniformly and lack explicit mechanisms for relevance attribution.

To distinguish genuine causal relationships from spurious correlations or shared dependencies, a causal validation step is carried out using a permutation-based intervention. For each candidate cause X_i, , the original input is modified by randomly permuting the values of X_i, across time, thereby breaking its temporal structure. The trained CNN $\mathcal{F}_j$ is then applied on the perturbed input. Let $\mathcal{L}_{\text{orig}}$ denote the original prediction loss, and $\mathcal{L}_{\text{perm}}$ the loss under permutation. A feature X_i is confirmed as a "true" cause of X_i if the inequality shown in (2) is satisfied:

$$\mathcal{L}_{\text{init}} - \mathcal{L}_{\text{perm}} \leq \rho \cdot (\mathcal{L}_{\text{init}} - \mathcal{L}_{\text{orig}}) \tag{2}$$

where $\mathcal{L}_{\text{init}}$ is the initial training loss and $\rho \in [0,1]$ is a user-defined significance threshold. This condition indicates that X_i will be rejected as a cause if the permutation impact is small relative to the training improvement, thereby confirming causality when temporal structure disruption substantially affects prediction quality. In fact, this validation ensures that only temporally structured influences are considered causal, reducing the risk of over-attribution due to confounding or noise. Furthermore, TCDF estimates the temporal delay between each causal pair. For a validated causal link $X_i \rightarrow X_j$, the delay $\delta_{ij} \in \mathbb{N}_0$, inferred by analyzing the learned convolutional kernel weights. The method traces through the dilated convolutional layers to identify the temporal offset that contributes most significantly to the prediction, effectively capturing the lag between cause and effect.

Upon completion of the above stages for all target variables X_i , a temporal causal graph can be constructed. Nodes correspond to features; directed edges indicate validated causal influence; and edge weights represent estimated delays δ_{ij}. This structure captures both the directionality and latency of interactions among the time series signals. Hence, it would help experts to find and diagnose likely cross-feature pathways in degrading trajectories.

EXPERIMENTAL STUDY

To demonstrate the feasibility of the methodology, the case study is based on SCANIA Component X dataset (Kharazian et al., 2025, Lindgren et al., 2025), a recently published prognostic maintenance data repository. Some studies using this dataset can be find in Parton et al. (2024), Kargar-Sharif-Abad et al. (2024), Zhong and Wang (2024), etc. This dataset contains multi-source records collected from heavy-duty SCANIA trucks. In specific, the dataset includes anonymized temporal sensor readings captured over truck lifecycles. These features include both numerical counters and histogram-based descriptors, the latter representing frequency distributions across predefined sensor measurement bins. Meanwhile, the dataset has binary repair indicators

for Component X, and metadata on truck configurations. The present study is based on the truck data from the training set of the SCANIA Component X dataset whose binary repair indicators are 1, signifying a failure is observed. To ensure data quality and reduce redundancy, several data cleaning steps are applied, including the imputation of missing values using linear interpolation and the removal of low-variance and low-entropy features due to they providing little information about the degradation process. After cleaning, trucks are assigned to degradation classes based on the temporal distance between their final recorded timesteps and the known failure times, as inferred from the class definition in the validation set. For demonstration purposes, this study randomly selects five trucks from Class 4 where truck units are observed to have the smallest proximity to the failure points, thus it is assumed that these trucks have relatively complete run-to-failure records. The id numbers of the selected trucks are 14746, 21007, 5865, 18564 and 9639. All analyses are performed at the individual truck level to respect the uniqueness of operational conditions and degradation behaviors.

To better quantify system degradation behavior, a Health Indicator (HI) series is derived for each truck. Due to the noise and heterogeneity of raw values given, individual sensor series are first converted to local signal energy contents using a rolling RMS (root mean square) operation with a window size of 3. It is widely used in capturing condition evolution in the prognostic maintenance research field (Hu et al., 2015, Večeř et al., 2005, Zhu et al., 2014). Due to vastly different scales in original data, Min-Max normalization is applied to the RMS outputs such that they are aligned within a consistent range. Furthermore, to emphasize recent signal fluctuations while preserving historical trends, this paper builds HI for each step based on using an Exponentially Weighted Moving Average (EWMA) method with a smoothing factor 0.3. The method aims at suppressing transient noise in the raw RMS data and accentuating fault trend extraction. Afterwards, these feature-level HIs are fused to produce a time-dependent HI for each timestep, which offers a holistic view of the system health status by considering the contributions of all features. Higher HI value implies that the truck is closer to failure. Figure 1 depicts an example of the computed HI curve versus the time before failure (TbF) for the truck 9639 using the present approach.

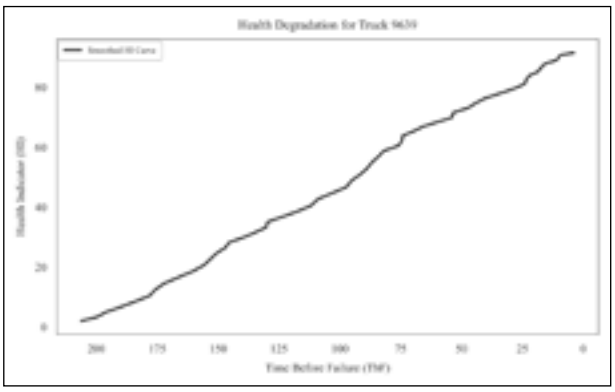


Figure 1. HI curve versus TbF for truck 9639

Due to the high dimensionality of the sensor space, a feature selection step is required. For this purpose, this study applies Transfer Entropy (TE) (Schreiber, 2000). TE is a model-free information-theoretic approach that quantifies the directional information flow from each feature to the target variable. Since TE calculations demand for stationary input data to ensure valid causal inference, standard stationarity tests and transformations are applied to all sensor features, with only those achieving stationarity being retained. All the remaining series as well as HI series are then Min-Max normalized and rescaled to enhance magnitude consistency. In the current study, TE is computed between each sensor feature and the HI series using library (Moore, 2019) to capture the directional influence from sensor features to health progression. The target history length is set as 4. To determine genuinely causal features, a statistical significance test (Bossomaier et al., 2016) is conducted through random permutation. Features demonstrating statistically significant information transfer are retained as causal inputs, ensuring that only variables with validated directional influence on system health are carried forward for subsequent analysis.

Thereafter, the TCDF is applied to uncover temporal causal relationships among the retained features for each individual truck. Each model is trained for 1,000 epochs using a 70% training and 30% testing split, with the Adam optimizer and a learning rate of 0.01. A kernel size and dilation factor of 2 are employed, and a single hidden layer is used in each network. Given the exploratory purpose of this study, hyperparameters are selected based on empirical testing rather than exhaustive tuning. Table 1 summarizes, for each truck example, the number of retained causal features, the number of generated relationships among them, and the average Mean Absolute Scaled Error (MASE) and standard deviation (SD) of prediction performance on the 30% test set—these are the default evaluation metrics used in the original TCDF framework. The results indicate that TCDF achieves stable and reliable performance across given trucks even under the constraint of limited data availability. While the predictive accuracy reflects only the current dataset and task, the consistently low MASE values suggest that the framework is capable of capturing meaningful temporal dependencies. Although secondary to the primary causal detection objective, these predictive outcomes, provide supportive evidence for the credibility of the inferred causal structure.

Table 1. Overview of causal inference results across selected trucks

Truck ID	Number of causal feature found	Number of detected causal relationship	Averaged MASE and SD
14746	8	11	0.66/0.46
21007	15	16	0.88/2.16
5865	7	7	1.05/1.08
18564	10	7	0.54/0.27
9639	16	8	1.22/3.75

The output of each TCDF implementation is visualized as causal graphs in Figure 2 to Figure 6. These graphs facilitate structural interpretation of internal failure dynamics and support the identification of potential degradation pathways. Note that the graphical edge lengths are purely visual and do not represent delay magnitudes.

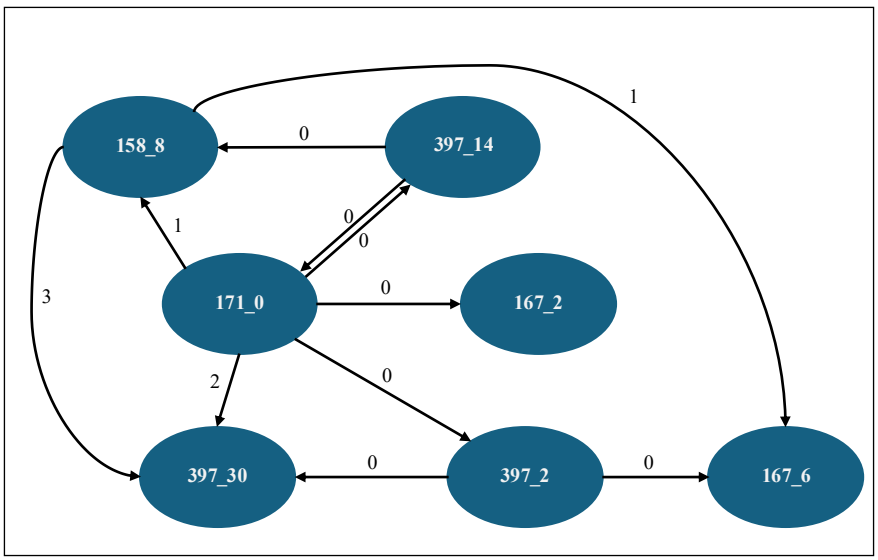


Figure 2 (left). Causal graph with temporal delay for truck 14746

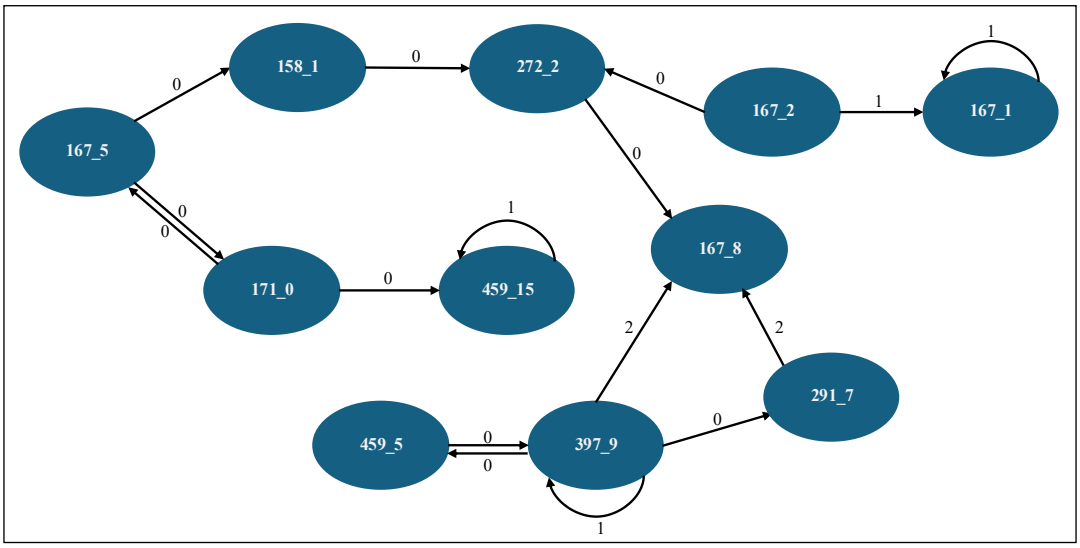


Figure 3 (right). Causal graph with temporal delay for truck 21007

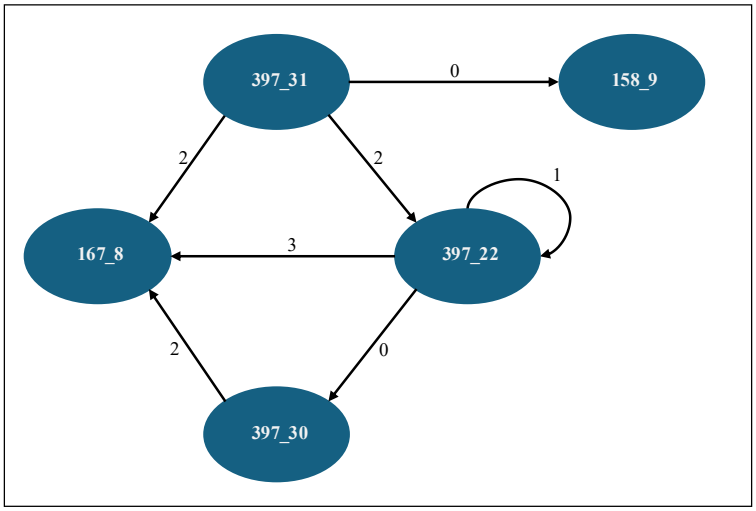


Figure 4(left). Causal graph with temporal delay for truck 5865

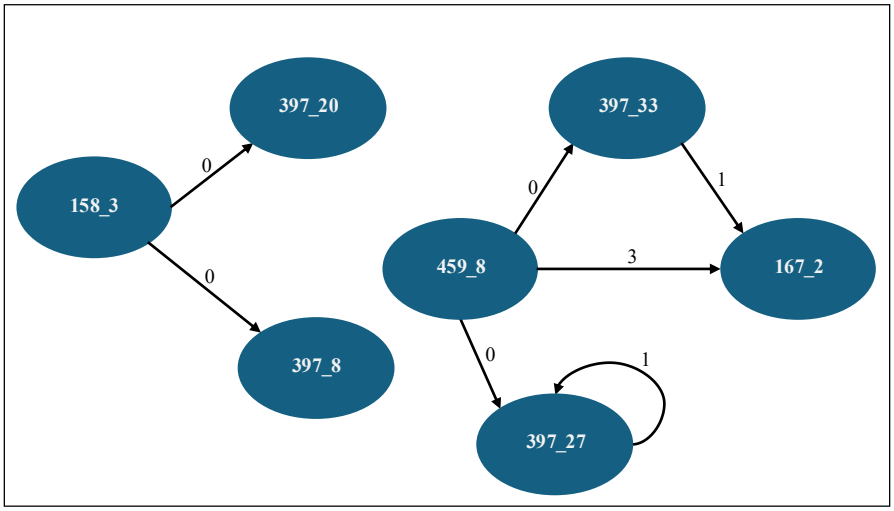


Figure 5(right). Causal graph with temporal delay for truck 18564

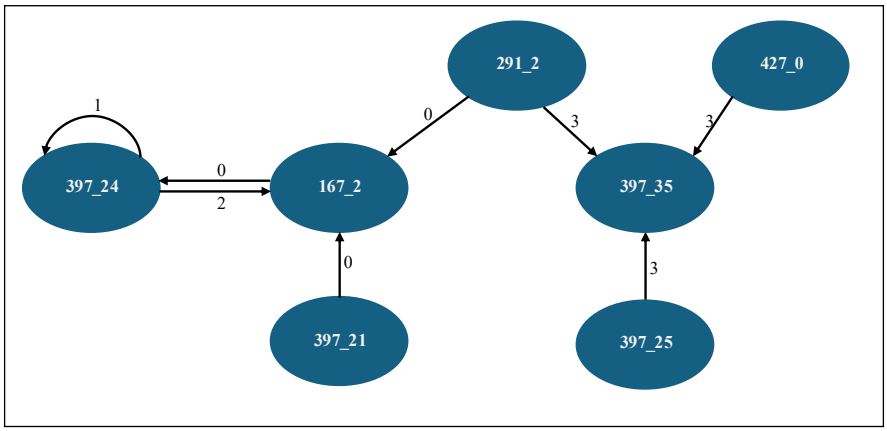


Figure 6. Causal graph with temporal delay for truck 9639

To illustrate, consider an example where 171_0 is causal to 397_30 with 2-step temporal delay in truck 14746. TCDF's attention mechanism identifies feature 171_0 as influential for predicting 397_30, and permutation validation confirms causality. The delay suggests condition changes captured by 171_0 have a predictable 2-step lag before manifesting in the 397_30 measurement range, providing an intervention window for maintenance actions. Overall, the resultant causal relationships of the five failed Component X cases manage to reveal individual heterogeneity with cause and effect variables differing across trucks, which may disclose truck-wise discrepancies in failure development. Furthermore, it is evident that these causal networks have found several consistent and recurring patterns that may be contributive to failure analysis and decision-making. Features belonging to 397 series emerge as a dominant causal hub since they appear in approximately 70% of analyzed cases as both cause and effect. According to Kharazian et al. (2025), the 397 series represents a sensor-derived histogram feature with 36 bins, and the case study results suggest that this series may represent a critical operational parameter to failure propagation of the Component X for the given dataset and analytical context. In parallel, the histogram features belonging to 167 series also exhibit strong centrality in structuring the causal networks. The frequent presence of these multi-dimensional operational signatures may serve as the important source for maintenance engineer to trace the root cause and understand the system state transitions that lead to component failure. Also, can be observed is the temporal delay patterns embedded within the causal relationships. Immediate causality (zero temporal delay) has a strong participation in the counter-to-histogram relationships, a notable example being feature 171_0 is causal to features in 397, 459 and 167 series. Conversely, histogram-to-histogram causalities usually exhibit longer delays of 1-3 steps, such as the causal relationships between 397 and 167 feature series together with 459 and 167 feature series. A possible interpretation could be that operational condition changes preceded subsequent parameter adjustments in the degradation cascade. Furthermore, some self-causalities with one temporal delay are also detected by the model. Self-causality can be explained as a sign of auto-regressive behavior, which indicates persistent degradation momentum where current states directly influence future deterioration rates. This pattern may appear useful for maintenance timing decision-making. In addition, convergent causality structures appear systematically, where multiple features influence common targets (e.g., various sources are commonly causal to the features 397_30, 397_35 and 167_8). This pattern suggests shared failure pathways converging on critical system parameters, which implicitly support the dataset's premise of Component X representing a single failure mode manifesting through diverse operational signatures. Finally, the bidirectional causalities observed between features such as 167_5 and 171_0 could indicate feedback mechanisms in the degradation process, where operational changes and wear accumulation mutually reinforce each other.

DISCUSSION

The TCDF framework demonstrates effective causal relationship extraction from sensor data across all analyzed cases despite limited sample sizes and anonymized features. The explored causal networks help re-

veal critical operational parameters that may drive failure propagation across different equipment units. Simultaneously, the framework's ability to quantify temporal delays between cause and effect adds extra interpretive value. This information allows for distinguishing between immediate system responses and delayed cascading effects that offer intervention windows before failure manifestation. Importantly, data anonymization does not compromise causal structure detection, as temporal dependencies remain intact regardless of feature identification. Nevertheless, validation using physically identified sensor features, ground-truth causal relationships and human expertise under operational contexts would strengthen confidence in the extracted patterns. For mining operations, this approach can be a viable solution for equipment health management across diverse machinery including haul trucks, excavators, and processing equipment. Maintenance units can leverage these causal insights to focus resources on identified causal pathways rather than monitoring all sensors equally. The temporal delay quantification enables maintenance teams to establish monitoring hierarchies where leading indicators trigger proactive interventions before cascading failures occur, potentially reducing costly unplanned downtime and extending asset lifecycles. Furthermore, the identification of common causal patterns across similar equipment types supports fleet-wide maintenance optimization, which allows mining operations to standardize intervention protocols and spare parts inventory based on validated failure mechanisms rather than manufacturer recommendations alone.

CONCLUSION

This paper employs deep learning-based temporal causal detection to extract meaningful failure pathways from real-world multi-sensor equipment data. The TCDF framework successfully identified directional causal relationships and quantified temporal delays between cause and effect within the studied dataset, revealing consistent patterns across different failure cases. The approach transforms raw sensor signals into causal networks that expose underlying degradation mechanisms. For mining applications, causality detection represents a shift toward knowledge-rich maintenance support that prioritizes understanding failure mechanisms over traditional symptom-based diagnostics. This demonstration overall provides the foundation for developing maintenance strategies rooted in causal understanding of equipment behavior in IoT environments, offering maintenance decision-makers a new angle to establish maintenance activities on informed, mechanism-driven asset management practices, ultimately supporting operational continuity and cost-effective equipment management in challenging mining environments.

REFERENCES

Dindarloo, S. R., Pollard, J. P. & Siami-Irdemoosa, E. 2016. Off-road truck-related accidents in US mines. *Journal of safety research,* 58**,** 79-87.

Eichler, M. 2012. Causal inference in time series analysis. *Causality: Statistical perspectives and applications***,** 327-354.

Fa, Z., Li, X., Qiu, Z., Liu, Q. & Zhai, Z. 2021. From correlation to causality: Path analysis of accident-causing factors in coal mines from the perspective of human, machinery, environment and management. *Resources Policy,* 73**,** 102157.

Feuerriegel, S., Frauen, D., Melnychuk, V., Schweisthal, J., Hess, K., Curth, A., Bauer, S., Kilbertus, N., Kohane, I. S. & van der Schaar, M. 2024. Causal machine learning for predicting treatment outcomes. *Nature Medicine,* 30**,** 958-968.

Hu, L., Hu, N., Fan, B., Gu, F. & Zhang, X. 2015. Modeling the relationship between vibration features and condition parameters using relevance vector machines for health monitoring of rolling element bearings under varying operation conditions. *Mathematical Problems in Engineering,* 2015**,** 123730.

Huang, Y., Zhang, Z., Xu, Q., Dai, S. & Chen, Y. 2024. Causality between multi-scale built environment and rail transit ridership in Beijing and Tokyo. *Transportation Research Part D: Transport and Environment,* 130**,** 104150.

Kargar-Sharif-Abad, M., Kharazian, Z., Miliou, I. & Lindgren, T. SHAP-driven explainability in survival analysis for predictive maintenance applications. ECAI: EUROPEAN CONFERENCE ON ARTIFICIAL INTELLIGENCE, HAII5.0: Embracing Human-Aware AI in Industry 5.0, 2024.

Kazemi, M. M. K., Nabavi, Z., Rezakhah, M. & Masoudi, A. 2023. Application of XGB-based metaheuristic techniques for prediction time-to-failure of mining machinery. *Systems and Soft Computing,* 5**,** 200061.

Kharazian, Z., Lindgren, T., Magnússon, S., Steinert, O. & Andersson Reyna, O. 2025. SCANIA Component X dataset: a real-world multivariate time series dataset for predictive maintenance. *Scientific Data,* 12**,** 493.

Kruczek, P., Gomolla, N., Hebda-Sobkowicz, J., Michalak, A., Śliwiński, P., Wodecki, J., Stefaniak, P., Wyłomańska, A. & Zimroz, R. Predictive maintenance of mining machines using advanced data analysis system based on the cloud technology. Proceedings of the 27th International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection-MPES 2018, 2019. Springer, 459-470.

LeCun, Y., Bengio, Y. & Hinton, G. 2015. Deep learning. *nature,* 521**,** 436-444.

LeCun, Y., Bottou, L., Bengio, Y. & Haffner, P. 1998. Gradient-based learning applied to document recognition. *Proceedings of the IEEE,* 86**,** 2278-2324.

Li, D., Ren, M. & Meng, G. 2017. Application of internet of things technology on predictive maintenance system of coal equipment. *Procedia engineering,* 174**,** 885-889.

Li, X., Zhan, W., Luo, P. & Liang, X. 2024. Carbon emission causal discovery and multi-step forecasting using spatiotemporal information. *Information Sciences,* 665**,** 120372.

Lin, C. M., Chang, C., Wang, W. Y., Wang, K. D. & Peng, W. C. Root cause analysis in microservice using neural granger causal discovery. Proceedings of the AAAI Conference on Artificial Intelligence, 2024. 206-213.

Lindgren, T., Steinert, O., Andersson Reyna, O., Kharazian, Z. & Magnússon, S. 2025. SCANIA Component X Dataset: A Real-World Multivariate Time Series Dataset for Predictive Maintenance.

Liu, W., Liu, F., Fang, W. & Love, P. E. 2024. Causal discovery and reasoning for geotechnical risk analysis. *Reliability Engineering & System Safety,* 241**,** 109659.

Madahana, M. C., Seopana, K. & Ekoru, J. E. Predictive Maintenance of Mining Haul Trucks Via Machine Learning. 2024 6th International Conference on Robotics and Computer Vision (ICRCV), 2024. IEEE, 364-368.

Magzumov, Z. & Kumral, M. 2024. Cointegration and causality testing in time series for multivariate analysis through minerals industry case studies. *Mineral Economics***,** 1-15.

Maiti, J. & Bhattacherjee, A. 2000. A causal model for evaluation of mine safety. *Mining Technology,* 109**,** 55-59.

Moore, D. G. 2019. PyInform: A Python library for information-theoretic measures of time series data (Version 0.2.0).

Naser, M. & Tapeh, A. T. G. 2023. Causality, causal discovery, causal inference and counterfactuals in Civil Engineering: Causal machine learning and case studies for knowledge discovery. *Computers and Concrete,* 31**,** 277-292.

Nauta, M., Bucur, D. & Seifert, C. 2019. Causal discovery with attention-based convolutional neural networks. *Machine Learning and Knowledge Extraction,* 1**,** 19.

Parton, M., Fois, A., Vegliò, M., Metta, C. & Gregnanin, M. Predicting the failure of Component X in the SCANIA dataset with graph neural networks. International Symposium on Intelligent Data Analysis, 2024. Springer, 251-259.

Pearl, J. 2009. *Causality*, Cambridge university press.

Schreiber, T. 2000. Measuring Information Transfer. *Physical Review Letters,* 85**,** 461-464.

Taghizadeh Vahed, A., Ghodrati, B. & Hossienie, H. Enhanced K-nearest neighbors method application in case of draglines reliability analysis. Proceedings of the 27th International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection-MPES 2018, 2019. Springer, 481-488.

Talan, S. & Bhattacherjee, A. 2021. Assessment of Relationship of Some Causal Factors Associated with Productivity of Longwall Mining Using Structured Equation Modeling. *Journal of Minerals and Materials Characterization and Engineering,* 9**,** 375-389.

Temkin, I., Klebanov, D., Deryabin, S. & Konov, I. Predictive analytics in mining. dispatch system is the core element of creating intelligent digital mine. International Conference on Modern Information Technology and IT Education, 2018. Springer, 365-374.

Večeř, P., Kreidl, M. & Šmíd, R. 2005. Condition indicators for gearbox condition monitoring systems. *Acta Polytechnica,* 45.

Zhang, X., Ju, J., Yang, W. & Lü, X. 2022. Predictive maintenance system for complex mining equipment based on digital twin. *Chinese Journal of Engineering Design,* 29**,** 643-650.

Zhong, G., Dong, L. & Ye, O. 2018. Fault diagnosis method for shearer equipment of PCA-BP_adaboost. *2018 11th International Symposium on Computational Intelligence and Design (ISCID).* IEEE.

Zhong, J. & Wang, Z. Implementing deep learning models for imminent Component X failures prediction in heavy-duty SCANIA trucks. International Symposium on Intelligent Data Analysis, 2024. Springer, 268-276.

Zhu, J., Nostrand, T., Spiegel, C. & Morton, B. Survey of condition indicators for condition monitoring systems. Annual Conference of the PHM Society, 2014.

Zibaei, E. & Borth, R. 2024. Building causal models for finding actual causes of unmanned aerial vehicle failures. *Frontiers in Robotics and AI,* 11**,** 1123762.

A NEW METHOD FOR MODELING GRADE VALUES: GRADE ESTIMATION WITH EXPERIMENTAL COPULAS

TENÖR DEĞERLERİNİN MODELLENMESİNDE YENİ BİR YÖNTEM: DENEYSEL KOPULALAR İLE TENÖR KESTİRİMİ

M. Sert [1], *, A. E. Tercan [2]

[1] Netcad Yazılım A.Ş.
*(*Corresponding Author: mustafa.sert@netcad.com)*
[2] Hacettepe Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü

ÖZ

Maden kaynaklarının modellenmesinde, tenör değerlerinin tahminlenmesi en önemli parametrelerden birisidir. Günümüze kadar tenör değerlerinin tahminlenmesi, (Uzaklığın Tersi ile Ağırlıklandırma) ve Krigleme yöntemi gibi yöntemlerle gerçekleştirilmiştir. Krigleme yönteminin ağırlıklandırma işleminde referans aldığı variogram fonksiyonu temelde bazı dezavantajlara sahiptir. Bunlar kestirimde kullanılacak örneklerin ağırlıklandırma işlemlerinde tenör değerlerinin büyüklüklerinin göz ardı edilmesi, yöne bağlı yapısal ilişkinin kısıtlı imkanlarla incelebilir olması, Krigleme yönteminin yumuşatma etkisi ve aykırı değerlerden fazla etkileniyor oluşudur, ayrıca krigleme yönteminin özünde kestirimlerin güven aralıklarını hesaplamaya uygun bir yapıya sahip olmayışı bu dezavantajlar arasında sayılabilir. Yöntemin benimsenmesi ve yaygın kullanımından sonra problemlerin varlığı, endüstri paydaşlarını alternatif yöntemler arayışlarına sevk etmiştir. Bu bağlamda, Deneysel Kopulaların kullanıldığı tenör kestirim yöntemi ile Ortalamasız Krigleme yöntemi kıyaslanmış ve yukarıda bahsedilen temel sorunlara karşın etkin çözümler sunduğu tespit edilmiştir. Ayrıca, her bir kestirim noktasında deneysel kopula yöntemi koşullu dağılım fonksiyonunu hesaplayarak, tahmin edilen değerlere ilişkin güven aralığını oluşturabilmektedir.

Anahtar Sözcükler: Maden kaynak kestirimi, tenör değerlerinin kestirimi, variogram fonksiyonu, krigleme yöntemi, deneysel kopulalar.

ABSTRACT

The estimation of grade values is one of the most critical parameters in mineral resource modeling. To date, grade estimation has been conducted using methods such as Inverse Distance Weighting (IDW) and Kriging. These methods assign weights from known values to unknown values through a weighting process. However, the variogram function, which serves as the basis for the weighting process in Kriging, has several inherent limitations. These include the disregard of grade values in the weighting of sample points used for estimation, limited capability in capturing anisotropic spatial relationships, the smoothing effect of Kriging, and its high sensitivity to outliers. Additionally, Kriging does not inherently provide a framework for computing confidence intervals for its estimates. The widespread adoption of the Kriging method and the subsequent recognition of these challenges have driven industry stakeholders to seek alternative approaches. In this context, a comparative study between the grade estimation method based on Experimental Copulas and Ordinary Kriging has been conducted. The findings suggest that Experimental Copulas provide effective solutions to the afore-

mentioned limitations. Furthermore, at each estimation point, the Experimental Copula method calculates the conditional distribution function, allowing for the derivation of confidence intervals for the estimated values.

Keywords: Mineral resource estimation, grade estimation, variogram function, kriging method, experimental copulas.

INTRODUCTION

Ordinary kriging (OK) is a geostatistical interpolation method widely used in mining and environmental sciences to estimate the value of a spatially distributed variable at unsampled locations. It is a linear unbiased estimator that assumes a constant but unknown mean across the local neighborhood and utilizes a variogram to define spatial continuity (Lloyd & Atkinson, 2001). Mathematically, it solves a system of equations based on minimizing estimation variance subject to unbiasedness, where weights are derived from the modeled semivariogram and are solely influenced by distance and spatial configuration, not the values of the samples themselves (Monteiro Da Rocha & Yamamoto, 2000). The methodology traces back to Krige (1951) and was later formalized by Matheron (1963) within the framework of regionalized variables theory(Rossi & Deutsch, 2014). Key developments include early application in South African gold mines. Advancement to universal and indicator kriging to deal with non-stationarity and categorical variables (Daya, 2015). Expansion to multivariate forms like co-kriging. Cross-validation techniques such as the Jackknife test are commonly used for model evaluation and validation of estimation performance, as demonstrated in case studies like Chelkureh and Capanema mines(Monteiro Da Rocha & Yamamoto, 2000). Ordinary kriging requires a stationary assumption for the mean, modeling of the variogram to represent spatial autocorrelation, estimation of weights that sum to unity, ensuring unbiasedness (Lloyd & Atkinson, 2001). While OK is popular, it presents several shortcomings, neglect of sample values in weight assignment may result in biased estimates for highly skewed or extreme-value data. The kriging variance depends only on spatial configuration and not on data variability or uncertainty at the estimation point, rendering it less informative. Often fails to accurately reflect local uncertainty or distributional asymmetry. Can produce unrealistic or negative confidence intervals under multi-Gaussian assumptions (Monteiro Da Rocha & Yamamoto, 2000; Sohrabian & Tercan, 2025). Copulas are multivariate functions that allow modeling of the dependence structure between variables independently from their marginal distributions, as stated in Sklar's theorem(Geenens, 2024). In geostatistics, they are applied to describe spatial dependencies beyond linear correlation by accommodating non-Gaussian and asymmetric dependencies. Providing flexible conditional distributions, allowing the derivation of more realistic confidence intervals. Incorporating sample values directly into the estimation model, enhancing local accuracy and robustness (Bárdossy & Li, 2008; Sohrabian et al., 2023). Several case studies, including the Sungun and Iju copper deposits, have demonstrated improved accuracy and precision of grade estimates using copulas compared to kriging. Better handling of skewed distributions and extreme values. Enhanced classification of reserves with lower estimation errors and better reproduction of observed distributions (Akbari Gharalari et al., 2022; Sohrabian et al., 2023). Iju coppers desposit copulas achieved lower mean squared error (0.0143 vs for 0.0162 for OK), higher correlation between estimates and validation data and copulas preserved the grade distribution better with less smoothing than OK. Evaluation of the performance of copula based methods applied in the Sungun copper deposit shows that copulas produced globally accurate and precise estimates, outperforming OK and IK also copula based estimates showed lower bias compared to kriging.

DEFINITION OF COPULAS

Copulas are powerful multivariate modeling tools that enable the explicit separation of marginal distributions from dependence structures among random variables. Rooted in Sklar's theorem, copulas allow the construction of a joint cumulative distribution function (CDF) by coupling individual marginal distributions with a copula function that captures their interdependence. This property renders copulas particularly advantageous in domains where non-Gaussian and asymmetric dependencies prevail, such as in the spatial modeling of mineral grades(Geenens, 2024).

Mathematically, given continuous marginal distribution functions $\boldsymbol{F_1, F_2, \dots F_n}$ and their associated random variables $\boldsymbol{X_1, X_2, \dots, X_n}$ the joint distribution function *F* can be expressed via copula *C* based as given equaiton 1;

$$\boldsymbol{F(x_1, x_2, \dots x_n) = C(F_{1(x_1)}, F_{2(x_2)}, \dots\dots, F_{n(x_n)})} \quad (1)$$

This formulation permits flexible modeling of complex spatial relationships, independent of the marginal behavior of each variable.

In mineral resource estimation, where grade distributions often exhibit skewness, heavy tails and nonlinear dependence, copulas serve as a robust alternative to traditional geostatistical methods that rely on the multivariate normality assumption. Applications in recent studies demonstrate that copula based models such as v-transformed Gaussian copula, enable more accurate interpolatioın and simulation of ore grades. These models also facilitate probabilistic quantification of uncertainty, offering significant improvements over kriging techniques, particularly in reproducing tail behavior and extreme value dependencies.

Copula families can be broadly categorized into elliptical (e.g., Gaussian, Student-t) and Archimedean (e.g., Clayton, Gumbel, Frank) types, each characterized by distinct tail dependence structures and levels of symmetry. While elliptical copulas are often used in high-dimensional contexts, Archimedean copulas are computationally efficient in bivariate and trivariate modeling. Furthermore, non-parametric and empirical copulas provide flexible alternatives when theoretical assumptions are not satisfied.

The integration of copulas into geostatistical workflows, as evidenced by empirical applications in mineral grade estimation and groundwater quality mapping, underscores their capacity to enhance predictive accuracy and improve the reliability of resource modeling under uncertainty.

In mineral resource estimation, accurate modeling of spatial correlation and dependence is crucial. Traditional methods like kriging rely heavily on Gaussian assumptions, which may not hold true for skewed or heavy-tailed grade distributions.

EXPERIMENTAL COPULAS METHOD

A copula is an n-variate distribution on $\boldsymbol{[0, 1]^n}$ with uniform margins that couples any set of marginal CDF's (Cumulative Distribution Function) $\boldsymbol{F_i}$ into a joint distribution as given in equation (2).

$$\boldsymbol{F_{z_1, \dots z_n}(z_1, \dots, z_n) = C(F_{1(z_1)}, \dots, F_{n(z_n)})} \text{ (Bickel et al., n.d.)} \quad (2)$$

Sklar's theorem gurantees this representation and the uniqueness of *C* for continous margins(Bickel et al., n.d.). In spatial settings, we parameterize C by lag vector h to obtain a spatial copula that captures how dependence changes with distance, conditioning on nearby samples yields a full conditional distribution at each unsampled point, not only mean and variance (Bárdossy & Li, 2008).

Why this matters for ore grades is grade variables are frequently skewed, heacly tailed and exhibit asymmetric lower-upper tail dependence (nugget effects with occasional high grade clusters.) Copulas preserve such non-Gaussian dependence while allowing any marginal. This directly addresses kriging's relaince on a single covariance function and on Gaussian assumptions for interval estimation (Sohrabian et al., 2023) .

Mathematical Expressions Used In Experimental Copulas

For pairs with $(Z(x_i), Z(x_j))$ with $\| \mathbf{x_i} - x_j \| \approx h$, transform to uniforms as given in equation (3);

$$U_i = F_z(Z(x_i)), V_j = F_z\left(z(x_j)\right) \tag{3}$$

The bivariate emprical copula is as given in equation (4)

$$C_h(u, v) = \frac{1}{|S(h)|} \sum_{(i,j)\in S(h)} \mathbf{1}\{U_i \leq u, V_j \leq v \tag{4}$$

Fitting proceeds by selecting a parametric C_0 and minimizing a two sample K-S distance

$\sup u, v \mid C_h(u, v) - C_0(u, v)$ (Bárdossy & Li, 2008)

Where $C(u, v)$ is the copula function defined on the unit square, capturing all dependence beyond the marginals.

1. Uniform transformation as given equation (5)

For samples at locations *s*

$$U_i = F(x(s_i)) \tag{5}$$

Where F is emprical or fitted marginal CDF

2. As given equaiton (6) Emprical copula at lag *h:*

$$C_{h(u,v)} = \frac{1}{N(h)} \sum_{|s_i - s_j| \approx h} I(U_i \leq, U_j \leq v \tag{6}$$

3. Parametric Fitting

Fit Copula C_0 to C_h by estimating $\emptyset$ via maximum likelihood or moments.

4. Local Conditional Simulation

Given neighbors $U_{i_1}, \ldots U_{i_k}$ simulate U_0 from as given equation (7)

$$C(u_o | U_{i_1}, \ldots., U_{i_k}) \tag{7}$$

Back transform by using equation (8)

$$x_0 = F^{-1}(u_0) \tag{8}$$

Creating Experimental Copulas at Different Distances

During the construction of experimental copulas, the geological model is positioned at the center of a representative sphere. As illustrated in Figure 1, the geological solid model is subdivided into horizontal and vertical slices within the sphere.

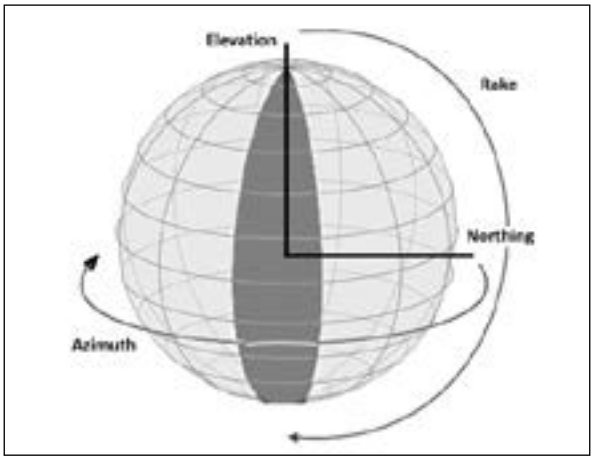


Figure 1. Division of a three-dimensional coordinate system into horizontal and vertical slices, considering a step size equal to the radius of the sphere.

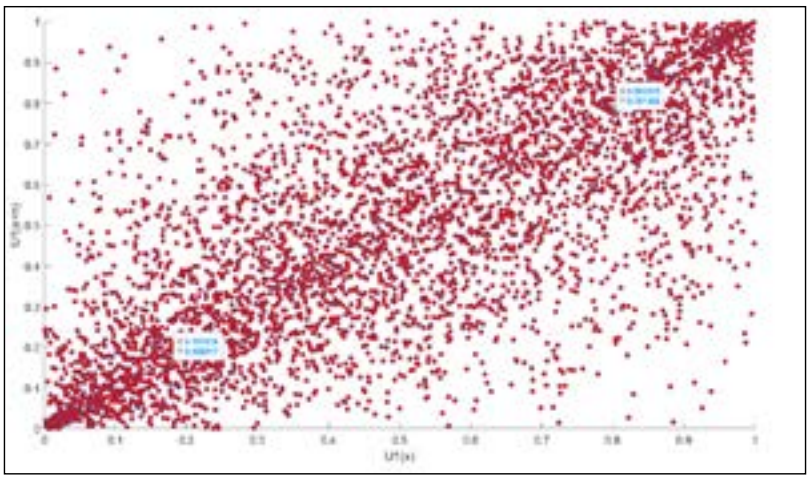


Figure 2. Scatter plots are generated within each slice divided in the three-dimensional space, based on different lag distances that arise for each individual slice, first lag distances.

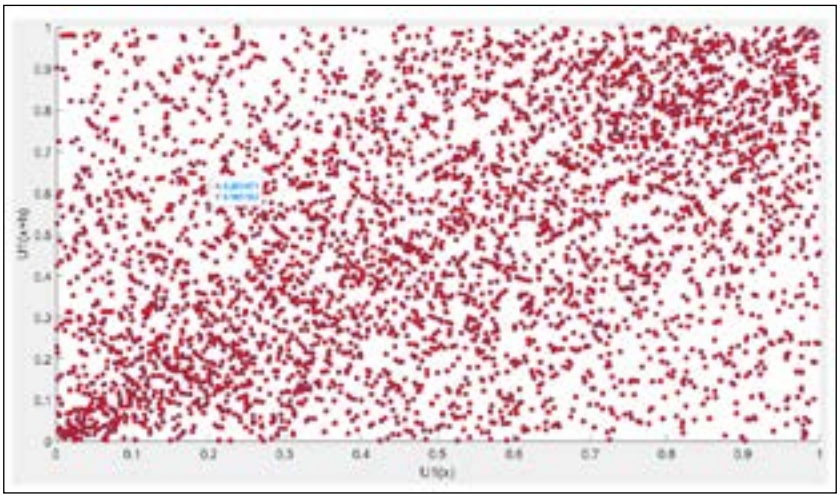


Figure 3. Based on different lag distances that arise for each individual slice, fifth lag distances.

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	238	97	35	20	17	6	5	3	3	2
2	97	162	92	42	26	24	10	14	2	2
3	35	92	120	74	49	43	23	13	18	6
4	20	42	74	116	79	58	42	19	16	9
5	17	26	49	79	96	67	67	36	22	17
6	6	24	43	58	67	102	63	51	44	22
7	5	10	23	42	67	63	98	80	54	35
8	3	14	13	19	36	51	80	106	100	50
9	3	2	18	16	22	44	54	100	142	76
10	2	2	6	9	17	22	35	50	76	244

Figure 4. The axes of the scatter plots generated in all directions and at all distances for each of the resulting slices are divided into 10×10 cells, and frequency charts are constructed.

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	0.0268	0.0120	0.0108	0.0066	0.0073	0.0089	0.0059	0.0042	0.0028	0.0047
2	0.0120	0.0240	0.0141	0.0127	0.0085	0.0075	0.0063	0.0052	0.0059	0.0047
3	0.0108	0.0141	0.0155	0.0150	0.0101	0.0101	0.0075	0.0066	0.0047	0.0056
4	0.0066	0.0127	0.0150	0.0132	0.0118	0.0103	0.0127	0.0085	0.0054	0.0040
5	0.0073	0.0085	0.0101	0.0118	0.0169	0.0120	0.0078	0.0110	0.0080	0.0068
6	0.0089	0.0075	0.0101	0.0103	0.0120	0.0136	0.0136	0.0073	0.0101	0.0089
7	0.0059	0.0063	0.0075	0.0127	0.0078	0.0136	0.0122	0.0108	0.0129	0.0113
8	0.0042	0.0052	0.0066	0.0085	0.0110	0.0073	0.0108	0.0207	0.0167	0.0129
9	0.0028	0.0059	0.0047	0.0054	0.0080	0.0101	0.0129	0.0167	0.0197	0.0172
10	0.0047	0.0047	0.0056	0.0040	0.0068	0.0089	0.0113	0.0129	0.0172	0.0216

Figure 5. For each lag distance, the cell values from the frequency charts are divided by the total number of points at that distance to obtain a "relative frequency" chart, which is then recorded in matrix form. (Relative frequencies are calculated for all distances.)

At this stage, the relative frequency chart at zero lag distance (the nugget effect value in the variogram) is estimated. For this purpose, the relative frequency value of each cell is plotted against distance (Figure 6), and a function is fitted to the points. The relative frequency value at zero lag distance is then calculated from the model function. Since relative frequencies can take values between 0 and 1, if the computed value is less than zero, it is set to zero; if it is greater than one, it is set to one. Figure 7 shows the matrix of relative frequency values calculated at zero lag distance.

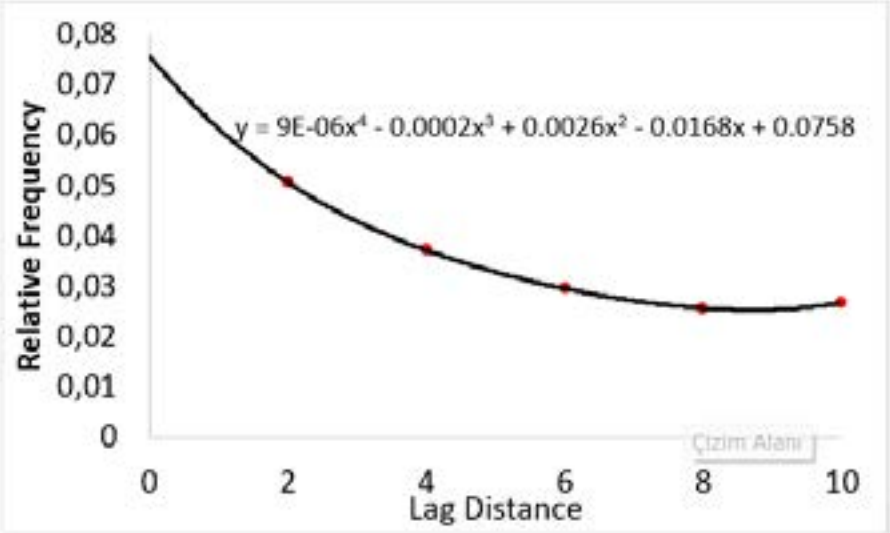


Figure 6. Estimation of the relative frequency value at zero lag distance for the first cell.

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	0.0650	0.0200	0.0054	0.0033	0	0	0	0	0.0018	0
2	0.0200	0.0453	0.0174	0.0069	0.0043	0.0068	0	0.0029	0	0
3	0.0054	0.0174	0.0323	0.0153	0.0177	0.0057	0.0030	3.0427e-04	0.0011	0
4	0.0033	0.0069	0.0153	0.0320	0.0157	0.0098	0.0124	0	0.0038	0.0020
5	0	0.0043	0.0177	0.0157	0.0305	0.0039	0.0186	0.0065	0	0.0042
6	0	0.0068	0.0057	0.0098	0.0039	0.0308	0.0077	0.0172	0.0115	0.0020
7	0	0	0.0030	0.0124	0.0186	0.0077	0.0263	0.0178	0.0061	0.0072
8	0	0.0029	3.0427e-04	0	0.0065	0.0172	0.0178	0.0262	0.0242	0.0101
9	0.0018	0	0.0011	0.0038	0	0.0115	0.0061	0.0242	0.0373	0.0154
10	0	0	0	0.0020	0.0042	0.0020	0.0072	0.0101	0.0154	0.0576

Figure 7. Relative frequency chart estimated for zero lag distance.

COMPARISON OF KRIGING AND EXPERIMENTAL COPULA METHODS

In this section, the performances of experimental copulas and the ordinary kriging method are compared. Figure 8 presents the histogram plots of the sample data. The comparison of methods was carried out using identical samples. Based on these sample values, a solid model was constructed, followed by the generation of block models with dimensions of 15 × 15 × 15 meters, as illustrated in Figure 9. The scatter plot shown in Figure 10 represents the results obtained using the experimental copula method. Accordingly, Figure 11 provides the scatter plot produced by the ordinary kriging method for comparison. The scatter plot highlights the smoothing effect inherent in the kriging method.

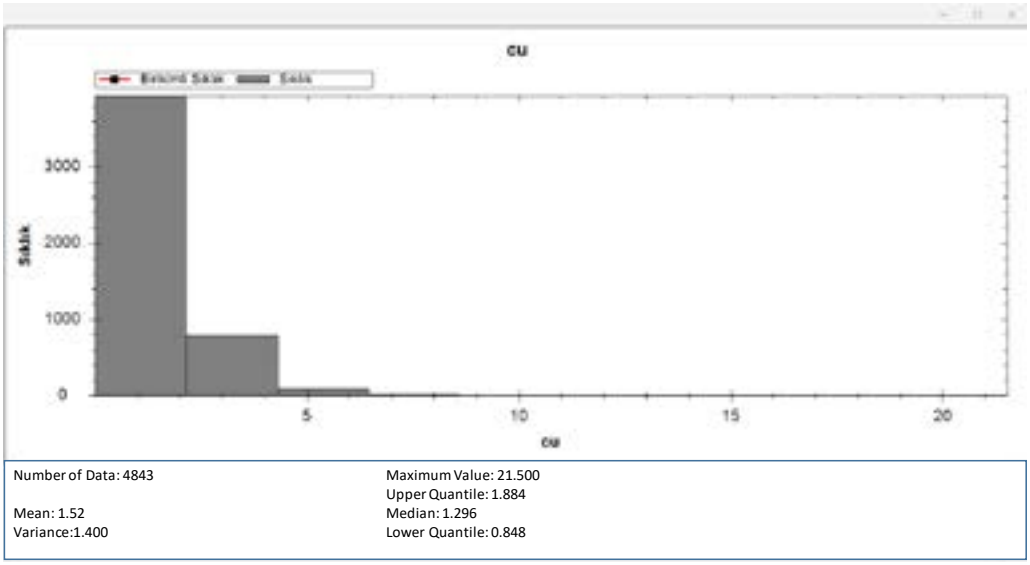


Figure 8. Histogram graph of sample values.
The Y-axis represents frequency values, while the X-axis corresponds to Cu values.

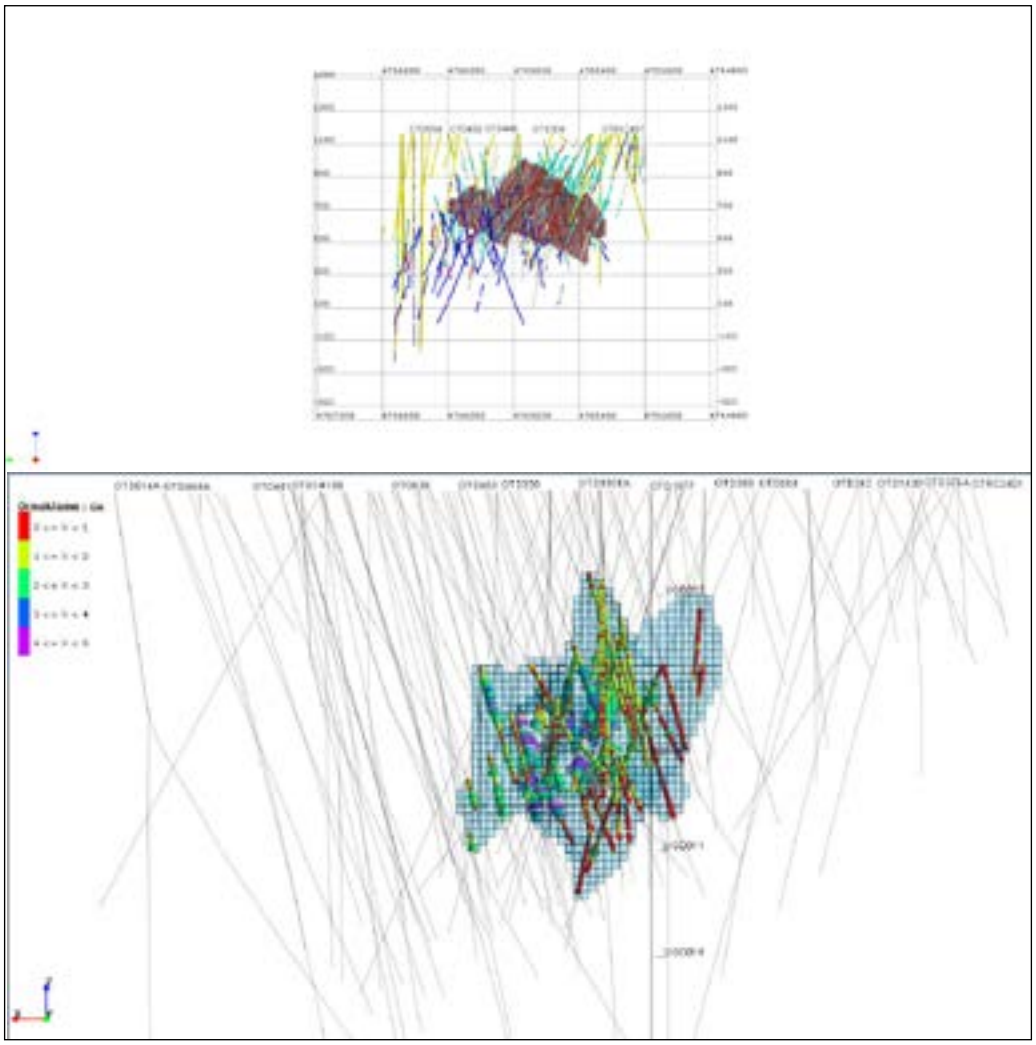


Figure 9. Views of the block model from different directions with drillings and sample values. Views from -y and -x views, respectively.

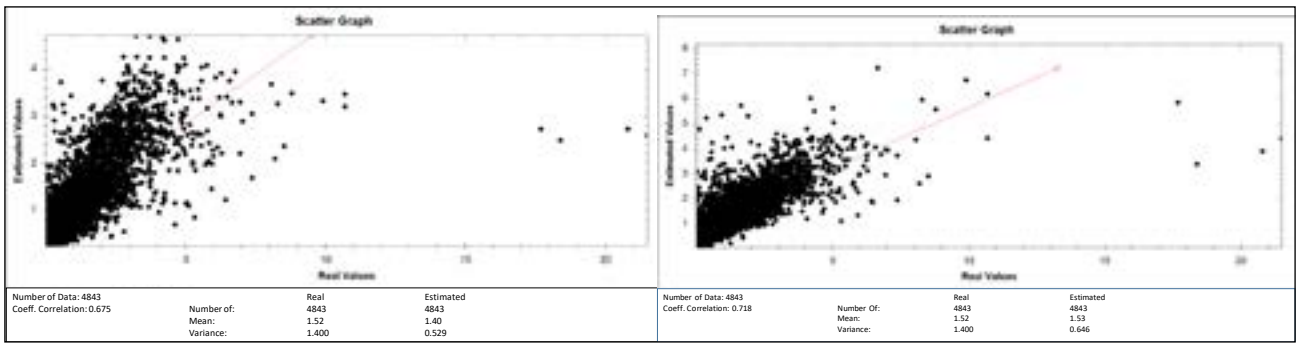


Figure 10. Left, Validation of copula estimation method parameters using the one leave out (all drill log) method. Cross validation result with 17 sample values. The grade estimation process was determined based on this parameter. Right, Validation of Ordinary Kriging estimation method parameters using the one leave out method. The grade estimation process was determined based on this parameter.

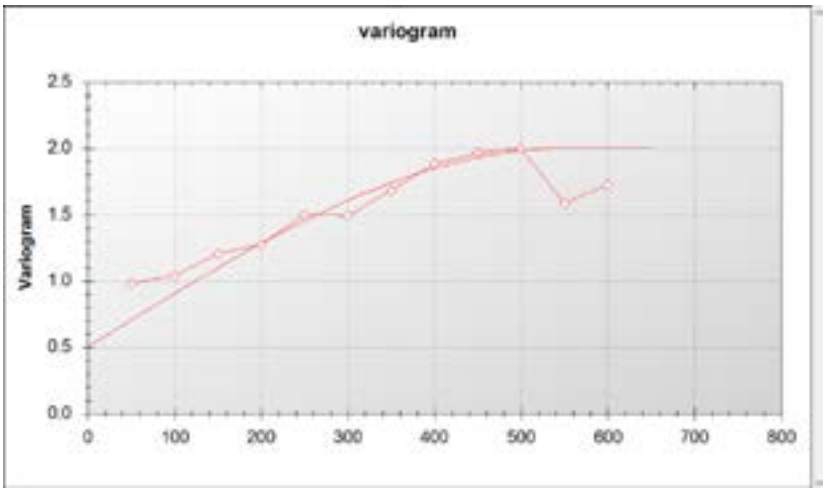


Figure 11. Experimental variogram and fitted model for azimuth 20 and dip angle -24 degrees. The values on the X-axis represent distance, whereas the values on the Y-axis correspond to variogram values.

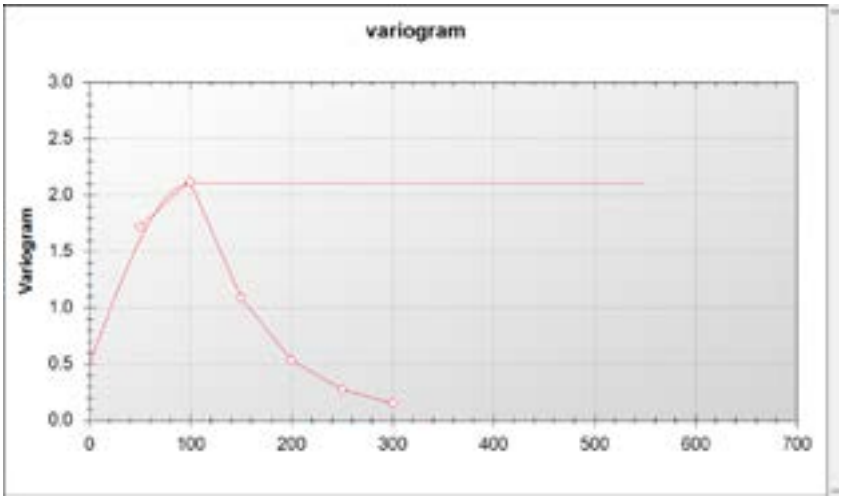


Figure 12. Experimental variograms and fitted model for 110 degrees at right angles to azimuth 20 and dip angle -24. The values on the X-axis represent distance, whereas the values on the Y-axis correspond to variogram values.

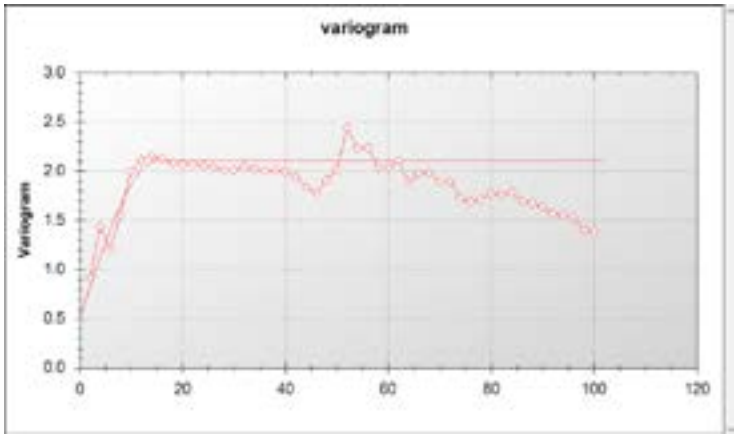


Figure 13. Variogram analysis and fitted model in vertical direction with a composite length of two meters. The values on the X-axis represent distance, whereas the values on the Y-axis correspond to variogram values.

Following the fitting of the experimental variograms, the variogram parameters used in the ordinary kriging method were obtained, as presented in Table 1. Using these parameters in conjunction with the estimation parameters provided in Table 2, the estimation process was completed.

Table 1. Parameters and structural distance values obtained from experimental variograms.

	Nugget Effect (c0)	Sill Value(C)	Range (a)
Vertical Direction	0.5	1.6	15
Azimuth 20	0.5	1.6	550
Azimuth 110	0.5	1.6	100

Table 2. Kriging parameters used in the estimation process.
Resource classification process was applied to the entire block model.

Hard Data		Range		
Minimum	Maximum	Maximum	Mid	Minimum
6	17	180	35	5
5	16	400	75	10
4	15	900	150	30

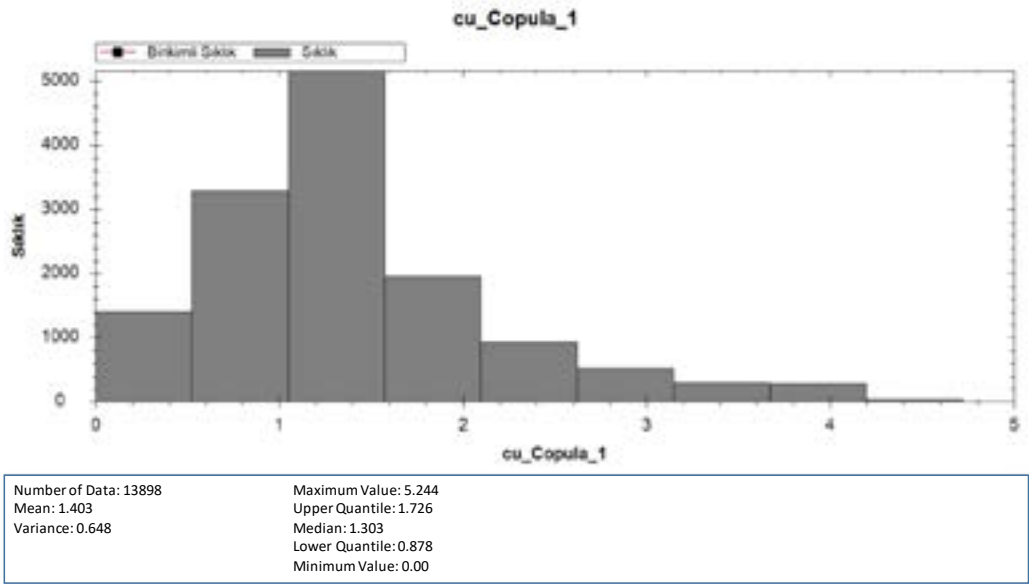


Figure 14. Histogram graph and summary statistics of the blocks performed with the empirical copula method. The values on the Y-axis represent frequencies, while the values on the X-axis indicate the frequency values of the blocks obtained through estimation using the experimental copula method.

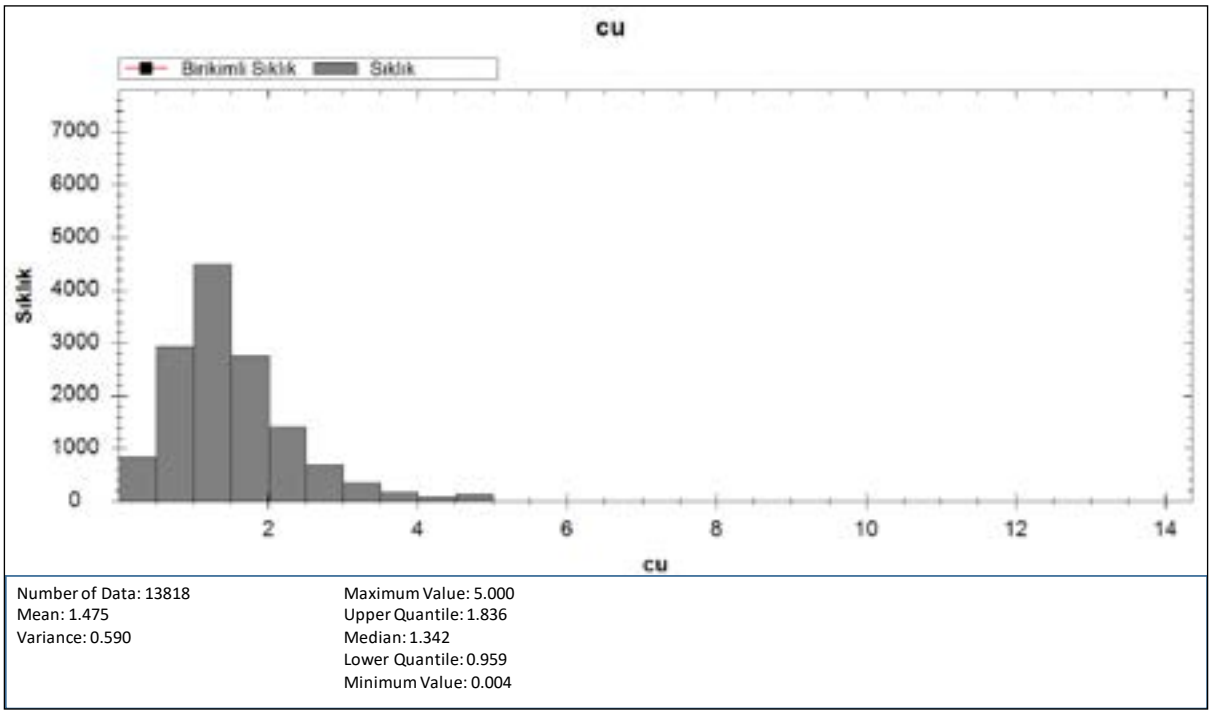


Figure 15. Histogram graph and summary statistics of the blocks performed with the Ordinary Kriging method. The values on the Y-axis represent frequencies, whereas the values on the X-axis denote the frequency values of the blocks obtained through estimation using the ordinary kriging method.

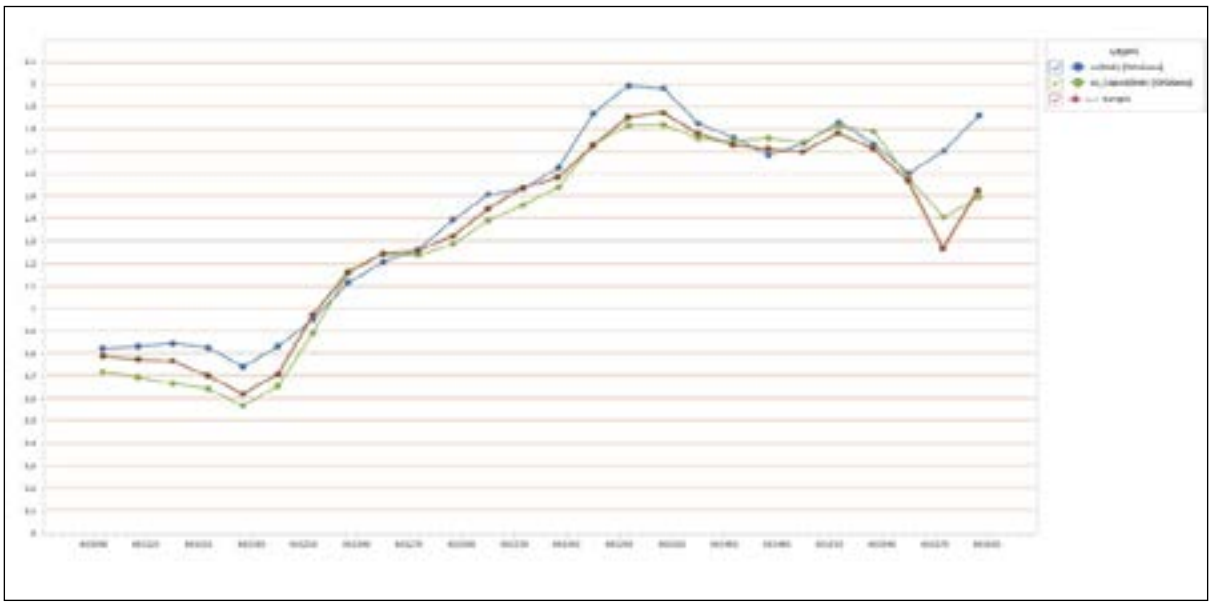


Figure 16. Swath plot analysis of the sample values estimated using the Copula estimation method (green), the Ordinary Kriging method (blue), and the declustered sample values (red). According to X direction. The block averages at 20-meter section intervals along the X-direction are presented. The values on the X-axis represent the coordinates of the slices, while the values on the Y-axis indicate the de-clustered averages within the respective section intervals.

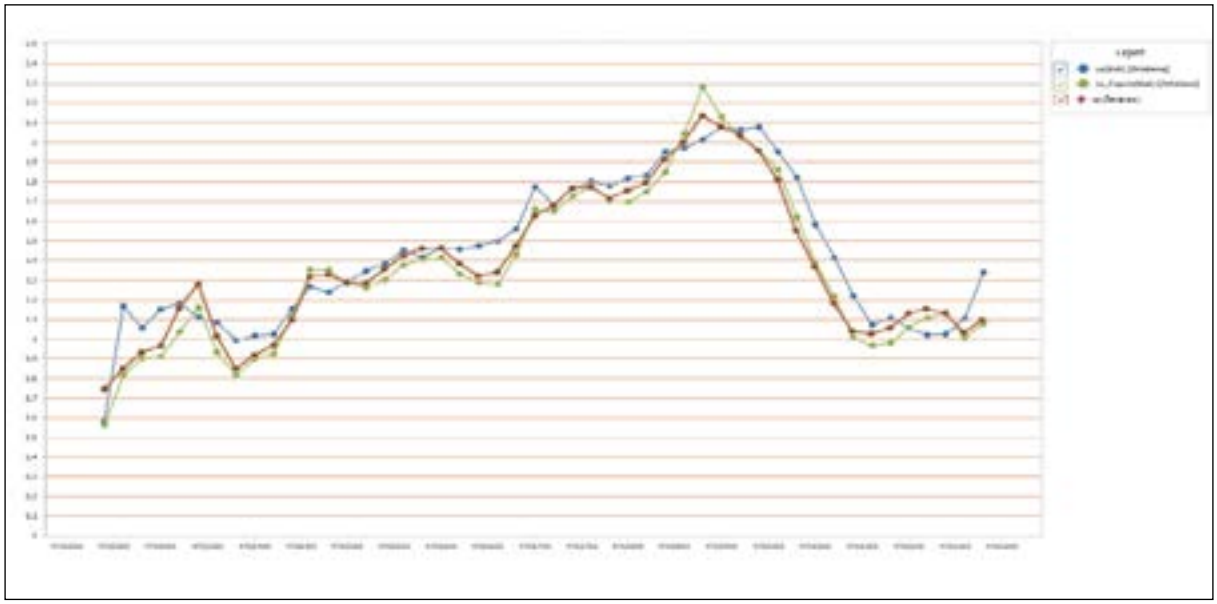


Figure 17. Swath plot analysis of the sample values estimated using the Copula estimation method (green), the Ordinary Kriging method (blue), and the declustered sample values (red). According to Y direction. The block averages at 20-meter section intervals along the Y-direction are presented. The values on the X-axis represent the coordinates of the slices, while the values on the Y-axis indicate the de-clustered averages within the respective section intervals.

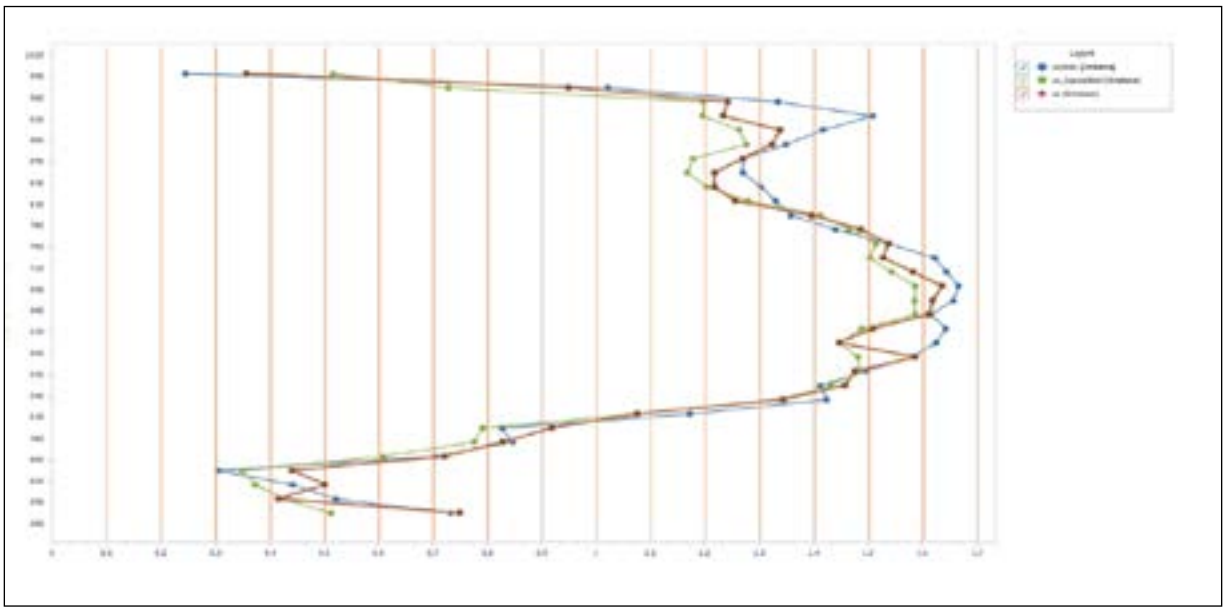


Figure 18. Swath plot analysis of the sample values estimated using the Copula estimation method (green), the Ordinary Kriging method (blue), and the declustered sample values (red). According to Z direction. The block averages at 20-meter section intervals along the Z-direction are presented. The values on the X-axis represent the coordinates of the slices, while the values on the Y-axis indicate the de-clustered averages within the respective section intervals.

CONCLUSION

Ordinary kriging has long been a foundational method in geostatistical modeling for mineral resource estimation due to its simplicity, linearity, and capacity to incorporate spatial correlation through variograms. However, it is increasingly recognized that this technique presents fundamental limitations in cases involving non Gaussian distributions, highly skewed data, or extreme values, which are often encountered in ore grade data. Its dependence solely on spatial geometry for weight assignment, and its assumption of stationarity and symmetry in the spatial dependence structure, render it less robust for capturing the full range of spatial variability in complex geological settings.

In contrast, copula-based geostatistical methods offer a more flexible and robust framework for modeling spatial dependence. By decoupling the marginal distributions from the dependence structure as established through Sklar's Theorem copulas allow for the modeling of asymmetric, tail-dependent, and non-linear relationships between spatial variables. The use of empirical copulas as an intermediate step enables a data-driven understanding of spatial dependencies, which can be further refined through parametric fitting with families such as Gaussian, Archimedean (Clayton, Frank, Gumbel), or v-transformed normal copulas.

Case studies, such as those conducted in the Sungun and Iju copper deposits (2022, Ghalari, Abdollahi-Sharif), demonstrate that copula based interpolation consistently yields more accurate and reliable grade estimates compared to ordinary kriging. These methods provide not only improved mean estimates and reduced mean square errors but also yield realistic conditional distributions and confidence intervals, which are vital for risk assessment and reserve classification. Bárdossy & Li (2008) showed that copula interpolation provided better cross-validation performance and realistic uncertainty intervals while kriging variance ignored value dependent uncertainty.

The integration of copula theory into spatial modeling thus represents a significant methodological advancement. It overcomes several critical shortcomings of traditional kriging by incorporating both sample values and distances into the estimation process, adapting to non-stationary and skewed distributions, and producing more informative uncertainty quantification. As the complexity of mineral deposit modeling continues to grow, particularly with the increasing demand for high resolution and high reliability estimations, copula-based geostatistics is poised to play an essential role in the future of resource estimation.

REFERENCES

Akbari Gharalari, M., Abdollahi-Sharif, J., & Sohrabian, B. (2022). Classification of reserve in Sungun mine based on Archimedean copulas estimates. *Arabian Journal of Geosciences*, *15*(23). https://doi.org/10.1007/s12517-022-10976-9

Bárdossy, A., & Li, J. (2008). Geostatistical interpolation using copulas. *Water Resources Research*, *44*(7). https://doi.org/10.1029/2007WR006115

Bickel, P., Diggle, P., Fienberg, S., Gather, U., Olkin, I., & Zeger, S. (n.d.). *Springer Series in Statistics*.

Daya, A. (2015). Ordinary kriging for the estimation of vein type copper deposit: A case study of the Chelkureh, Iran. *Journal of Mining and Metallurgy A: Mining*, *51*(1), 1–14. https://doi.org/10.5937/jmma1501001d

Geenens, G. (2024). (Re-)Reading Sklar (1959)A Personal View on Sklar's Theorem. *Mathematics*, *12*(3). https://doi.org/10.3390/math12030380

Lloyd, C. D., & Atkinson, P. M. (2001). Assessing uncertainty in estimates with ordinary and indicator kriging. In *Computers & Geosciences* (Vol. 27).

Monteiro Da Rocha, M., & Yamamoto, J. K. (2000). Comparison Between Kriging Variance and Interpolation Variance as Uncertainty Measurements in the Capanema Iron Mine, State of Minas Gerais-Brazil. In *Natural Resources Research* (Vol. 9, Issue 3).

Rossi, M. E., & Deutsch, C. V. (2014). Mineral resource estimation. In *Mineral Resource Estimation*. Springer Netherlands. https://doi.org/10.1007/978-1-4020-5717-5

S0888613X25001598. (n.d.).

Sohrabian, B., Soltani-Mohammadi, S., Pourmirzaee, R., & Carranza, E. J. M. (2023). Geostatistical Evaluation of a Porphyry Copper Deposit Using Copulas. *Minerals*, *13*(6). https://doi.org/10.3390/min13060732

Sohrabian, B., & Tercan, A. E. (2025). Grade Estimation Through the Gaussian Copulas: A Case Study. *Journal of Mining and Environment*, *16*(1), 1–13. https://doi.org/10.22044/jme.2024.14287.2668

ARTIFICIAL INTELLIGENCE APPLICATIONS IN THE MINING INDUSTRY AND POTENTIAL INTEGRATION INTO IRON ORE MINING

A. Ç. Dikmen[1, *], B. Ersoy[1], C. Eksik[1]

*(*Corresponding Author: burakhane@ataermadencilik.com.tr)*
[1]ATAER Madencilik San. ve Tic. A.Ş.

ABSTRACT

In the mining industry, professionals focus on four key elements: feasibility, operational and resource efficiency, environmental sustainability, and work safety. Advanced Artificial Intelligence (AI) technologies are crucial in addressing these complex challenges. Since a feasible mining project begins with a comprehensive exploration campaign, AI plays a key role in exploration through the geo-software equipped with Machine Learning algorithms to enhance resource/reserve modeling and geophysical data processing. Recent AI-powered geophysical software can discover ore deposits in areas with limited exploration due to technological or terrain constraints through more powerful and pure signals. In mining operations, AI-powered fleet management provides optimized fuel use, predictive maintenance, and task standardization, reducing costs. In mineral processing, AI-powered Expert Systems, which are complementary software tools, gathers and processes the data collected from SCADA and Online Analyzers to make smart and quantified decisions. AI also helps minimize environmental impacts of tailings and wastes through data-driven predictive capabilities. Additionally, AI-powered cameras improve safety by ensuring PPE compliance, tracking personnel, and identifying risks. By reducing human error, enhancing emergency response, and enabling autonomous vehicles, AI promotes a proactive safety culture. In conclusion, AI is a vital technology for advancing efficiency and safety in today's iron ore mining industry.

Keywords: Artificial Intelligence (AI), mining, mineral processing, sustainability, environment

INTRODUCTION

In today's world, utilizing strategic technological advancements is the most critical factor for all industries to have an advantage in competition, reduce costs, increase efficiency and provide a safe workplace. These factors are particularly relevant to the mining industry at first glance. Over the decades, the mining industry, like other industries, has become deeply integrated into these developments. With the updated geostatistical tools, remotely controlled autonomous heavy vehicles, and advanced GIS tools, mining industry has stepped into a new era where more optimized exploration and production activities are performed. However, due to the continuously progressing and developing nature of the technological advancements, today's technological focus found a new route and shifted to minimizing human error in decision making as much as possible. Once this new problem had been identified, it was easy to find out a technological concept as a solution; designing a system that mimics human intelligence and is able to make its own decisions, which is called "Artificial Intelligence" (AI). The development of AI can be divided into several main periods. From the 1950s to the 1970s, theoretical approaches and symbolic AI methods were prominent. In the 1980s, expert systems gained attention, but due to their rigidity, they eventually lost popularity. Since the 2000s, with the increase in data

volume, computational power, and the emergence of new algorithms, AI has risen again especially through machine learning (ML) and deep learning (DL) approaches. These technological advancements have made AI one of the core elements of industrial automation and process optimization.

As mentioned above, AI mimics how human brain behaves in the cases such as decision making, reasoning, thinking, problem solving and learning. Thus, a system having an intelligence similar to that of human is created. Learning is the most critical step for any AI-powered system. ML enables the system to learn through examples and experience based on data, which a large dataset allows the system to learn how to fulfill any specific task utilizing it as a set of examples contrary to the typical programming methods providing specific equations or rules in order to resolve any specific problem (Tiwari et al., 2018). ML is also classified into two groups; Supervised Learning and Unsupervised Learning. In Supervised Learning, the system learns through being trained based on a dataset, which dataset means a set of training examples in this case. As for Unsupervised Learning, dataset is given to the program and it finds out or builds relations between the data by itself. On the other hand, DL is explained by Neural Networks (NN). As stated by Munakata (2008); Neural Network is fundamental functional source of intelligence. Since AI is a computer model of human brain, Neural Network consists of artificial neurons and interconnections between them, like nodes, similar to that of human brain and they enable perceiving, recognizing and learning.

Mining industry is inherently high-risk, capital-intensive, and data-driven. Therefore, AI is increasingly regarded as a strategic tool for improving decision-making, enhancing efficiency, and ensuring occupational safety. AI is utilized in various applications such as geological mapping, drilling data analysis, ore modeling, predictive equipment maintenance, and real-time safety monitoring. For example, visual recognition and data-driven models support mineral deposit prediction and more efficient resource evaluation (Cracknell & Reading, 2014; Rodriguez-Galiano et al., 2015). The integration of AI into the mining sector has accelerated significantly over the past two decades. Initially limited to basic automation and data processing, current implementations now involve big data analytics, the Internet of Things (IoT), sensor networks, artificial neural networks, and remote sensing technologies. Countries such as Canada, Australia, and Chile have successfully implemented AI-based systems in exploration, mineral processing, environmental monitoring, and predictive maintenance (Kusiak, 2017; Nguyen et al., 2023).

Iron ore mining is one of the largest and most complex segments of the global mining industry. Due to its scale and the increasing global demand for steel, it offers immense potential for AI integration. AI technologies are being used to improve quality control, automate vehicle fleets, predict equipment failures, and ensure uninterrupted production. Furthermore, by minimizing human involvement in hazardous environments, AI significantly enhances operational safety (Nguyen et al., 2023).

This study aims to examine the integration of AI technologies into the mining industry, with a specific focus on iron ore mining. The paper first addresses the historical development and technical background of AI in mining, followed by an analysis of AI applications in exploration and development, mining operations, ore processing, environmental and waste management, and occupational health and safety. The conclusion discusses potential future directions and the benefits of AI integration in iron ore mining processes. This comprehensive approach is intended to provide both a theoretical and practical roadmap for future AI-driven digital transformation initiatives in the mining sector.

Mineral Exploration

The main function of AI in mineral exploration is to process, analyse and interpret large and complex datasets utilizing ML algorithms (Davies et al., 2025). Remote sensing and processing of geostatistical and geophysical data are the main applications for this purpose.

As well known, geostatistics is the critical part of feasibility studies in mining industry since resource modelling is the core task upon which whole operational mining plan is made. Therefore, human related errors stemming from engineering judgment and method selection must be eliminated in order to pave the way for an optimum financial forecast and prediction for the profitability of any mining project.In this context, AI-powered resource modelling tools have been gaining importance as the machine learning algorithms are developed and updated, which have a key role in decision-making as well. As an example of it, Stratum AI's AI-powered geospatial estimator, SAIGE, is able to decrease the waste and deviation in tonnage down to 41% and 58%, and also increase the efficiency and HG stock grade up to 6% and 20% respectively in copper mining through ML.

Mineral exploration is like a puzzle that geologists try to resolve in every project. Since observing and following any geological structure above the ground is not always possible, it is important and challenging to make a decision on where the drillholes will be located without any complementary data. In such a case, geophysics is also another major method to scan under the ground and indicate potential drillhole locations where the ore body might exist. As a result of this situation, accuracy in the processing of geophysical data is the major concern of today's AI studies in mining industry. Ivanhoe Electric's, which BHP Group Ltd. holds 3.86% of its shares, Typhoon™ and Computational Geoscience Inc. (CGI) set-up is one the major solution to overcome the abovementioned issue. As a basic explanation, Typhoon™ collects geophysical data through pure signals with high accuracy having very high signal-to-noise ratio. It is able to produce clean signals even in the existence of high contact resistance to the current. As for CGI software, it converts the dataset received by Typhoon™ into 3D models with advanced IP processing methods. This system is one of the primary example of the combination of ML and geophysics that allows five times deeper penetration compared with other equipment, which can assist the discovery of ore bearing sulfide zones even over 1.5 km under the ground within 20 km of horizontal axis. This capability makes the system useful for the exploration activities located where terrain constraints exist and also profitable as it allows deep ore body detection through geophysics. Typhoon™ is currently being used widely in USA, South America, Africa, and Australia.

AI-powered remote sensing technologies are also promising tools for mining industry. Receiving reflected electromagnetic radiation in different wavelength bands through satellites, aircrafts or drones makes the discrimination of spectral features of different rocks possible. This function allows software and portals to detect outcrops, define lithologies, discover promising mineralization zones, and even detect faults using remote sensing technologies equipped with AI using convolutional neural networks (CNN) that learns through labeled geological maps and spectral images (Saiwa AI, 2025). Platforms such as Terra Eye are suitable tools for facilitating the discovery of potential exploration areas utilizing remote sensing and pave the way for more cost- and time-efficient mineral exploration activities.

On the other hand, there are many other alternative AI-powered software and portals that meet different needs of mineral exploration activities. For example, RadiXplore can convert heap of literature information into digitized data and provides a useful data source for exploration geologists. As for Porphyry AI, it is a beneficial tool using ML, predictive modelling, automated anomaly detection and continuous learning for the exploration geologists working in porphyry copper exploration projects. Datarock and ALS's Goldspot LithoLens are used for AI-powered core logging through image processing trained through labeled core images, spectral data and geochemical assays (Saiwa AI, 2025). Finally, AI-powered Driver AI is able to analyze geochemical data in 3D in order to detect anomalies.

Iron ore is the primary raw material of steel production. Knowing that steel is a critical input for many industry, its demand is likely to increase year by year in the future. Therefore, integrating AI-powered exploration tools into iron exploration studies is of great importance and cost & time saving.For example, at the Yanshan Iron Mine in China, AI-powered exploration techniques utilizing hyperspectral imaging and machine learning algorithms have been successfully applied to identify magnetite-rich zones, resulting in significant reductions in exploration time and costs. (Chen et al., 2025).

Mining Operations

AI has emerged as a transformative technology across various industries, and mining operations are no exception. The integration of AI in mining has the potential to revolutionize traditional processes, improve safety, optimize productivity, and reduce operational costs. Mining operations, which include complex activities such as planning, production, drilling and blasting, and fleet management, can greatly benefit from intelligent systems capable of data analysis, automation, and predictive decision-making. This paper explores the application of AI throughout the mining operation phases, highlighting practical uses and benefits.

AI in Planning Phase of Mining Operations

AI technologies play a crucial role in improving resource estimation, mine design, and production scheduling. Machine learning algorithms such as neural networks and k-nearest neighbors (kNN) are used to analyze geological data and estimate ore grades with higher accuracy than traditional methods. For example, Topal & Kaplan (2020) demonstrated the use of multilayer feedforward neural networks to predict ore grade distribution based on drilling data. These approaches have shown improved performance over traditional geostatistical methods. Thus, weekly, daily or monthly mining plans can be made more accurately and feasible as a reflection of AI developments on geostatistics. As mentioned earlier, AI-powered software or portals such as Stratum AI allow less deviation in calculated tonnage and outcomes of any plan can be foreseen more accurately.

AI Applications in Open-Pit and Underground Mining Production

In both open-pit and underground mining, AI enhances operational efficiency through real-time monitoring and automation. For instance, Rio Tinto's autonomous haulage system (AHS) in the Pilbara region of Australia utilizes GPS, LiDAR, and machine learning algorithms to control driverless trucks, increasing productivity and reducing risks (Cisco, 2021). In underground operations, AI-driven ventilation systems and predictive maintenance tools analyze sensor data to optimize airflow and detect equipment faults before they occur. Following sections are the major parts of such developments and provide more detailed understanding of how the industry utilizes AI for different tasks. However, as a summary, it can be concluded that development of AI-powered systems for mining operations allows high efficiency, lower costs and remote control of mining operations inherently. The industry is currently on the verge of a trend that mines can be managed from kilometers away in capital cities.

AI in Fleet Management for Open-Pit and Underground Mines

Fleet management is one of the most impactful areas of AI implementation in operational mining. AI-powered systems monitor vehicle location, operating hour, fuel consumption, maintenance needs, drive safety and operator behavior to optimize fleet performance, and provide real time data, analysis, interpretations, and clean and filtered data for an ideal decision making of the engineers and system operators. Systems like Caterpillar's MineStar™ enable real-time data tracking and predictive analytics. A comprehensive review by Afrapoli and Askari-Nasab (2017) discusses fleet management models, algorithms, and future research opportunities in mining operations.

There are companies around the world producing software or portals that serve for mining operations to be bolstered by AI-powered technologies at every stage of the industry. Mainly, Strayos is able to provide different AI-powered modules such as Drilling & Blasting, mine planning, optimization and haul road analysis etc. Hexagon is another example of such companies providing mine planning, block modelling, and haulage safety modules. Caterpillar's MineStar™, FleetSafe AI, GEOTAB Fleet Management, and Tourmo AI Fleet Management are some of solutions for this purpose. All of these functions provide cost-effective, time-saving, and safe utilities for system operators or engineers while preventing any incident and unscheduled downtime. Therefore, AI-powered technologies are recommended for Iron ore mines in order to deliver more stable and low-cost raw material supply.

AI in Drilling and Blasting Applications

Drilling and blasting operations benefit from AI in blast design optimization, data analytics, and output prediction. AI-based systems like Orica's BlastIQ™ optimize blasting parameters using previous data and rock characteristics utilizing smart drilling, which makes real-time analysis of geological data, optimization of drilling parameters and continuous adjustment of drilling data providing higher efficiency rates and reducing costs (Rouse, 2022). Rock hardness, structural discontinuities and distribution of explosive energy are also taken into consideration by these systems. AI also improves fragmentation prediction, reduces fly-rock incidents, and mitigates environmental impacts such as ground vibration. As shown in a study by Shahani et al. (2023), AI-driven blast optimization results in better fragmentation and reduced environmental effects. Apart from the rock and ore related parameters, AI-Powered Drilling & Blasting solutions also monitor drill rig-related parameters such as feed force, rotation speed, and bit pressure (Mshana, 2024). Integration of such systems into mining operations can improve the productivity up to 15% as in the example of Sandvik's autonomous drilling solutions.

AI Applications In Ore Beneficiation

The mining industry is undergoing a significant digital transformation, with AI playing a pivotal role in optimizing ore beneficiation processes. From SCADA systems and online analyzers to expert systems and blending models, AI-driven solutions are increasingly being adopted to improve operational efficiency, reduce energy consumption, and maximize economic returns. This article explores the integration of AI into these systems and highlights its contributions to ore grade prediction and dynamic blending, based on accessible and up-to-date academic and industry sources.

SCADA Systems and Artificial Intelligence

SCADA (Supervisory Control and Data Acquisition) systems are essential for process monitoring and control in mineral processing plants. However, traditional SCADA systems are limited to data acquisition and display. With AI integration, large volumes of SCADA data can be processed in real time to support predictive maintenance, anomaly detection, and automatic process optimization. For instance, a study by Zahra Ghasemi et al. (2023) introduced a hybrid intelligent framework that integrates expert knowledge, machine learning techniques, and evolutionary algorithms to optimize semi-autogenous grinding (SAG) mill throughput. This approach utilizes extensive industrial datasets and SCADA system data to enhance operational efficiency. An AI-based fault localization approach for SCADA systems has also been explored recently, improving fault detection and localization accuracy (Sriram, 2025).

Online Analyzers and Real-Time Grade Prediction

Technologies such as XRF (X-ray fluorescence), LIBS (Laser-Induced Breakdown Spectroscopy), and NIR (Near Infrared) spectroscopy allow real-time analysis of ore composition. AI algorithms trained on this sensor data can accurately predict ore grades and mineral content.

A case study from Ansteel Mining Corporation demonstrated the application of machine learning for real-time iron ore feed load estimation. By leveraging process data and weak labels, the framework enabled accurate load estimation without exhaustive data labeling efforts. (Khan, 2023)

Expert Systems and AI-Based Decision Support

Processes such as flotation, magnetic separation, and gravity concentration involve complex, multi-variable interactions. Traditional control systems often fall short in such dynamic environments. AI-based expert systems replicate operator expertise through digital rule-based or fuzzy logic models to support real-time

decisions. For example, integrating AI with SCADA systems enhances operational efficiency and predictive maintenance. A study highlighted how AI techniques analyze large datasets to identify patterns and anomalies, allowing systems to predict or detect faults automatically.

AI-Supported Ore Blending Systems

Ore blending is essential for achieving target product quality in operations where feed ore varies in grade and physical characteristics. AI algorithms can optimize blending strategies by analyzing current stockpiles and matching them to quality specifications. A case study on ore blending optimization conducted at a real-world open-pit phosphate mine utilized actual production data as input for the ore blending model. The study demonstrated how multi-objective optimization techniques can enhance blending schemes (Luo et al., 2025).

The integration of AI into ore beneficiation processes is transforming traditional operations into intelligent, responsive systems. Through its synergy with SCADA, online analyzers, expert systems, and ore blending software, AI enhances process control, increases recovery, and promotes sustainable mineral processing. AI-powered grade prediction and dynamic blending capabilities further enable precise and agile decision-making. As these technologies evolve, fully autonomous ore beneficiation plants may become a reality, ushering in a new era in mining.

The Role Of AI In Occupational Health and Safety In Mining

Mining presents significant health and safety hazards such as dust, gas, collapses, vehicle incidents, and fatigue. AI combined with IoT and sensor networks supports proactive hazard monitoring, predictive analysis, and automation.

Gas & Dust Monitoring;

• AI-based systems enable real-time monitoring of dust concentration in mine atmospheres, analyzing particulate levels, humidity, and airflow (Daria Trubicina et al.(2025)

• These systems protect miners by continuously assessing environmental hazards.

Smart Helmets & Sensor Integration;

• The smart helmet developed by Kartik & Manimaran includes gas detection, temperature, GPS tracking, fall detection sensors, and AI-powered emergency alerts

Robotics, Autonomous Vehicles & Predictive Maintenance;

• Rio Tinto uses AI-driven predictive maintenance to reduce downtime and costs

• MDPI's literature review highlights deep learning and digital twins as key enablers for fault detection

• Autonomous trucks and drilling systems powered by AI isolate operators from hazardous environments

Visual Analytics & Hazard Detection;

• The "Real-time Robotics Situation Awareness" study uses YOLO models to detect missing helmets or safety vests via cameras

• This visual analytics supports real-time safety compliance alerts.

AI-Powered Auditing & Training;

• AI-enabled virtual reality systems provide hazard recognition training

• AI tools support near-miss detection and video-based auditing (Rojas et al., 2025)

Tailing Management and Environmental Monitoring

Tailings and environmental issues are among the most sensitive subjects that require careful management in the mining industry. Therefore, management of tailings and monitoring environmental parameters periodically are the major priorities of engineers as part of mineral processing activities. Knowing the hazardous potential of environmental subjects as stated above, AI-powered technologies can be useful tools to overcome and predict such issues.

Acid Mine Drainage (AMD) is one of the most hazardous environmental impact stemming from mine tailings. Therefore, its prediction and monitoring are primary factors to take precaution against it. Lab scale kinetic tests, field measurements, and numerical geochemical models are the methods to predict AMD and acid formation rate of any tailing (Vadapalli et al. 2020), which are time consuming and brings higher costs. This situation points out that AI-powered technologies must be utilized for the prediction of such an environmental issue. Abfertiawan et al. (2024) utilized Artificial Neural Network (ANN) to predict any AMD formation based on the data of a wide set of long term lab scale kinetic tests and concluded that ANN is able to learn patterns and trends from historical data to make predictions about AMD formation. Following the studies on coal tailings, Shamouni et al. (2025) came to the conclusion that ANN outperforms traditional regression models. Zhang et al. (2023) developed an ML approach to predict AMD using weather data as input. Farahnakian et al. (2024) investigated ML application to map AMD, distinguish AMD and non-AMD samples and also to provide quantitative pH mapping. AI-powered remote sensing is also thought to be a useful tool in the future for the purpose of detecting valuable minerals in tailings as explained in the article written by Evans (2025), which means that AI is expected to assist conversion of tailings into economically valuable assets. GIS integrated sensors also can optimise and monitor recovery, moisture levels, and particle size distribution of tailings in the future. Beyond mineral processing tailings, AI can be also utilized to monitor the stability of tailing dams and ancillary units such as pumps etc. AI-powered sensors and cameras can identify and predict any imminent failure on the dams or equipment and alert relevant staff to take action beforehand (Schroedter, 2024). Chand et al. (2024) also developed ML models from the geotechnical point of view to predict slope stability of tailing dams at initial level for the purpose of detecting any failure considering unplanned deposition and saturation due to the rainfalls.

AI's Role in Environmental Sustainability

AI and Climate Change Mitigation in Mining

Artificial intelligence plays a vital role in climate change mitigation by enhancing data analysis, forecasting capabilities, and emissions reduction strategies. In mining, AI-driven climate models are used to assess and forecast the environmental impacts of mining operations, including greenhouse gas (GHG) emissions from open-pit and underground activities (Reichstein et al., 2019). Moreover, AI optimizes renewable energy grids for mining sites, improving the efficiency of solar and wind power forecasting (Rolnick et al., 2019). This enables better integration of renewables into mine power systems and reduces dependency on carbon-intensive diesel generators and fossil-fuel-based electricity, which are prevalent in remote mining regions.

AI in Reducing Fossil Fuel Dependency in Mining

AI supports the transition from fossil fuels in mining by optimizing energy use in mineral processing plants, promoting smart microgrid operations at mine sites, and managing electrified mining fleets and infrastructure. For example, deep learning algorithms can predict and reduce peak energy demand during high-load activities such as ore crushing and grinding (Rolnick et al., 2019). Furthermore, AI contributes to the automation of ventilation systems in underground mines and building energy management at mining facilities, reducing unnecessary energy consumption and emissions (Zhou et al., 2016). Autonomous electric haul trucks and drilling rigs powered by AI are also helping large mining companies move away from diesel-powered fleets.

AI in Biodiversity Monitoring and Conservation for Mining Areas

Biodiversity is under threat globally due to habitat loss, climate change, and pollution, and mining operations can significantly contribute to these pressures. AI tools such as image recognition and acoustic monitoring are now being used to identify species, track wildlife populations, and detect poaching activities in and around mining leases (Wäldchen & Mäder, 2018). Machine learning algorithms analyze satellite imagery to monitor deforestation, habitat fragmentation, and land-use changes linked to mining activities, providing essential data for conservation planning and for meeting environmental compliance requirements. Some companies are also using AI to design biodiversity offsets and restoration projects around decommissioned mining sites.

AI Applications In Iron Ore Processing

AI has rapidly emerged as a transformative technology in iron ore processing, offering substantial benefits in terms of productivity, quality control, and sustainability. Unlike traditional process control systems, AI enables data-driven modeling, real-time prediction, and autonomous decision-making. Among the most impactful AI applications are soft sensors, which estimate key process variables in real time where physical sensors are limited or unavailable. These tools can predict quality indicators such as Cold Compression Strength (CCS) and FeO% without the need for destructive laboratory testing, resulting in significant time and resource savings (Vazirizadeh et al., 2025). AI-powered CCS prediction systems help prevent the production of weak pellets, improving mechanical performance while also reducing energy consumption. FeO% prediction models, on the other hand, optimize the residual oxide levels in iron ore products—an essential parameter for both Direct Reduction Iron (DRI) and Blast Furnace (BF) operations. High FeO content can lead to greater reducing agent usage, elevated energy consumption, and increased CO_2 emissions. AI-based forecasting models allow operators to proactively adjust firing and feed parameters to maintain optimal FeO levels.

These AI technologies have become especially crucial in recent years due to the increasing exploitation of low-grade iron ore reserves. As high-grade iron ore deposits are depleted globally, mining operations are increasingly forced to process ores with lower Fe content (e.g., 15–30%), which present significant beneficiation and cost challenges. Processing low-grade ore requires more complex and energy-intensive separation methods to meet the required quality specifications. In this context, AI plays a critical role by maximizing recovery, minimizing losses, and dynamically adapting process parameters to varying feed quality. Without such technologies, the economic feasibility of processing low-grade iron ore would be greatly diminished. The economic impact of such systems is well-documented by the study as well. According to the study, the implementation of AI-based soft sensors in a 5 million tons per year iron ore plant prevented an estimated 151,000 tons of production loss, reduced gas consumption by 1.2 million m^3, and eliminated 2,640 tons of CO_2 emissions. Similar systems are now being applied to ore characterization on conveyor belts, blending optimization, and even autonomous plant-wide quality control (Moraes et al., 2018).

The training of these AI systems typically involves multidimensional datasets, time-series analysis, regression models, and artificial neural networks. Beyond quality control, AI is also used in maintenance scheduling, equipment failure prediction, and energy efficiency improvements (Gonzalez, 1999). As explained previous chapters, AI has been integrated into many stages of mining industry day by day. Therefore, it is very clear that all these systems from exploration to processing can be adopted into iron ore industry. The integration of AI-driven tools into iron ore processing represents a key component of the mining industry's transition toward Industry 4.0. These systems are proving to be indispensable not only for improving economic performance but also for achieving operational resilience and environmental sustainability.

CONCLUSION

AI is rapidly transforming the mining industry by enhancing every stage of the mining value chain—from exploration and ore beneficiation to fleet management, drilling and blasting, tailings management, and OHS.

AI technologies are now deeply integrated into mineral exploration through advanced geostatistical tools, remote sensing, and machine learning-driven geophysical data analysis. In mining operations, AI-powered fleet management systems, autonomous drilling and hauling equipment, and predictive maintenance contribute to significant gains in efficiency, safety, and cost reduction. AI-supported expert systems in ore beneficiation processes, such as SCADA-driven optimization, real-time analyzers, and dynamic blending models, enable more precise process control and improve product quality and yield. Moreover, AI plays a vital role in enhancing workplace safety through smart personal protective equipment (PPE) monitoring, real-time hazard detection, autonomous systems, and advanced training platforms. In environmental management, AI's predictive capabilities contribute to early detection of risks such as AMD, improving tailings management and supporting the sustainable operation of mining sites. Given the growing demand for raw materials—especially iron ore—and the increasing complexity of mining operations, the continued integration of AI technologies is both essential and inevitable. AI not only optimizes technical processes but also fosters a culture of safety and environmental stewardship. As AI capabilities expand, the mining industry will see even greater advancements toward automation, efficiency, and sustainability, leading to the future vision of intelligent, fully autonomous mining systems.

REFERENCES

Abfertiawan, M.S., Kautsar, M.D., Hasan, F., Palinggi, Y. & Pranoto, K. (2024). The Application of Artificial Neural Network Model to Predicting the Acid Mine Drainage From Long-Term Lab Scale Kinetic Test. E3S Web of Conferences. 485. 10.1051/e3sconf/202448502012.

Afrapoli, A.M., & Askari-Nasab, H. (2017). Mining Fleet Management Systems: A Review of Models and Algorithms. International Journal of Mining, Reclamation and Environment, 33(1), 42–60. https://doi.org/10.1080/17480930.2017.1336607

Chand, K., Kumar, V., Raj, P., Sharma, N., Mankar, A.K. & Koner, R. (2024). Artificial Intelligence Tool for Prediction of Mine Tailings Dam Slope Stability. Journal of Mining and Environment (JME) Published Online. DOI: 10.22044/jme.2024.14602.2754

Chen, Y., Wang, G., Mou, N., Huang, L., Mei, R., & Zhang, M. (2025). Machine-Learning-Based Integrated Mining Big Data and Multi-Dimensional Ore-Forming Prediction: A Case Study of Yanshan Iron Mine, Hebei, China. Applied Sciences, 15(8), 4082. https://doi.org/10.3390/app15084082

Cracknell, M.J., & Reading, A.M. (2014). Geological Mapping Using Remote Sensing Data and Machine Learning. Earth-Science Reviews, 131, 52–68.

Davies, R. S., Trott, M. L., Georgi, J. & Farrar, A. (2025). Artificial Intelligence and Machine Learning to Enhance Critical Mineral Deposit Discovery. Geosystems and Geoenvironment, 4, 100361. https://doi.org/10.1016/j.geogeo.2025.100361

Evans, S. (2025). AI's Rising Role In Tailings Management. Mine, 150. https://mine.nridigital.com/mine_mar25/issue_150

Farahnakian, F., Luodes, N. & Karlsson, T. (2024). Machine Learning Algorithms for Acid Mine Drainage Mapping Using Sentinel-2 and Worldview-3. Remote Sens, 16, 4680. https://doi.org/10.3390/ rs16244680

Ghasemi, Z., Neshat, M., Aldrich, C., Karageorgos, J., Zanin, M., Neumann, F., & Chen, L. (2023). A Hybrid Intelligent Framework for Maximising SAG Mill Throughput: An Integration of Expert Knowledge, Machine Learning and Evolutionary Algorithms for Parameter Optimisation. DOI: 10.48550/arXiv.2312.10992.

Gonzalez, G.D. (1999). Soft sensors for processing plants. Proceedings of the Second International Conference on Intelligent Processing and Manufacturing of Materials. IPMM'99, 1, 59-69.

Kartik, B. & Manimaran, P. IoT Based Smart Helmet for Hazard Detection in Mining Industry. DOI: 10.48550/arXiv.2304.10156.

Khan, Z. (2023). Machine Learning Applications in Ore Grade Estimation: A Case Study from Ansteel Mining Corporation. ttps://doi.org/10.5281/zenodo.8176332

Kusiak, A. (2017). Smart Manufacturing. International Journal of Production Research, 55(8), 2298–2309.

Luo, J., Gu, Q., Chen, L., Li, X. & Li, P. (2025). Multi-Objective Optimization for Ore Blending Schemes in the Open-Pit Phosphate Mine Using an Improved NSGA-II Algorithm. Green and Smart Mining Engineering, 2 (1), 42-56.

Moraes, S.L., Lima, J.R.B., Ribeiro, T.R. (2018). Iron Ore Pelletizing Process: An Overview. In Shatokha, V. (Ed.), Iron Ores and Iron Oxide Materials. IntechOpen, Chapter 3, 41-59. DOI: 10.5772/intechopen.73164

Mshana, M. (2024). Cracking the Code: How AI is Transforming Drilling and Blasting in Mining. Linkedin. https://www.

linkedin.com/pulse/cracking-code-how-ai-transforming-drilling-blasting-mining-mshana-7rmoe

Munakata, T. (2007). Fundamentals of the New Artificial Intelligence. Texts in Computer Science, Springer London, 2nd Edition. https://doi.org/10.1007/978-1-84628-839-5

Nguyen, H., Bui, X. N., Topal, E., Zhou, J., Choi, Y., & Zhang, W. (2023). Applications of Artificial Intelligence in Mining and Geotechnical Engineering. Elsevier, 1st Edition, Nov 2023.

Plett, R. (2021). Autonomous Operations in Mining. Cisco Blogs. https://blogs.cisco.com/energy/autonomous-operations-in-mining

Reichstein, M., Camps-Valls, G., Stevens, B., Jung, M., Denzler, J., Carvalhais, N., & Prabhat. (2019). Deep Learning and Process Understanding for Data-Driven Earth System Science. Nature, 566, 195–204. https://doi.org/10.1038/s41586-019-0912-1

Rodriguez-Galiano, V. F., Castillo, M. S., Chica, M. & Rivas, M. C. (2015). Machine Learning Predictive Models for Mineral Prospectivity: An Evaluation of Neural Networks, Random Forest, Regression Trees and Support Vector Machines. Ore Geology Reviews, 71, 804–818.

Rojas L., Pena A. & Garcia J., (2025). AI-Driven Predictive Maintenance in Mining: A Systematic Literature Review on Fault Detection, Digital Twins, and Intelligent Asset Management. Applied Sciences, 15, 3337. https://doi.org/10.3390/app15063337

Rolnick, D., Donti, P. L., Kaack, L. H., Kochanski, K., Lacoste, A., Sankaran, K., ... & Bengio, Y. (2019). Tackling Climate Change with Machine Learning. arXiv preprint arXiv:1906.05433. https://arxiv.org/abs/1906.05433 https://doi.org/10.48550/arXiv.1906.05433

Rouse, N. (2022). The Impact of AI on the Drilling and Blasting Industry. Thoroughbred Drill and Blast Consultants. https://tbredblast.com/posts/ai

Scroedter, R. (2024). AI is Ready to Prove Its Value As a Tailings Management Tool. Global Mining Review. https://www.globalminingreview.com/mining/23122024/ai-is-ready-to-prove-its-value-as-a-tailings-management-tool/

Shahani, N.M., Zheng, X., Wei, X. (2023). Artificial Intelligence-Based Optimizing Blasting Practices in Mining. In M. Sajid, S. Khan, & Z. Yu (Eds.), Implications of Industry 5.0 on Environmental Sustainability. IGI Global Scientific Publishing, 210-220. https://doi.org/10.4018/978-1-6684-6113-6.ch010

Shamouni, O., Ardejani, S.D., Shabani, A., Shokri, B.J. & Ardejani, F.D. (2025). Application of Machine Learning Methods for Predicting Acid Mine Drainage Generation in an Abandoned Coal Washery Rejects Pile-A Case Study. Soil and Sediment Contamination: An International Journal. https://doi.org/10.1080/15320383.2025.2490989

Sriram, J. (2025). AI-Based Fault Localization Approach for SCADA Systems. Master of Science in Software Engineering. Blekinge Institute of Technology, Faculty of Computing, January 2025.

Tiwari, T., Tiwari, T. & Tiwari, S. (2018). How Intelligence, Machine Learning and Deep Learning are Radically Different?. International Journals of Advanced Research in Computer Science and Software Engineering, ISSN: 2277 - 128X, 8 (2).

Topal, E., Kaplan U. (2020). A New Ore Grade Estimation Using Combine Machine Learning Algorithms. Minerals, 10 (10), 847. https://doi.org/10.3390/min10100847

Trubicina, D., Varnavskiy, K., Ermakov, A., Nepsha, F., Kozlov, R., Golsanami, N & Zhironkin, S. (2024). Application of Methods of AI in Systems for Continuous Automatic Monitoring of Dust Concentration and Deposits in Mine Atmosphere. https://doi.org/10.48550/arXiv.2401.16823

Vadapalli, V.R.K., Sakala, E., Dube, G. & Coetzee, H. (2020). Mine Water Treatment and the Use of Artificial Intelligence in Acid Mine Drainage Prediction. In Recovery of Byproducts from Acid Mine Drainage Treatment (eds E. Fosso-Kankeu, C. Wolkersdorfer and J. Burgess), Chapter 2, 23-48. https://doi.org/10.1002/9781119620204.ch2.

Vazirizadeh, A., Foroughi, L., Abbaszadeh, R., Azizkarimi, M., & Khaksarpour, R. (2025). The Economic and Environmental Benefits of Using Soft Sensors in Iron Pelletizing Plants. Aisimpro Inc.,https://www.aisimpro.com/post/the-economic-and-environmental-benefits-of-using-soft-sensors-in-iron-pelletizing-plants

Wäldchen, J., Mäder, P. (2018) Plant Species Identification Using Computer Vision Techniques: A Systematic Literature Review. Arch Computat Methods Eng 25, 507–543 https://doi.org/10.1007/s11831-016-9206-z

Zhang, C., Ma, L. & Liu, W. (2023). A Machine Learning Approach for Prediction of the Quantity of Mine Waste Rock Drainage in Areas with Spring Freshet. Minerals, 13, 376. https://doi.org/10.3390/ min13030376

Zhou, K., Yang, S., & Shao, Z. (2016). Energy Internet: The Business Perspective. Applied Energy, 178, 212–222. https://doi.org/10.1016/j.apenergy.2016.06.052.

INDUSTRIAL SCALE DEMONSTRATION OF THE WIRELESS SMART SENSOR SYSTEM FOR REAL-TIME MONITORING AND FORWARD PREDICTION OF RUBBER LIFTER BAR WEAR IN GRINDING MILLS

A. Altuncu [1], B. Çalışkan [1], U. Koçbıyık [2,3], O. Çakır [2,3], A. Yazgan [2,3], U. Şevik [4,5], T. Berber [4,5], O. Başer [4,5], E. Y. yazıcı [4,6] *, O. Celep [4,6] O. Mutlu [4,5]

[1] *FKK Güney Oto Lastik Takoz San. ve Tic. A.Ş., Samsun, Türkiye*
[2] *İNOVAS Elektronik, Trabzon Technology Development Zone, 61081, Trabzon, Türkiye*
[3] *Karadeniz Technical University, Faculty of Engineering, Department of Electrical and Electronics Engineering, 61080, Trabzon, Türkiye*
[4] *RETİNA ARGE, Trabzon Technology Development Zone, 61081, Trabzon, Türkiye*
[5] *Karadeniz Technical University, Faculty of Science, Computer Science,61080, Trabzon, Türkiye*
[6] *Karadeniz Technical University, Faculty of Engineering, Department of Mining Engineering, Division of Mineral & Coal Processing, 61080, Trabzon, Türkiye*
*(*Corresponding author: eyazici@ktu.edu.tr)*

ABSTRACT

Grinding represents the most energy-intensive unit operation within mineral processing facilities. Liners/lifter bars should be periodically replaced to maintain the desired grinding performance. In practice, although there are several methods to measure the abrasion level of liners/lifter bars, they require the grinding operation to be stopped before measurement. Therefore, the real-time monitoring of abrasive wear in lifter bars is important to minimise the operational expenses (OPEX) and maintain the grinding performance. This study presents the development of a wireless sensor network system for real-time abrasion monitoring and a forward prediction system for rubber lifter bars in grinding mills. The prototype system was manufactured and tested in the ball mill operating at Dimin Mining plant located in Türkiye. The smart lifter bars were equipped with sensors to measure the variation of lifter bar height during grinding. The collected data were transferred to the cloud using communication devices. The variation of the lifter bar height was monitored in real-time using the developed interface. The experimental findings indicated that the developed prototype system has a significant potential for continuous wear level monitoring of lifter bars and optimisation of downtime periods.

Keywords: Grinding, Lifter bar wear, Wireless Sensor Network System, Real-Time Monitoring, Forward Prediction.

INTRODUCTION

Comminution, which refers to crushing and grinding processes in mineral processing operations, is highly energy-intensive, accounting for 1-4% of global energy consumption. In particular, grinding stage represents the highest operational cost in mineral processing plants (AusIMM, 2011; Allen, 2021; Jeswiet and Szekeres, 2016). The optimisation of parameters, particularly product particle size, is essential as it directly affects the efficiency of subsequent separation (gravity separation, flotation, etc.) and hydrometallurgical processes (McIvor, 1986; Wills and Finch, 2016; Yıldız, 2014). Consequently, poor grinding performance adversely impacts

overall metal recovery (Dandotiya, 2011; Wills and Finch, 2016). Liners and lifter bars are used to protect the mill body from wear and to perform the grinding action by moving the ore and grinding media (Figure 2). Compared to traditional cast steel liners, rubber liners offer significant technical and economic advantages. These include lower noise levels; reduced mill weight and subsequent mechanical failures due to lower density; energy savings of approximately 4-5%; decreased grinding media consumption; less wear, corrosion, and chemical resistance due to high shock absorption; and easier maintenance and installation processes (McTavish, 1990; Powell, 2006; Yıldız, 2014).

The wear rate of liner and lifter bars depends mainly on three factors: (1) operational parameters of the mill (grinding media charge, capacity (t/h), mill rotation speed, mill aspect ratio, temperature), (2) properties of the ore (hardness, abbrasiveness etc.), and (3) design and material characteristics of liners (Napier-Munn et al., 1999; Powell, 1991; Powell, 1994; Powell and Vermeulen 1994; Noaparast and Fotoohi, 2005, Taylor et al., 2015, Usman et al; 2017). During grinding reduction in liner height/profile occurs, which alters the charge trajectory within the mill and decreases grinding efficiency (Figure 1) (Radziszewski and Tarasiewicz, 1993). Therefore, the timing of liner replacements, which necessitates production stoppages, is critically important. Since liner costs constitute 6-40% of mill operating expenses - one of the largest cost items after energy - optimising the liner assembly/replacement schedule is essential to minimise both production losses and overall costs (Taylor et al., 2015; Yıldız, 2014). Figure 2 shows a rubber liner/lifter bar assembly working in a ball mill. The measurement of liner and lifter bar wear is performed through direct and indirect methods. Direct methods require mill stoppage and include the use of simple mechanical instruments or advanced technologies like 2D/3D laser scanning for precise measurement of liner geometry. Indirect methods, in contrast, are developed to monitor grinding performance without process interruption. An example is acoustic monitoring, which analyses noise emissions from inside the mill (Dandotiya et al., 2018; Powell, 2006; Powell et al., 2012; Taylor et al., 2015).

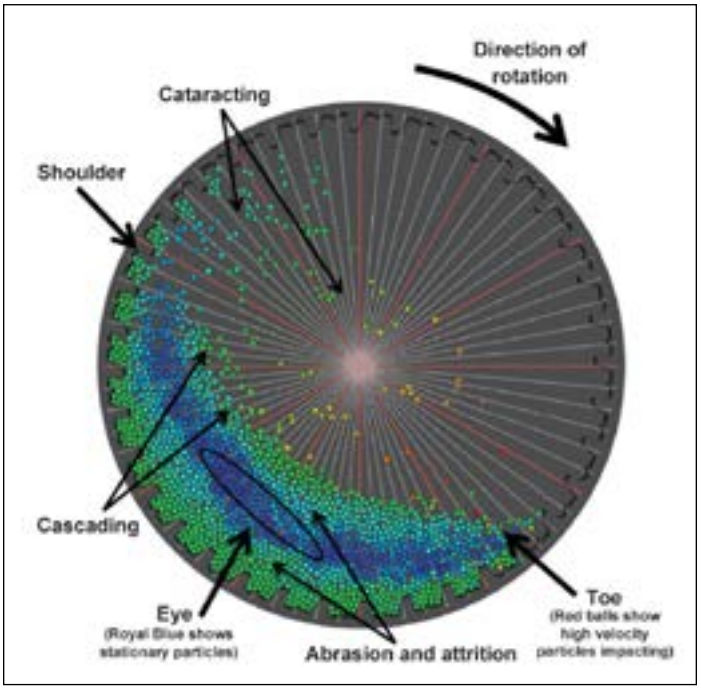


Figure 1. Movements and regions forming during grinding process (Taylor et al., 2015)



Figure 2. Rubber liner/lifter bar assembly in a ball mill (URL-1, 2025)

Direct monitoring of lifter bar wear in real-time is a challenging but necessary task to estimate the most proper time for lifter bar assembly and reduce OPEX in grinding operations. This study presents the results of a prototype system developed to perform real-time monitoring and forward prediction of the wear level on rubber lifter bars in a ball mill. The paper describes the developed system's working principles, sensor installation and data transfer to a web-based interface.

MATERIAL AND METHODS

Material and Method

A certain number of shell lifter bars were equipped with sensors and communication devices to monitor lifter bar height/thickness in real-time. Simplified 3D drawings of the smart lifter bars with sensors in different positions are shown in Figure 3. The sensors were capable of taking measurements at 2 cm intervals over a total distance of 10 cm from the top of the lifter bar to the bottom.



Figure 3. Simplified 3D view of the sensors mounted in different positions

The smart lifter bars were transported to the mineral processing plant in Dimin Mining (Bingöl, Türkiye) for their assembly into the ball mill (Figure 4). The connector and antenna were placed into the control room (Figure 5).

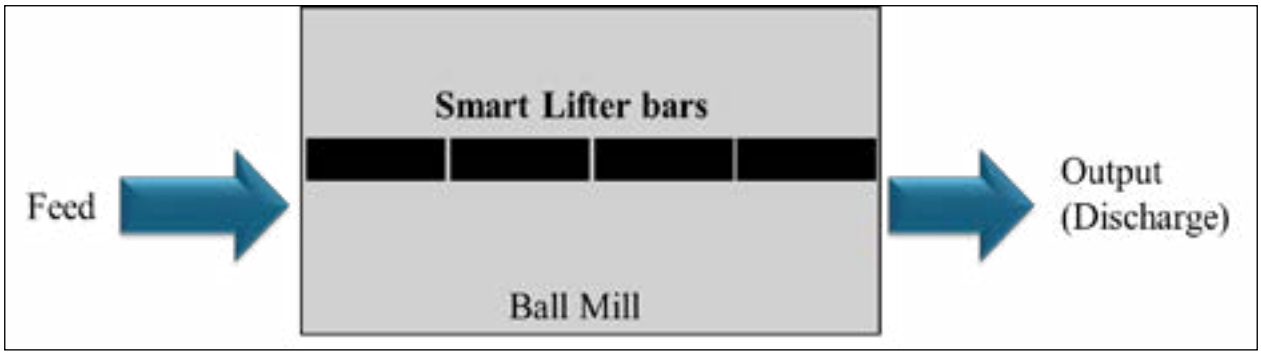


Figure 4. Schematic view of the positioning of smart lifter bars in the ball mill



Figure 5. The coordinator and antenna placed in the control room of the plant

The sensors transmit data directly to a receiver unit in the control room using a long-range wireless communication protocol. This data is then sent to a cloud system or a local database for analysis and storage via GPRS. The developed web interface presents the data in real-time to both the technical team and the customer in required (graphical and/or tabulated) formats. The interface also generates automatic alerts when critical wear thresholds are reached or in the event of a system error. The general flow sheet of the developed system is illustrated in Figure 6. Further, the wear data collected can be utilised for the forward prediction of future wear levels through time-series models.

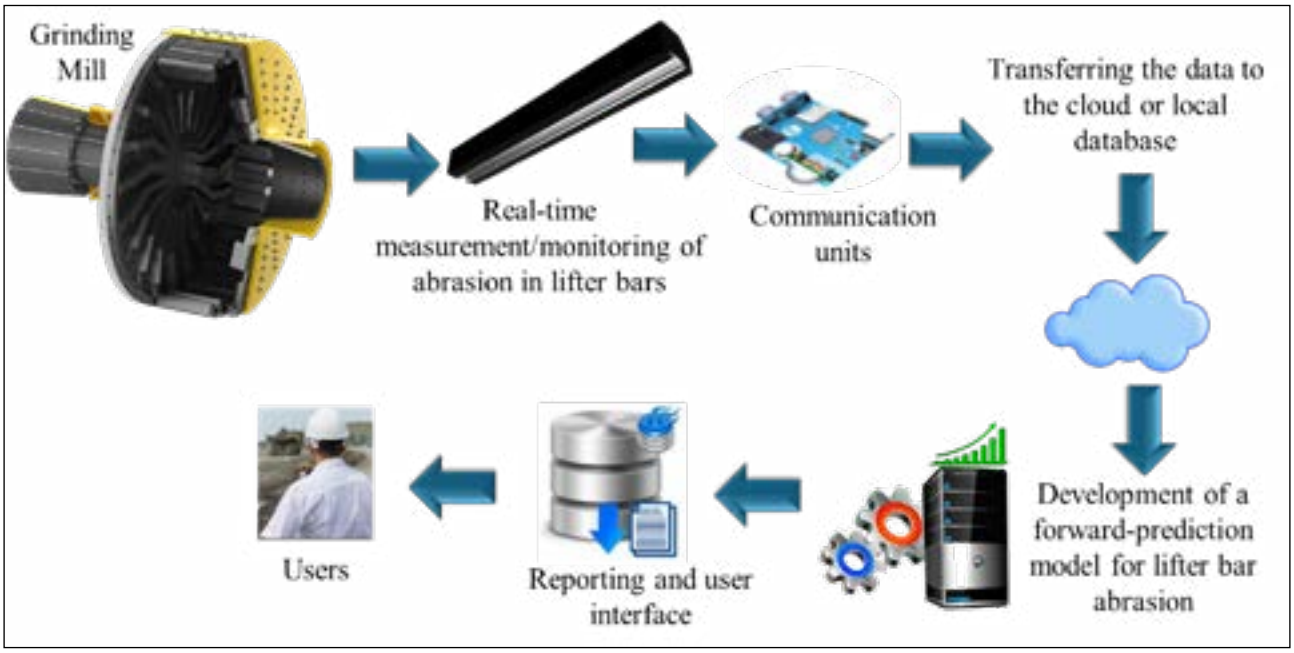


Figure 6. Flow sheet showing the main units/stages of the developed system

RESULTS AND DISCUSSION

Following the installation and configuration of the system, grinding and hence wear monitoring of the sensor-equipped lifter bars was commenced. Data (i.e., the change in lifter bar height) collected from smart lifter bars was wirelessly transmitted to a cloud database via GPRS. The wear data was then monitored in real-time via a web-based interface. The interface, which is accessible remotely over the internet, displays wear data in 2 cm lengths for 5 levels, making a total of 10 cm and is also capable of showing other key system indicators, including communication status and warnings for critical wear thresholds (Figures 7 and 8). The wear data was successfully collected from the sensors in the ball mill operating for ~6000 hours. The collected wear data from the sensors will be used for the forward prediction of wear levels of the lifter bars.



Figure 7. Views from real-time wear data from the web-based interface at the initial time (left) and after starting the grinding operation (right)



Figure 8. User-friendly interface (under development)

These findings demonstrated that the developed prototype system can successfully monitor the real-time abrasive wear of rubber lifter bars in a ball mill. The system is expected to provide significant technical and economic benefits to mineral processing plants. Key contributions include the optimisation of liner assembly/replacement schedules, leading to reduced downtime and maintenance costs. Furthermore, this would help production planning and also facilitate faster lifter bar design improvements. In addition, the developed system will create a comprehensive database by collecting abrasive wear data from several plants processing ores with diverse petrographic and mineralogical characteristics. This dataset can then be used to develop predictive models that correlate wear rates with specific ore properties, thereby enabling more accurate wear-life estimation for new operations.

CONCLUSIONS

This study reports the development and industrial trial results of a new system designed for real-time wear monitoring of rubber lifter bars in grinding mills. The system architecture involves sensors embedded within lifter bars that transmit wear data through the connector device to a cloud platform via GPRS, which is accessible through a web-based interface. The industrial trial was performed in a ball mill, where the system successfully monitored real-time lifter bar wear during a ~6000 h grinding period. The developed prototype system is expected to provide continuous wear data without requiring mill stoppages for inspection. This will serve as a practical and economic solution to reduce downtime frequency and overall operating costs, addressing a key challenge in grinding operations.

ACKNOWLEDGEMENTS

The authors would like to express their sincere thanks and appreciation to the TUBITAK TEYDEB (Project no: 3230813) for the financial support and Dimin Mining (Bingöl, Türkiye) for their support during the trials.

REFERENCES

Allen, M. (2021). Mineral Energy Consumption 2021, Report prepared by ENGECO, 47 pp.

AusIMM (2011), Chapter 11: Beneficiation – Comminution, Monograph 27 - Cost Estimation Handbook, The Australian Institute of Mining and Metallurgy (AusIMM), 528 pp., 217-261.

Dandotiya, R. (2011). Decision Support Models for the Maintenance and Design of Mill Liners, PhD Thesis, Luleå University of Technology, Division of Operation and Maintenance Engineering

Dandotiya, R., Lundberg, J., Wijaya, A. R. Parida, A. (2018). A Systematic Evaluation of Devices for Measuring Abrasive Wear of Mill Liners, https://www.researchgate.net/publication/266215435_A Systematic Evaluation of Devices for Measuring Abrasive Wear of Mill Liners

Jeswiet, J., Szekeres, A. (2016). Energy consumption in mining comminution, Procedia CIRP, 48, 140–145.

McIvor, R. E., Finch, J. A. (1986) "The effects of design and operating variables on rod mill performance", CIM Bull., 79 (895), 39-46.

McTavish, S. F. (1990). History and evolution of rubber liner systems for grinding mills, Society for Mining, Metallurgy & Exploration.

Noaparast, M., Fotoohi, B. (2005). Investigation of liner wear at Chadormalu semi-autogenous grinding mills. Proceedings of the Canadian Mineral Processors, 335-345.

Napier-Munn, T. J., Morell, S., Morrison, R. D. Kojovic, T. (1999). Mineral Comminution Circuits: Their Operation and Optimisation, Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, Indooropilly.

Powell, M. S. (1991). The effect of liner design on the motion of the outer grinding elements in a rotary mill, International Journal of Mineral Processing, 31, 163-193.

Powell, M. S., Hilden, M. M., Weerasekara, N., Yahyaei, M., Toor, P., Franke, J., Bird, M. (2012). A more holistic view of mill liner management, 11th Mill Operators' Conference, Hobart, 95-104.

Powell, M.S., Smit, I., Radziszewski, P., Cleary, P., Rattray, B., Eriksson, K., Schaeffer, L. (2006). The Selection and Design of Mill Liners, In: S.K. Kawatra (Ed.), Advances in Comminution. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (SME), Colorado, USA, 331-376.

Powell, M.S., Vermeulen, L.A. (1994). The influence of liner design on the rate of production of fines in a rotary mill, Minerals Engineering, 7, 169–183.

Radziszewski, P., Tarasiewicz, S. (1993). Simulation of ball charge and liner wear, Wear, 169 (1), 77-85.

URL-1, (2025), Liner/lifter bar assembly by FKK Mining

Usman, H., Taylor, P., Spiller, D. E. (2017). The effects of lifter configurations and mill speeds on the mill power draw and performance, AIP Conference Proceedings,1805 (1), 050001.

Wills, B.A., Finch, J. (2016). Wills' Mineral Processing Technology: An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery, Butterworth-Heinemann, 496 pp.

Yıldız, N. (2014), Cevher Hazırlama ve Zenginleştirme – Vol. 1. Ankara, Ekrem Basım Ltd. Şti. (in Turkish).

BEYOND TRADITIONAL WRITING: LEVERAGING LARGE LANGUAGE MODELS (LLMS) TO ENHANCE RESEARCH COMMUNICATION IN MINING ENGINEERING – A CASE STUDY

O. I. Dayo-Olupona[1] B. Genc[1*] and T. Celik[1] S. Bada[1]

*(*Corresponding Author: bekir.genc@wits.ac.za)*
1. University of the Witwatersrand, Johannesburg, Gauteng, 2000.

ABSTRACT

Traditional academic writing in mining engineering research has typically been characterised by meticulous manual literature review, time-intensive drafting, and iterative editing processes. This paper explores the transformative potential of integrating Artificial Intelligence (AI), specifically Large Language Models (LLMs) such as ChatGPT, Microsoft Copilot, MS Bing, Claude, and Scopus AI, into academic writing and scholarly research communication workflows within mining engineering. A case study on the predictive maintenance of coal-mining equipment to demonstrate how large language models streamline every phase of scholarly communication. The analysis shows that from literature review and synthesis through data interpretation, drafting, revision, and citation management, these AI tools deliver measurable gains in research productivity. The study considers the development of necessary digital competencies for mining researchers and educators, with the goal of providing practical guidance on how to leverage AI tools to enhance the quality of academic outputs.

Keywords: Artificial Intelligence (AI), Large Language Models (LLMs), ChatGPT, Microsoft Copilot, Scopus AI, Mining Engineering, Predictive Maintenance.

INTRODUCTION

Academic writing in mining engineering has evolved significantly over the years. Historically, researchers relied heavily on physical libraries, conducting meticulous manual literature searches and painstakingly reviewing print materials. This traditional approach, while thorough, posed significant challenges, including intensive labour, considerable time investment, and difficulties in maintaining coherence, clarity, and high scholarly standards.

With the advent of the internet, academic research dramatically transformed, allowing researchers to access vast digital databases and online journals effortlessly. The ability to quickly search, filter, and retrieve relevant articles significantly reduced the time spent on literature review, streamlining the research process and enhancing productivity. Despite these advancements, challenges persisted in facilitating literature understanding, synthesising extensive literature, and ensuring effective scholarly communication, amongst many other limitations.

Now, in the current era marked by rapid advancements in artificial intelligence (AI), especially the large language models (LLMs) products such as ChatGPT, Microsoft Copilot, and Scopus AI, research communications are being impacted once again. Building on the impact of the internet on research, these

AI-driven tools offer powerful solutions for managing both simple and complex literature searches and reviews, facilitating clearer and more precise drafting, and enabling iterative editing processes. These AI tools substantially reduce and maximise the time and effort required in the research process, thereby enhancing efficiency, quality, and productivity in academic workflows. In mining engineering research, AI integration is a valuable tool for addressing existing challenges by streamlining literature synthesis, drafting, and revision processes.

This study aims to explore the practical use of digital tools across research workflows and highlight their impacts, providing actionable insights and recommendations. Ultimately, the goal is to encourage the adoption of digital competencies among mining engineering researchers, support academic practices, and enhance and maximize the industrial impact of scholarly outputs.

LITERATURE STUDY

A growing number of studies have started to apply LLM-based tools in academic research workflows, though the majority are outside the mining domain. A recent systematic review found over 170 projects exploring review automation using LLMs across various fields (Scherbakov et al., 2025). Notably, the dominant approach is using GPT-based models such as ChatGPT to assist in specific review stages like searching for relevant publications and extracting key data from papers. These language models have shown promise in filtering literature and summarising findings with relatively high accuracy. For example, GPT-4 variants achieved around 83% precision and 86% recall in automated data extraction tasks, outperforming earlier BERT-based techniques (Scherbakov et al., 2025). Beyond systematic reviews, some studies have demonstrated LLMs aiding in drafting and editing scholarly text. Huang and Tan (Huang and Tan, 2023) report that ChatGPT can speed up the writing of review articles, assist in improving academic writing style, and even insert additional content based on prompts, albeit under human guidance and correction. However, in engineering contexts, documented use cases remain relatively sparse. One notable example is the development of XCoalChat, a domain-specific large language model tailored for coal mine equipment maintenance knowledge (Cao et al., 2024). This specialised LLM was trained on maintenance manuals, fault records, and industry guidelines to enable a question-answering system for mining equipment issues. The XCoalChat project illustrates the feasibility of fine-tuning LLMs for a mining engineering domain, showing superior performance in answering maintenance queries compared to general models. AI is also being applied notably to the peer review process. A recent *Nature* analysis highlights this trend, indicating that approximately 19% of researchers are using large-language models for review tasks, with forensic analyses detecting AI's influence in up to 17% of computer science peer reviews (Gruda, 2025; Naddaf, 2025; Zou, 2024). The primary motivation for this adoption is efficiency. For instance, Gruda (2025) found that AI can condense a review process that would typically take half a day into just 40 minutes. These studies suggest that LLMs can be applied not only to general writing and summarisation tasks but also to technical knowledge management and decision support in engineering. However, most current examples in the literature, such as the above, remain at the prototype or conceptual stage, focusing on demonstrating capabilities rather than integrating fully into everyday engineering research practice. Table 1 in the appendix presents a synthesis of LLM-based tools that could be used in the research workflow process.

LLM-ENABLED RESEARCH WORKFLOW

The traditional literature review process, often a bottleneck in research, was streamlined through a three-phase, AI-augmented approach as depicted in the flowchart presented in Figure 1. This section covers each of the three phases of the workflow in a step-by-step manner.

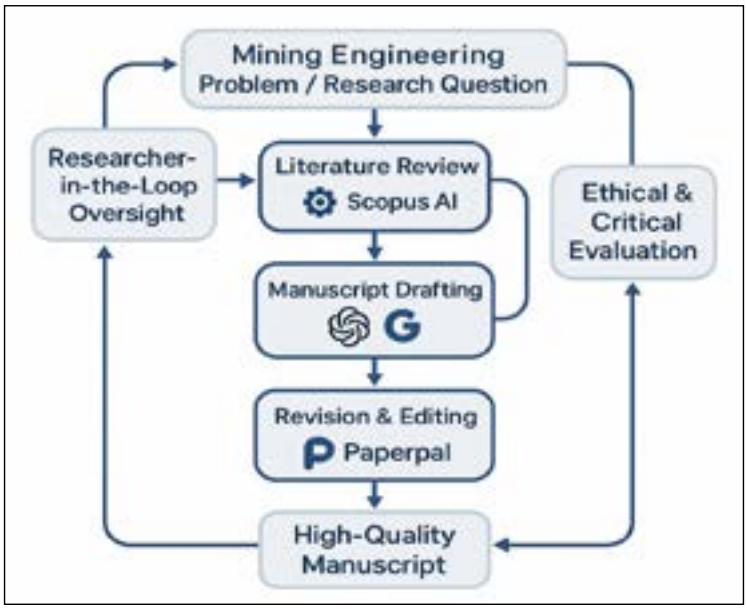


Figure 1. Framework for AI-Assisted Academic Writing in Mining Engineering.

Literature Review with LLM

Keyword Generation & Initial Scoping (Scopus AI)

The initial step in the process was not a simple keyword search but instead a conceptual query. The broad topic "predictive maintenance in mining" was entered into Scopus AI. The tool responded by generating a conceptual map and a cluster of relevant, high-impact keywords such as "fault detection," "digital twins," "anomaly detection," and "intelligent asset management". This initial step immediately provided a structured overview of the research landscape. The primary advantage of using a tool like Scopus AI is its grounding in a vetted academic database, which significantly minimises the risk of encountering fabricated sources ("hallucinations") at this critical discovery stage. See figure 2.

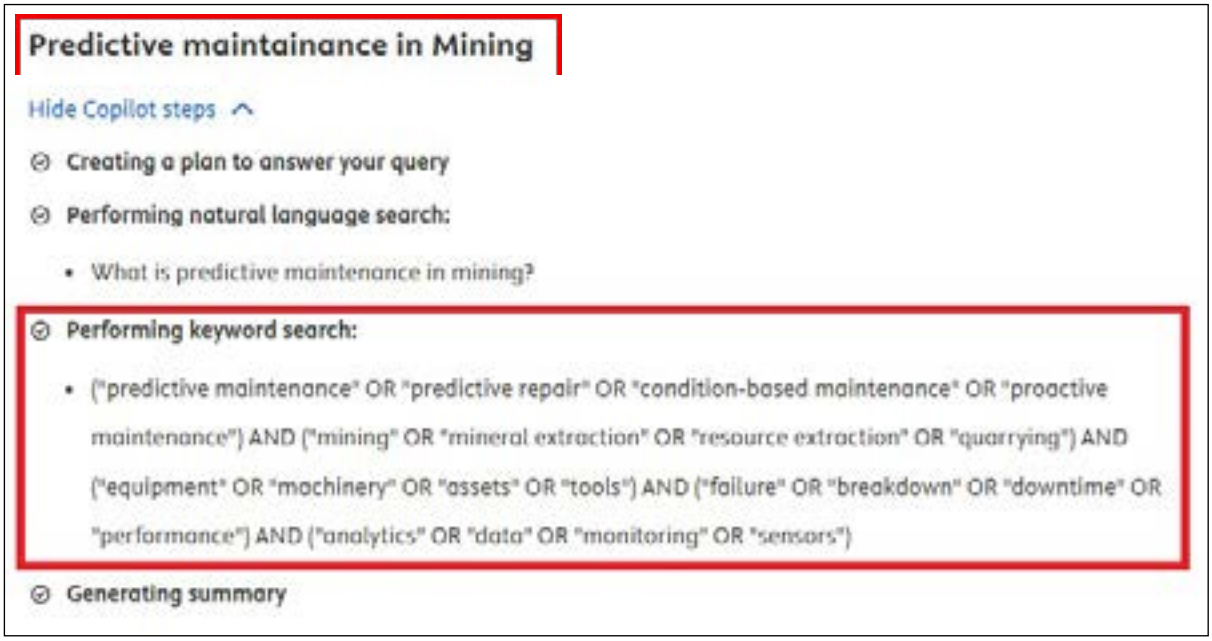


Figure 2:Keywords returned from Scopus AI search.

Document Analysis & Summarisation (Microsoft Copilot, NotebookLM, Google Scholar PDF Reader)

Once a set of key papers was identified and downloaded, the workflow shifted to rapid comprehension. Using Microsoft Copilot integrated within the Edge browser. As depicted in figure 3, the researcher could interact directly with each PDF. Prompts such as "Summarise *the methodology of this paper"* or *"Explain the key findings related to conveyor belt monitoring in simpler terms"* allowed for accelerated understanding of complex material without leaving the document viewer. Figure 4 does the same using Google Notebook LM.

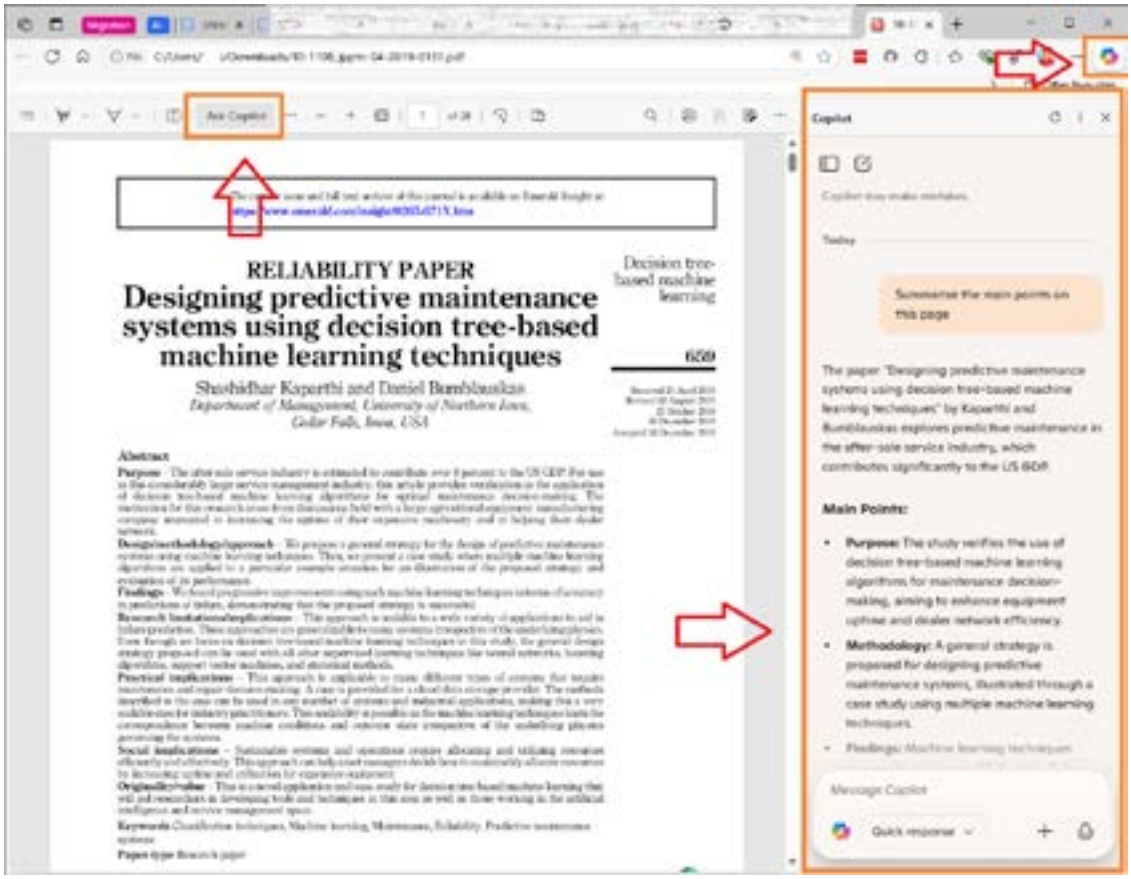


Figure 3: Using Microsoft's Copilot in Edge browser to interact with an academic paper.



Figure 4: Using Google LM to interact with multiple Academic Paper

Multi-Document Synthesis (Google's NotebookLM)

The final phase of the literature review involved synthesis. Multiple PDFs were uploaded into a single Google NotebookLM project (Section 1, Figure 4). This tool is specifically designed to be "source-grounded," meaning its conversational responses are based exclusively on the documents provided by the user. Each statement in its output (Section 2, figure 4) includes a clickable citation that links directly to the relevant passage in the source document, ensuring full transparency and verifiability. As illustrated in figure 4, the researcher could then pose complex, cross-document queries like, "*Create a table comparing the machine learning models, datasets, and reported accuracies from papers A, B, and C"* or *"Synthesise the main challenges in implementing predictive maintenance that are identified across all uploaded sources"*. This step proved invaluable for identifying consensus, contradictions, and ultimately, the research gap that the new manuscript would address.

Manuscript Drafting: Leveraging Generative AI

With a robust synthesis of the literature complete, the focus shifted to generating the manuscript itself.

Outlining and Structuring

The synthesised notes and identified research gap from NotebookLM were fed into a general-purpose tool like ChatGPT. A carefully crafted prompt, such as *"Act as a research engineer specialising in asset management. Based on the following synthesised literature review points and the identified research gap, create a detailed outline for the Introduction and Literature Review sections of a conference paper on predictive maintenance in coal mining,"* was used to generate a logical structure for the manuscript.

Data Interpretation and Presentation

The case study also demonstrated AI's multimodal capabilities. An image of a chart showing equipment failure rates over time was uploaded to a custom GPT. The prompt asked the AI to provide a draft interpretation of the trends shown in the graph and to suggest alternative methods for visualising the data to enhance clarity. This showcased how AI can assist not just with text, but with the interpretation and presentation of research results. See figure 5.

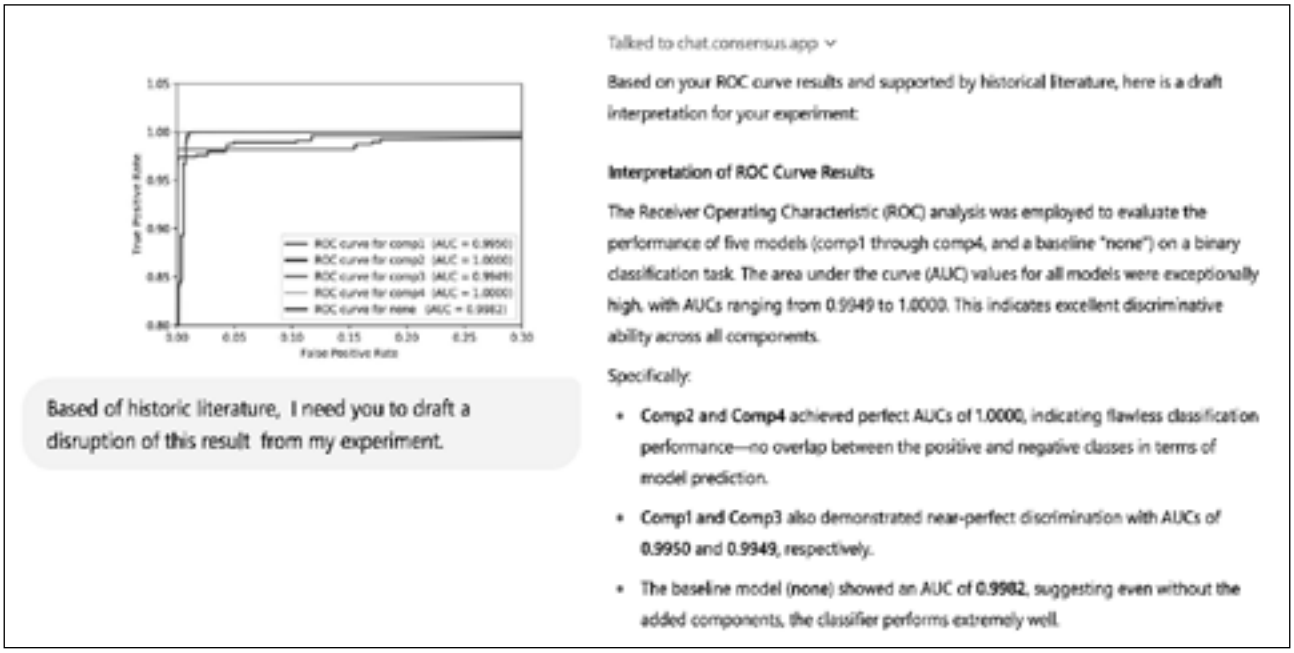


Figure 5: ChatGPT for Analysis Interpretation.

Revisions and Editing: Iterative Enhancements with AI Tools

The raw draft, while quickly generated, required significant refinement to meet publication standards.

Language and Style Refinement

The draft manuscript was processed using a specialised academic writing assistant, Paperpal. Unlike general LLMs, tools like Paperpal are specifically trained on millions of published scholarly articles. They provide suggestions that go beyond basic grammar and spelling to improve academic tone, conciseness, word choice, and logical flow, ensuring the manuscript adheres to disciplinary conventions. This step was particularly effective in ensuring the language was polished to a professional standard, which is often emphasized for non-native English speakers.

IMPACTS OF AI INTEGRATIONS, LIMITATIONS & BEST PRACTICES FOR AI INTEGRATIONS STRATEGIES

The integration of artificial intelligence into academic writing yields quantifiable impacts across the key dimensions of efficiency, quality, and productivity (Song and Song, 2023). In terms of efficiency, research demonstrates substantial time reductions; a study at Carnegie Mellon University found that generative AI reduces graduate-level writing time by 65%, while other analyses show faculty saving over 22 hours per week. The quality of output is enhanced by AI, especially when used properly (Usdan et al., 2024). A separate University of Waterloo study found that reviewers perceived AI-paraphrased abstracts as more "honest and compelling" than human-written versions (Hadan et al., 2024). The result of these dual enhancements in speed and quality is significant productivity gains. The conclusion is supported by students who attribute their increased output directly to AI, and by broader economic projections suggesting substantial value from AI's application in knowledge work.

The two main risks that LLMs face are their propensity for hallucination and the presence of embedded biases. Hallucinations occur because the models are probabilistic tools designed to predict the next word rather than verify truth, leading them to generate factually incorrect or entirely fabricated content with confidence. An example would be fabricating references citing non-existent journal papers created by an AI. Complicating this issue is algorithmic and data bias, where AI systems inherit and potentially amplify the biases within their training data. In an academic context, this can result in literature summaries that over-represent majority viewpoints or the use of non-inclusive terminology. This creates a skewed perspective that is difficult to detect and correct due to its deep integration within the model's architecture and data sources.

To mitigate risks such as data fabrication when using AI in research, a multi-faceted approach centred on three key safeguards is essential. The foundational safeguard is maintaining a "researcher-in-the-loop," which requires the researcher to apply constant critical evaluation, fact-checking, and editing to all AI-generated outputs, thereby retaining full accountability for the final work. Advanced prompt engineering, which involves researchers crafting clear, context-rich instructions, complements this oversight. For example, assigning the AI a specific role or asking for step-by-step reasoning can improve the quality of the output and reduce the likelihood of hallucinations. Finally, for tasks demanding factual accuracy, researchers should prioritise source-grounded tools like NotebookLM or Scopus AI, which are explicitly designed to base their responses on provided data, further minimising the risk of fabrication.

CONCLUSION AND RECOMMENDATIONS

Conclusion

This study successfully demonstrated the potential of integrating LLMs into the academic research communication workflow within mining engineering. The effectiveness of these AI tools can be significantly increased by accelerating literature review and drafting through a practical case study on predictive maintenance. Furthermore, enhance the quality of manuscripts through iterative editing, and enhance overall research productivity. A workflow that utilizes specific AI tools for distinct tasks, from literature synthesis to manuscript revision, is the key contribution, while emphasizing a critical, researcher-in-the-loop approach to mitigate risks such as inaccuracy and uphold intellectual integrity.

Furthermore, the study highlights the critical importance of adopting digital skills in mining engineering education. Modern research excellence requires the ability to effectively and ethically leverage AI tools, not just a peripheral skill. As AI becomes more embedded in the scholarly ecosystem, from research discovery to peer review, proficiency in its use will be a key determinant of a researcher's impact and success.

Google's AI Co-Scientist, a multi-agent system designed to work collaboratively with human researchers, is a notable tool in development that aims to generate innovative hypotheses, outline research plans, and propose experimental protocols (Gottweis and Natarajan, 2025). Despite being in development, its future release has significant potential for mining engineering. Specifically, it could be instrumental in generating innovative solutions for complex operational challenges, such as optimising ore processing based on grade variability, enhancing predictive maintenance for haulage fleets' components, or designing more effective strategies for tailings management and mine reclamation.

Recommendations

A coordinated approach is recommended across individual, educational, and institutional levels to foster the responsible and effective integration of AI in mining engineering research.

As researchers, it is imperative to use AI writing assistants as complementary tools that complement, not replace, critical thinking and domain expertise. This requires a personal commitment to improving new skills, especially in prompt engineering, and establishing a comprehensive process for systematically validating all AI-generated content to guarantee accuracy and originality.

Educators are tasked with preparing the next generation for a professional landscape where AI tools are standard. This requires integrating training on digital competencies and the ethical use of AI directly into academic curricula, such as for mining engineering, to ensure that students graduate with the necessary skills to navigate these technologies responsibly.

For specialised knowledge repositories (in this case, OneMine), it is recommended that they pursue the strategic integration of LLMs to enhance research capabilities within their domain. OneMine, which has the largest collection of mining and minerals-related literature in the world, is in a unique position to utilize this technology. Following the example of broad-spectrum databases like Elsevier's Scopus AI, OneMine could develop an AI tool that is specific to mining engineering and academics to fundamentally improve the research workflow for mining engineers and academics.

ACKNOWLEDGEMENTS

APPENDIX

Table 1. General Academic AI tool section guide (Adapted from Amanda Heidt (Heidt, 2025))

	Academic writing stage	AI tools highlighted in the article	Typical ways they help at that stage
1	Literature search & rapid review	Research, Semantic Scholar, SciSpace (Chat with PDF), Claude, NotebookLM, PDF.ai, Research Rabbit, Scite, Elicit (Chat GPT with Conscensus GPT or any research related GPT)	Automate broad and deep searches, surface and rank the best-fit papers, produce structured summaries with citations, let you query single PDFs conversationally, and visualise citation networks to see how ideas connect.
2	Gap spotting & hypothesis generation	Research Rabbit (+ ChatGPT), Gemini Deep Research, Scite, Elicit, ChatGPT/ Claude, Consensus, Google Notebook LM, Scholar AI	Map clusters of related work, suggest unexplored connections, and draft or stress-test candidate research questions or hypotheses.
3	Experimental design & troubleshooting	CRESt (Copilot for Real-world Experimental Scientist), Gemini Deep Research (research-plan generator), Scite, Elicit, ChatGPT/Claude	Propose experimental workflows, prioritise variables, control lab hardware (CRESt), calculate dilutions, and diagnose protocol problems in plain language.
4	Data analysis, coding & visualisation	GitHub Copilot, Amazon Q Developer (formerly CodeWhisperer), Anysphere Cursor, ChatGPT Codex, Claude, CatalyzeX	Auto-write or debug R/Python code, generate complex interactive plots, suggest statistical tests, and surface reusable open-source pipelines so you don't reinvent the wheel.
5	Drafting the manuscript (initial writing)	ChatGPT, Claude, Gemini Deep Research, SciSpace, Coral AI, Quillbot, OpenAI Whisper	Turn outlines into prose, translate or transcribe, rephrase for clarity, and conform to disciplinary tone.
6	Editing, style & compliance	Paperpal, Thesify, SciSpace, Quillbot, ChatGPT/Claude, Grammely	Check journal-specific guidelines, fix grammar and flow, adjust academic tone, and spot missing sections or inconsistent terminology.
7	Citation & reference management	SciSpace (built-in reference organiser), Semantic Scholar, Research Rabbit, Paperpal, Scholar AI	Insert correctly formatted citations, export bibliographies, track seminal papers, and flag retracted or low-quality sources.
8	Grant & publication targeting	Thesify	Provides grant-proposal templates, coaches structure and recommends suitable conferences or journals for submission.

REFERENCES

Cao, X., Xu, W., Zhao, J., Duan, Y., Yang, X., 2024. Research on Large Language Model for Coal Mine Equipment Maintenance Based on Multi-Source Text. Appl. Sci. 14, 2946. https://doi.org/10.3390/app14072946

Gottweis, J., Natarajan, V., 2025. Accelerating scientific breakthroughs with an AI co-scientist. Google Reasearch. URL https://research.google/blog/accelerating-scientific-breakthroughs-with-an-ai-co-scientist/ (accessed 6.27.25).

Gruda, D., 2025. Three AI-powered steps to faster, smarter peer review. Nature d41586-025-00526–0. https://doi.org/10.1038/d41586-025-00526-0

Hadan, H., Wang, D.M., Mogavi, R.H., Tu, J., Zhang-Kennedy, L., Nacke, L.E., 2024. The great AI witch hunt: Reviewers' perception and (Mis)conception of generative AI in research writing. Comput. Hum. Behav. Artif. Hum. 2, 100095. https://doi.org/10.1016/j.chbah.2024.100095

Heidt, A., 2025. AI for research: the ultimate guide to choosing the right tool. Nature 640, 555–557. https://doi.org/10.1038/d41586-025-01069-0

Huang, J., Tan, M., 2023. The role of ChatGPT in scientific communication: writing better scientific review articles. Am. J. Cancer Res. 13, 1148–1154.

Naddaf, M., 2025. AI is transforming peer review — and many scientists are worried. Nature 639, 852–854. https://doi.org/10.1038/d41586-025-00894-7

Scherbakov, D., Hubig, N., Jansari, V., Bakumenko, A., Lenert, L.A., 2025. The emergence of large language models as tools in literature reviews: a large language model-assisted systematic review. J. Am. Med. Inform. Assoc. 32, 1071–1086. https://doi.org/10.1093/jamia/ocaf063

Song, C., Song, Y., 2023. Enhancing academic writing skills and motivation: assessing the efficacy of ChatGPT in AI-assisted language learning for EFL students. Front. Psychol. 14, 1260843. https://doi.org/10.3389/fpsyg.2023.1260843

Usdan, J., Connell Pensky, A., Chang, H., 2024. Generative AI's Impact on Graduate Student Writing Productivity and Quality. https://doi.org/10.2139/ssrn.4941022

Zou, J., 2024. ChatGPT is transforming peer review — how can we use it responsibly? Nature 635, 10–10. https://doi.org/10.1038/d41586-024-03588-8

UTILISING LIDAR SCANNING FOR GEOLOGICAL MAPPING AND MODELLING EDUCATION IN SIMULATED MINE ENVIRONMENTS

C. Birch[1],*, H. Grobler[2]

[1] *The University of the Witwatersrand, Johannesburg, South Africa.*
*(*Corresponding Author: clinton.birch@wits.ac.za)*
[2] *University of Johannesburg, Johannesburg, South Africa.*

ABSTRACT

The University of Johannesburg (UJ) and the University of the Witwatersrand (Wits Mining) both have mock mines. In the Wits Mining tunnel, simulated geology was moulded and painted, and for years, it has served as a training ground for geological mapping and modelling courses. An Apple LiDAR scanner has been used to 3D scan the tunnel, generating a point cloud that is now available to students to assist them in developing their assignment geological models. UJ's tunnel also features simulated geology but this had not been integrated into a broader 3D geological model. This study developed a simulated borehole database using the LiDAR scan of the UJ tunnel, thus allowing students to create 3D geological models.

Keywords: geological modelling, simulated mine environment, LiDAR, CloudCompare, Leapfrog Geo.

INTRODUCTION

While mine mock-ups are commonly found at various mines and mining schools, ones with simulated geology and a corresponding 3D geological model are scarce. An overview of the University of the Witwatersrand (Wits Mining) geological modelling training was presented at the Society of Mining Professors 6th Regional Conference in Johannesburg (2018). As part of this overview, the Wits Mining tunnel and accompanying 3D geological model was found to be unique with no other examples identified (Birch, 2018). The University of Johannesburg (UJ) is currently developing an extensive mine mock-up used for training as well as research. A portion of the mock-up has geology represented on the tunnel walls. This geology representation has been scanned using various light detection and ranging (LiDAR) systems including terestial laser scanning (TLS), mobile laser scanning (MLS) and Apple LiDAR (Birch, Grobler & Olivier, 2025). This paper presents the utilisation of these LiDAR scans in the development of a 3D geological model as well as incorporating LiDAR techniques into the teaching curriculum.

Background on Geological Mapping in Mining Education

Wits Mining has a suite of short courses that are offered to delegates from the mining industry. Successful completion of nine courses allows the delegate to qualify for the Advanced Mineral Resource Management (MRM) of Advanced Mine Planning certificates. These are presented at the equivalent of National Qualifications Framework (NQF) Level 6. The MRM 5 Geological Modelling forms part of the courses on offer. The MRM Geological Modelling (MRM 5) course focuses on the following:

- Geological Data Analysis: Reviewing geological information used in computer-based geological models and comparing traditional vs. computer modelling techniques.

- Theoretical Foundations: Provides a strong theoretical basis to ensure geological models accurately represent the ore body.

- Data Integration: Focuses on maintaining consistency and congruency among various geoscientific datasets in the model.

- Model Credibility: Emphasises the significance of geological input in ensuring model reliability and credibility.

- Regulatory Compliance: Links geological modelling practices to the South African Code for the Reporting of Exploration Results, Mineral Resources and Mineral Reserves Code, stressing the importance of compliant reporting.

The module also includes three days of practical mapping of the tunnel and geological modelling using the Leapfrog Geo software. There has been training and software support from ARANZ Geo and Seequent since 2013 for this short course. The mapping and subsequent creation of the 3D geological model using Leapfrog Geo software is the individual assignment for this module and contributes 40% of the final grade.

Wits Mining and UJ Simulated Mines

Mine mock-ups and simulators are well-established training tools in the mining skills development space. These used for basic mining training including drilling, blasting, cleaning and tramming activities. The benefits of using mock-ups is that it allows training to be conducted in a controlled, safe environment which is free from the noise and other hazards found in the mining environment (Birch, 2018).

The Wits mine tunnel is 70m long and was built in 2012/2013 as part of the Wits DigiMine Project. The mock-up of an underground tunnel allows research to take place in a simulated underground mining environment. The tunnel is also used for teaching and learning. The mock-up mine in the African Rainbow Mines Building basement also includes a stope, rescue bay and lamp room. The facilities cost approximately US$830,000 and were built with Gold Fields, New Concept Mining, Mine Education Trust Fund and Sibanye sponsorship. The Wits Mining Institute is doing extensive research in the mock-ups (currently over 60 technologies installed the being tested). This includes developing advanced software that links the sensors in the stope and tunnel to high-technology infrastructure, including a control room and the Sterkfontein Caves.

The UJ tunnel complex was planned and developed from 2017 and officially opened in 2024. There is a strong focus on virtual reality and linking the virtual world into the physical environment. The tunnel complex was funded by Sibanye –Stillwater and cost approximately US$660,000 (Figure 1).

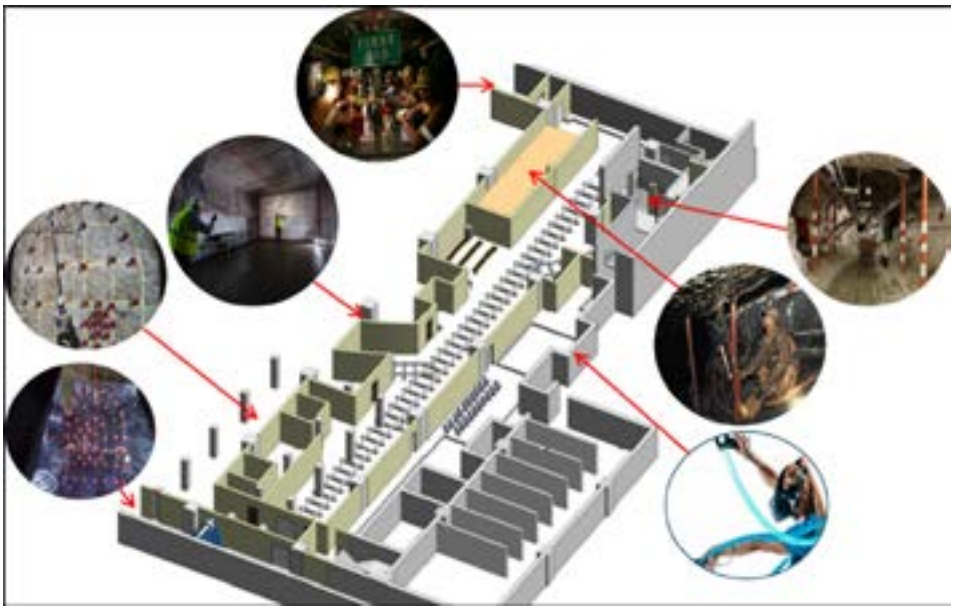


Figure 1. The UJ tunnel complex

The Wits Mining tunnel has allowed the students to gather their own geological information to understand the full process of creating geological models. Students have been very positive about the learning experience, and this type of learning is considered very beneficial to them. The mock-up is accessible without any special logistical requirements meaning it can be easily accessed and simulated underground teaching takes place in a well-ventilated, cool and safe environment. Once the UJ 3D geological model is created, both Wits Mining and UJ will then be in the position to provide geological mapping and modelling training in a simulated underground mine environment.

Research Objective

As new technologies become available, students should be exposed to them and allowed to explore their use in a safe environment. Apple LiDAR devices are plentiful and many students find their own Apple Pro iPhones are capable of producing high-quality 3D scans with the suitable applications (apps). These scans can also be used as the basis to produce 3D geological models and this is explored for educational purposes for UJ.

LITERATURE REVIEW

Applications of LiDAR in Geosciences

LiDAR has been widely adopted in various geoscientific applications allowing geological data to be captured with incredible accuracy as well as resolution (Tavani et al., 2022), including terrain modelling, structural geology, and cave mapping (Olivier, 2023). Its educational use is growing, with studies showing benefits in field training (Tavani et al., 2022) and virtual simulations (Smith & McNeal, 2024).

Studies have shown that TLS can be used for more than just surface mapping, but can also extract lithological information. Franceschi et al. (2009) used an Optech ILRIS 3D scanner and found that the intensity of the returned laser signal differed based on the target materials reflectivity. It was found that different rocks have differing reflective signatures and this property can thus be used to map the lithologies. They used this property to distinguish between limestones and marls because the clay minerals in clay minerals absorb near-infrared light stronger (Franceschi et al., 2009). This is a valuable tool where accessibility to the lithology is limited, for example, open-pit mine walls.

Tavani et al. (2022) explored the use of Apple smartphones (specifically the iPhone 12 Pro) for geological fieldwork. They determined that the built-in sensors like the LiDAR, GPS, magnetometer, gyroscope, accelerometer and the cameras can effectively replicate and even improve on traditional geological mapping using tapes, clinorules and compasses. They conducted extensive field tests and found their results showed high accuracy with average orientation errors less than 4o and location drift of under 2m. They noted, however, that the limited range (5m) hindered detailed scientific analysis of outcrops. Only the iPhone Pro and iPad Pro models newer than 2020 have LiDAR technology incorporated into their camera module (Tavani et al., 2022).

Overview of LiDAR Technology for Underground Geological Mapping

Apple LiDAR was tested in the Wits tunnel and stope, as well as underground at Mponeng Mine, as part of an MSc project in 2021 (Olivier, 2023). Scans were created from the Apple iPad Pro 11-inch with the following software:

- Scaniverse;
- 3D Scanner App;
- Polycam; and
- Sitescape.

The 3D Scanner App appears to be the most suitable of the applications tested, and the fully functional version is available for no charge. While the accuracy of the 3D scans created using Apple consumer devices is not considered suitable for mine survey purposes, it has been demonstrated to produce scans that can replace traditional geological mapping in narrow, confined areas. These areas are where the maximum range of 5m still allows effective scanning to take place. This was confirmed by recent testing conducted in the UJ tunnel. Three different laser scanners were used to scan the tunnel and compared to traditional geological mapping and Apple LiDAR scanning:

- The MLS FjD Trion P1 is a handheld scanner that can also be mounted on a backpack or vehicle.
- The TLS Riegl VZ600 is mounted on a lightweight camera tripod.
- The TLS Z&F 5010X must be mounted on a survey tripod and precisely levelled before scanning.

Traditional mapping equipment costs are low (although top-quality geological compasses can cost over US$1,000), but require skilled geologists to do the mapping. LiDAR-equipped Apple Pro devices can be obtained for approximately US$1,000. MLS scanners can be obtained for around US$15,000 (the FjD Trion P1). TLS scanners have very high costs (US$45,000 to US$70,000 for the Z&F 5010X and Riegl VZ600 respectively) (Birch, Grobler & Olivier, 2025).

When considering the speed and efficiency of the various geological mapping techniques and technologies, the following was noted (Birch, Grobler & Olivier, 2025):

- Traditional mapping for the UJ tunnel (18m) took 35 minutes. An additional hour required to plot the mapping and then digitise the contacts.
- LiDAR equipped Apple Pro devices scanned the tunnel at different rates depending on the app used, quality settings and the technique followed. The fastest was four minutes (stop, scan, pause, walk, stop, scan), whilst the slowest was 17 minutes (single scan, high-quality).
- MLS scanners are very efficient, and the tunnel was scanned in less than a minute (walking pace).
- TLS scanners are improving – the older Z&F 5010X was slow with precise levelling required (took 17 minutes), whilst the Riegl VZ600 was very fast and required just four minutes.

The accuracy of the Apple LiDAR scans was tested against the TLS Z&F 5010X scan. It was found that the E57 point cloud and GLTF mesh from the iPad Pro ranges between -10 cm and +10 cm, with 47% of the of the points falling within ±2 cm. The E57 point cloud from the iPhone Pro shows similar differences with 28% of the points within ± 2 cm of the reference scan and the same overall spread of ±10 cm (Birch, Grobler & Olivier, 2025). The quality of the Apple LiDAR scans was compared to the MLS scanner as shown in Figure 2.



Figure 2. Quality comparison between iPhone Pro (top), iPad Pro (middle) and FjD Trion P1 MLS (bottom).

The geology depicted on the walls of the UJ tunnel are clearly visible in the Apple LiDAR scans. The iPhone Pro scan (top) was done using just the ambient light in the tunnel, whilst the iPad Pro scan (middle) was done with a video light attached to the device. For scanning in unlit tunnels and stopes, additional illumination is required because the process requires the device to take photographs concurrent with the LiDAR points to build the 3D mesh (so partially photogrammetry). The success of the Apple LiDAR scanning conducted in the Wits tunnel, and subsequently at Mponeng Gold Mine has led to the use of Apple LiDAR by the mine's geology and rock engineering departments, replacing traditional mapping techniques in the ultra-deep narrow tabular stopes (Birch, Grobler & Olivier, 2025).

Educational Integration

Outdoor field experiences have traditionally been an integral part of geoscience education and are widely regarded as essential for professional development in the field. While this is still widely practiced in the geosciences, when it comes to mining geology access to working operations is becoming increasingly restricted. This is primarily due to health and safety concerns with mining companies not accepting the risk of students being exposed to the working environment. Virtual field experiences (VFEs) have been shown to allow students to 'visit' geologically significant sites globally that may otherwise be inaccessible due to logistics (time, cost, transportation) and environmental conditions (weather, terrain hazards) (Smith & McNeal, 2024). VFEs

offer substantial pedagogical, inclusivity, and practical benefits, making them a viable complement, or in some cases an alternative, to traditional fieldwork, especially when designed with clear objectives and adequate support structures.

There are, however, some limitations to the use of VFEs noted for developing practical field mapping skills. VFEs lack the physical and sensory interaction required when performing tasks like measuring strikes and dips of rock surfaces, examining grain textures or feeling the material properties of rocks or soil. They do not allow hands-on training with the basic mapping tools like compasses, clinorules, GPS units or working with topographical maps. It has been found that real-world terrain complexity are difficult to replicate in a digital models making interpreting structures difficult. So while VFEs offer some significant benefits, their effectiveness is maximized when used in conjunction with, rather than as a complete replacement for, hands-on field experiences (Smith & McNeal, 2024). Simulated learning environments are also gaining traction in geoscience pedagogy. Research by Guillaume et al. (2023) highlights the potential of immersive and interactive platforms to improve geological interpretation skills (Guillaume, Laurent & Genge, 2023). Yet, the fusion of LiDAR and physical tunnel simulations remains largely underexplored, especially for underground mapping education. It is felt that the combination of a physical mine environment (like the Wits and UJ tunnels) offer the students the ability to develop the basic geological mapping and 3D modelling skills in a safe environment.

METHODOLOGY

Simulated Tunnel Design

Only the final 18 m of the Wits mine tunnel and the spur has simulated geology exposed. The design portrays the rock types found in the Upper-Critical Zone of the Bushveld Complex. These include dark grey/black to represent the melanocratic chromite-rich layers of the Upper Group 1 (UG1) and Upper Group 2 (UG2), light blue-grey to represent the leucocratic layers like anorthosite, and browns to represent the pyroxenite and norite layers. A reverse fault is visible in two portions of the tunnel (i.e. in the main portion as well as a spur). A dyke is also visible and is painted black (Figure 3).



Figure 3. Wits mine tunnel geological features: Reverse fault; UG2 layer at the face of the tunnel; and dyke

The geology depicted in the UJ tunnel represents the Merensky Reef of the Bushveld Complex, and the Ventersdorp Contact Reef (VCR) on the contact between the Witwatersrand and Ventersdorp Supergroups. There is also a dyke and a fault (Figure 4). The opportunity exists to expand the geology to the entire complex, including a stope area, and even further up into the building.



Figure 4. UJ tunnel geology: Merensky Reef; portion with breccia; dyke with throw; and VCR with fault

Wits Mine Tunnel LiDAR Scanning Equipment and Process

For the Wits Mining 2025 MRM 5 (Geological Modelling) course, the students were provided with an 11 inch iPad Pro. This LiDAR equipped tablet was placed in a 3D printed holder with a video light attached to it (Figure 5). Students who have their own iPhone Pro devices downloaded 3D scanning apps and tested them in the tunnel.



Figure 5. Apple iPad Pro in 3D printed holder with video light

The scanning was done using the 3D Scanner App by Laan Labs (Laan Labs, 2025). The LiDAR Advanced scanning function allows scanning to be paused and then resumed. As long as there is a clear overlap, the software seamlessly meshes the different scans into a single file. The point clouds were exported in the LAS format. This file format has been developed for the interchange and archiving of LiDAR point cloud data and was found to work best for brining in the point clouds into Leapfrog Geo. The other point cloud and mesh formats tested (E57 and GLTF) lost the colour data, resulting in just the outline of the tunnel. This file format can

be imported into CloudCompare for georeferencing. CloudCompare is open source 3D point cloud and mesh processing software (CloudCompare, 2025). The georeferenced point cloud can be imported into Leapfrog Geo, including the colour data for the points (Seequent, 2025). Figure 6 shows the georeferenced LAS point cloud of the Wits mine tunnel within the Leapfrog Geo model.

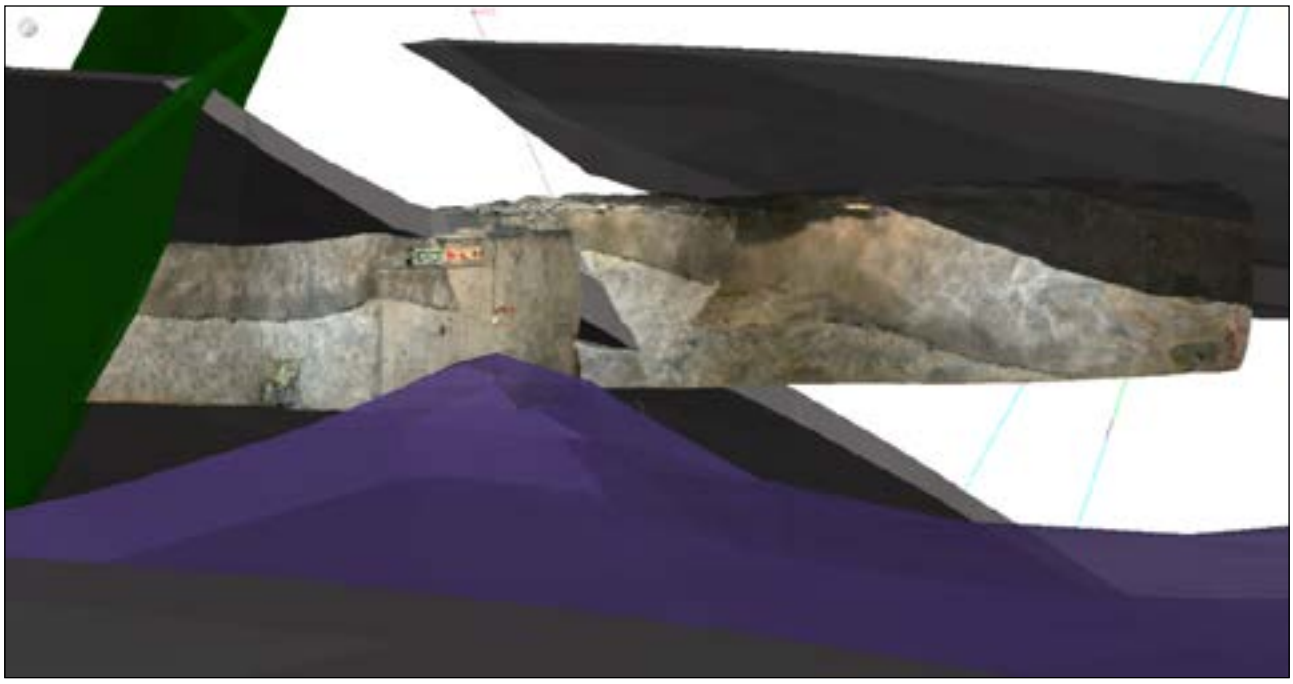


Figure 6. Apple LiDAR scan LAS point cloud within the Wits mine tunnel Leapfrog Geo model

Processing Workflow for Creating UJ Tunnel Geology Model

While a 3D geological model created prior to moulding and painting the geology onto the Wits mine tunnel walls, no such model existed for the UJ tunnel. The process followed for the development of the UJ model starts with the LiDAR scan. There are four survey points in the tunnel for which coordinates are available. The LAS point cloud is georeferenced using these survey points in CloudCompare (using the cloud alignment process). The georeferenced point cloud is then exported as ASCII points (X, Y, Z, Red, Green, Blue). These points can then be imported into Leapfrog Geo and the points colourised by converting the Red, Green and Blue values to Hex values. This is shown in Figure 7.

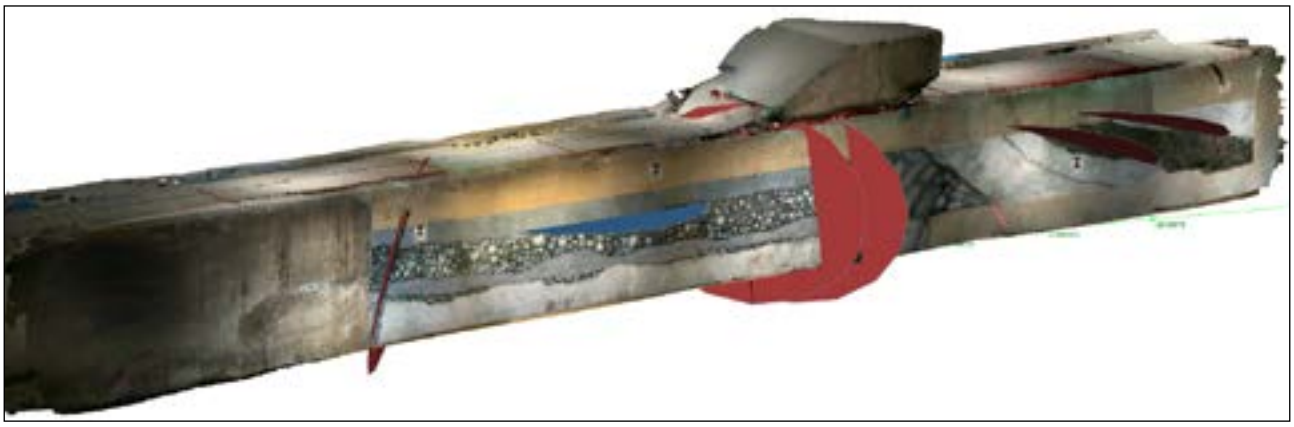


Figure 7. Colourised and georeferenced point cloud in Leapfrog Geo showing structural discs

Cloud compare can save selected points as a list. Three points are selected on each of the relevant features to be created in the geology model (fault, VCR, Dyke and Merensky Reef). These points are imported into Excel where the centroid, dip and dip azimuth are calculated using the method developed by Martinez-Torres et al. (Martinez-Torres, Lopetegui & Eguiluz, 2012). A topographical surface was created using QGIS (QGIS, 2025) and an open source digital elevation model (DEM). This DEM is exported to CloudCompare (CloudCompare, 2025) and the points extracted in ASCII format. The alterations required by Leapfrog Geo to the survey coordinates are simpler to adjust in Microsoft Excel. South Africa uses the LO Coordinate System which has X and Y values increasing towards the west and south – opposite to the traditional Cartesian plane that geological models use. Changing both the X and Y values to negative values ensures that the modelling software displays the data and subsequent model correctly.

The basic geological model is created in Leapfrog Geo using structural discs created from the centroid, dip and dip azimuth information for the geological features (Figure 7). The age relationships for the model are as follows:

- Fault;
- Dyke (with associated breccia);
- Merensky Reef Hangingwall (anorthosite and norite);
- Merensky Reef (chromitite and pegmatoidal pyroxenite);
- Merensky Reef Footwall (anorthosite, norite, pyroxenite and harzburgite);
- UG2 (chromitite);
- UG2 Footwall (norite);
- Lava (Ventersdorp lava);
- VCR (conglomerate); and
- Wits (Witwatersrand quartzite).

The UG2 is not intersected in the tunnel but included 50m below the Merensky Reef. The lithology contact surfaces intersecting the tunnel can be seen in Figure 8.

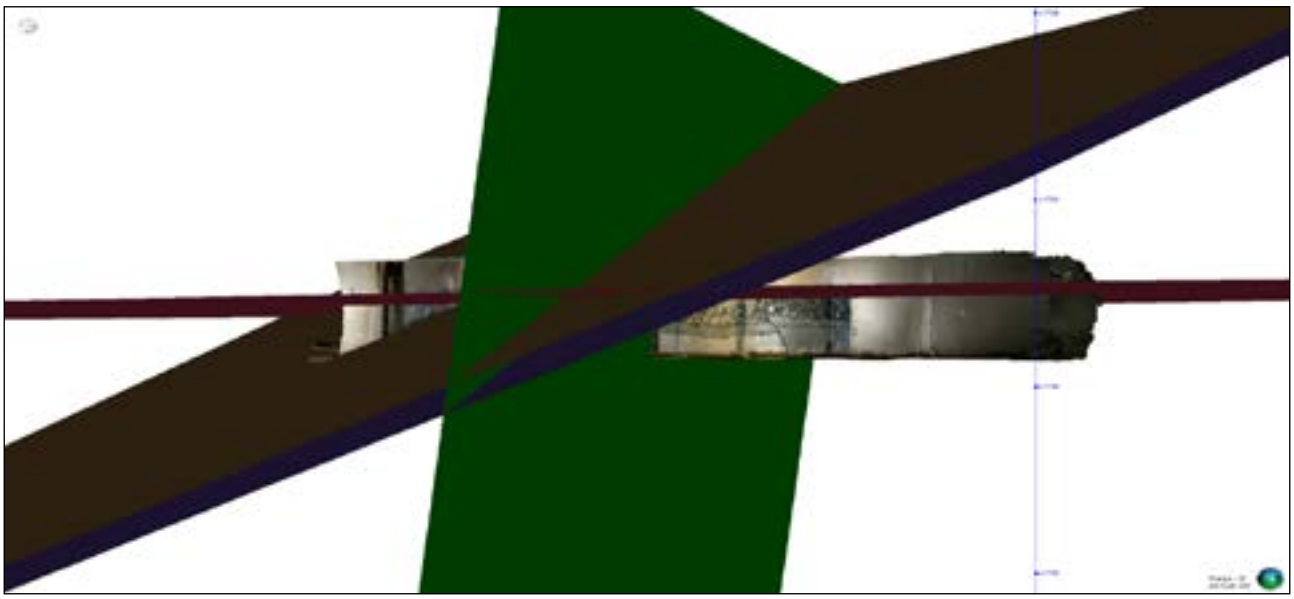


Figure 8. Lithology contact planes

The lithology contacts are then used to identify the expected lithology encountered at each borehole position. A borehole database with 30 boreholes (20m by 20m grid) was created with the required collar, survey, and lithology file data. The initial 3D model was created using only vertical boreholes. The collar elevations are adjusted in Leapfrog Geo to be on the DEM topography surface. QGIS is used to georeferenced a satellite image of the surface which is then draped onto the DEM topography (Figure 9).

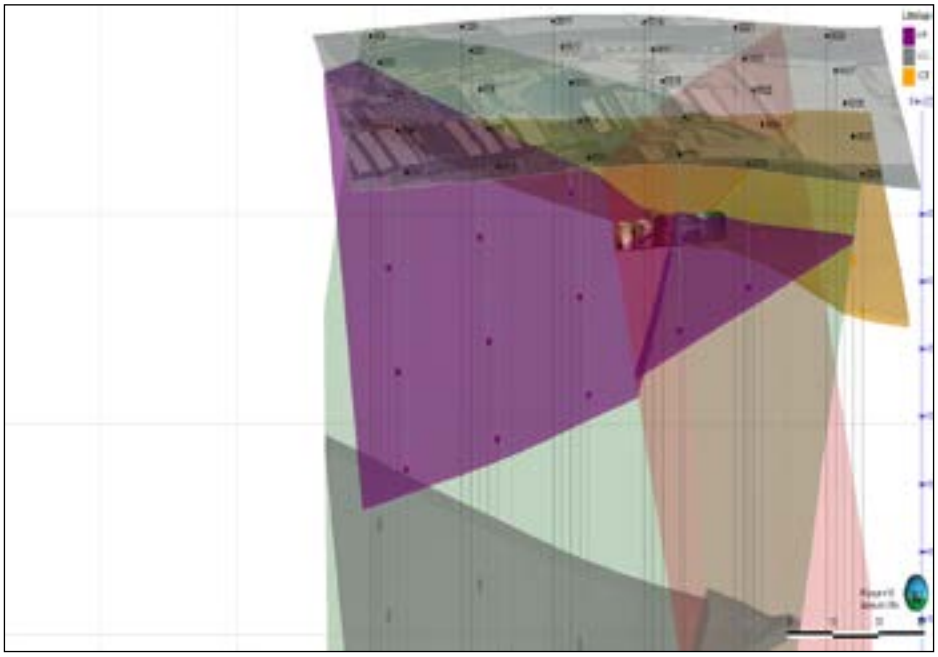


Figure 9. Borehole database with the 3D geological model showing the Merensky Reef, UG2, VCR, dyke, and the fault

The borehole database can be amended in future to include gold assay data for the VCR and platinum assays for the Merensky Reef. This will allow students to do numerical grade modelling and create block models for resource evaluations and mine planning. Errors can also be included in the borehole database before providing it to the students. This is to ensure the students do proper data validation as part of their modelling workflow. These errors could include a borehole where the collar is positioned far above the topography, a borehole with the dip reversed so it appears to be drilled into the sky, a borehole with no survey information and a borehole with no collar information.

RESULTS AND DISCUSSION

Evaluation Framework

Student feedback on the Wits Mining MRM 5 Geological Modelling course has been generally positive. Initially, the course included three days of theory and only two days of practical work, which involved mapping the Wits mine tunnel and completing various Leapfrog Geo training exercises. This structure was due to Seequent providing external instructors for the practical Leapfrog Geo training. Since 2022, however, Wits Mining staff, trained by Seequent, have taken over the delivery of the introductory Leapfrog Geo content. Based on student feedback, particularly from those without a geology background who found the practical component rushed, the course structure was revised. Over the past three years, the theoretical portion has been reduced to less than two days, allowing more time for hands-on training. Currently, the Wits mine tunnel is mapped and LiDAR scanned on the second afternoon of the course. The remaining three days are then dedicated to working with Leapfrog Geo, giving students more time to engage with the software and data.

In line with updates to Wits University's standing orders on assessments, an additional class-based assessment has been introduced. Students are now required to complete one of the Leapfrog Geo training exercises for marks, which accounts for 20% of the final grade. The final exam (three hours, closed book) contributes 40%, while the take-home assignment, creating a 3D geological model of the Wits mine tunnel using their own physical mapping, makes up the remaining 40%. This assignment is submitted four weeks after the course concludes. The inclusion of LiDAR scanning using Apple's LiDAR technology has further enriched the course. Students now gain practical experience in georeferencing point clouds and importing them into Leapfrog Geo. These point clouds serve as a valuable complement to their physical mapping, enhancing the accuracy and depth of their 3D models.

Educational Outcomes

Unfortunately, not all the students complete the module successfully. There has, however, been an increase in the number of students passing the module from only around 70% in 2020 and 2021, to 90% in 2025. This is considered due to the move towards less theory and spending more time with the practical exercises. The students generally did well with the theory, but poorly with the assignment in previous years. The 2025 class submitted the best assignments to date with many of the students including the colourised point cloud in their model, and ensuring the lithology units honoured the contacts clearly visible in the point cloud. In previous years there was little effort shown in bringing the traditional mapping observations into their assignment models.

Practical and Pedagogical Advantages

Since its completion in 2013, the Wits mine tunnel has been used for hands-on geological mapping and modelling training, integrated with the use of Leapfrog Geo software. This approach has proven effective in helping students physically observe geological features in a simulated mining environment and then translate their observations into 3D geological models. The combination of field-based mapping and digital modelling fosters student engagement and promotes active learning.

The integration of LiDAR technology has further enhanced this training by demonstrating how modern tools can streamline and improve the accuracy of geological data collection. It also exposes students to industry-relevant technological advancements. Recognizing the educational value of this approach, UJ is developing its own simulated mine environment. As part of this initiative, geological exposures are being incorporated into the design to mirror real-world conditions.

A component of the students' assessment includes conducting a literature review that compares the geology observed in the tunnel to that of the Western and Eastern Limbs of the Bushveld Complex. In the case of the Wits mine tunnel, the stratigraphic representation has some limitations. For example, the unit labelled UG1 is positioned unrealistically close to the UG2 and does not accurately reflect field conditions. In particular, the lithology attributed to the UG1, depicted as containing distinctive chromitite stringers within anorthosite above the main chromitite layer, is not representative of what is typically encountered in situ (Maier & Barnes, 2008).

Limitations and Considerations

Both UJ and Wits Mining feature relatively short training tunnels. At Wits, a simulated stope is included as part of the DigiMine complex. However, it was constructed in a manner that limits its usefulness for 3D geological modelling - the stope dips in the opposite direction to the geological features represented in the tunnel, making integration into a cohesive model impractical. In contrast, UJ's facility is more extensive. Located in the basement of a building dedicated to hands-on training, it offers greater flexibility for simulating geological features. Geology can be depicted in various orientations and across multiple floors, enabling students to con-

struct more intricate and realistic 3D geological models than those currently in use. Additionally, UJ's inclusion of a narrow stope area allows students to experience geological mapping in tight, confined conditions thus providing a more authentic representation of real-world underground environments than the more spacious tunnel settings.

CONCLUSION

Linking theoretical concepts to practical exercises provides students with valuable insights. Physically mapping geology in a simulated environment helps them grasp the techniques used by mining and exploration geologists to collect data for constructing 3D geological models. LiDAR technology is a recent addition to this toolkit and has been integrated into the Wits Mining MRM 5 Geological Modelling and Mapping module. Laser scanning (TLS and MLS) systems are prohibitively expensive. However, Apple's LiDAR, available on iPad and iPhone models released after 2020, offers an accessible, user-friendly scanning solution that functions effectively in confined spaces. These consumer devices are significantly more affordable than even the cheaper MLS systems, and many students already own them.

Both Wits and UJ feature mock-up mine tunnels and stopes with geological formations depicted on the walls. 3D geological models have now been developed for both institutions. As a result, UJ can now offer geological mapping and modelling courses similar to those Wits Mining has been delivering for over a decade. The physical layout of UJ's mock mine lends itself to further expansion of geological depictions, extending into the narrow stope areas and even upward into the building structure. Importantly, a purpose-built simulated mine environment is not strictly necessary for this type of training. Any suitable corridor or passageway can be adapted for geological modelling exercises.

ACKNOWLEDGEMENTS

The authors would like to acknowledge the following organisations:

- The University of the Witwatersrand School of Mining Engineering;
- The University of Johannesburg Department of Mining Engineering and Mine Survey;
- The Wits Mining Institute Sibanye-Stillwater Digital Mining Laboratory (DigiMine); and
- Seequent (Leapfrog Geo).

REFERENCES

Birch, C. 2018. Geological mapping and modelling training in the University of the Witwatersrand Mine Tunnel, South Africa. Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy. 118(8). DOI: 10.17159/2411-9717/2018/v118n8a3.

Birch, C., Grobler, H. & Olivier, A. 2025. Comparative analysis of underground geological mapping: traditional methods vs. LiDAR scanning with Apple devices and survey-grade laser scanners. In The Proceedings of APCOM, 2025. Perth, Australia: The Australasian Institute of Mining and Metallurgy. 13–34.

CloudCompare. 2025. 3D point cloud and mesh processing software Open Source Project. Available: cloudcompare.org.

Franceschi, M., Teza, G., Preto, N., Pesci, A., Galgaro, A. & Girardi, S. 2009. Discrimination between marls and limestones using intensity data from terrestrial laser scanner. ISPRS Journal of Photogrammetry and Remote Sensing. 64:522–528. DOI: 0.1016/j.isprsjprs.2009.03.003.

Guillaume, L., Laurent, V. & Genge, M.J. 2023. Immersive and interactive three-dimensional virtual fieldwork: Assessing the student learning experience and value to improve inclusivity of geosciences degrees. Journal of Geoscience Education. 71(4):462–475. DOI: 10.1080/10899995.2023.2200361;WGROUP:STRING:PUBLICATION.

Laan Labs. 2025. 3D Scanner App. Available: https://apps.apple.com/us/app/3d-scanner-app/id1419913995.

Maier, W.D. & Barnes, S.J. 2008. Platinum-group elements in the UG1 and UG2 chromitites, and the Bastard reef, at Impala platinum mine, western Bushveld Complex, South Africa: Evidence for late magmatic cumulate instability and reef constitution. South African Journal of Geology. 111(2–3):159–176. DOI: 10.2113/GSSAJG.111.2-3.159.

Martinez-Torres, L.M., Lopetegui, A. & Eguiluz, L. 2012. Automatic resolution of the three-points geological problem. Computers & Geosciences. 42:200–202. DOI: 10.1016/J.CAGEO.2011.08.031.

Olivier, A. 2023. Optimising the use of three-dimensional data to lower gold grade dilution by controlling stope width in the mining of ultra-deep complex ore bodies. The University of the Witwatersrand.

QGIS. 2025. Spatial without Compromise · QGIS Web Site. Available: https://qgis.org/ [2025, August 13].

Seequent. 2025. Leapfrog Geo 3D geological modelling software. Available: https://www.seequent.com/products-solutions/leapfrog-geo/ [2025, August 13].

Smith, T.G. & McNeal, K.S. 2024. Assessing motivations, benefits, and barriers of implementing virtual field experiences in geoscience-related disciplines. Journal of Geoscience Education. 72(4):438–449. DOI: 10.1080/10899995.2023.2258760.

Tavani, S., Billi, A., Corradetti, A., Mercuri, M., Bosman, A., Cuffaro, M., Seers, T. & Carminati, E. 2022. Smartphone assisted fieldwork: Towards the digital transition of geoscience fieldwork using LiDAR-equipped iPhones. Earth-Science Reviews. 227:103969. DOI: 10.1016/J.EARSCIREV.2022.103969.

MAPPING TAILINGS DAM FAILURE RISK IN TURKEY USING MULTI-TEMPORAL SAR INTERFEROMETRY AND MACHINE LEARNING

S. Perdikou [1, *], B. R. Nela [1], V. Maurya [1], A. Lees [1], S. Styliana [1]

GEOFEM, Nicosia, Cyprus
*(*Corresponding Author: skevi.perdikou@geofem.com)*

ABSTRACT

Tailings Storage Facilities (TSFs) are critical to mining operations but pose major environmental and safety risks if they fail. This study demonstrates an integrated satellite-based approach for early warning and risk mapping of TSFs. We combined multi-temporal InSAR (Small Baseline Subset, SBAS) with a spatio-temporal machine learning model. The method was applied to the Turkey TSF that failed on November 18, 2021. Sentinel-1 SAR imagery was used to generate time series displacements and to evaluate the applicability of advanced satellite techniques for mapping TSF failure risks, revealing clear signs of instability leading up to its failure. The risk mapping framework classified the site into No Risk, Low Risk, Medium Risk, and High Risk zones, accurately identifying the actual failure location as High Risk. These findings demonstrate that combining time-series InSAR-derived displacements with spatio-temporal machine learning approaches strengthens TSF failure risk assessment and accurately identifies potential failure zones.

Keywords: Tailings Storage Facilities (TSFs), Tailing Dam Failure, SAR Interferometry**,** Ground Displacements, Risk Failure Levels

INTRODUCTION

Tailings storage facilities (TSFs) are engineered structures designed to store the fine-grained, often hazardous by-products of mining operations, known as tailings. These waste materials, generated during mineral extraction and processing, typically consist of finely ground rock, residual chemicals and water, forming a slurry that is stored behind large embankments or dams (Blight, 2009). With the global demand for mineral resources steadily increasing (Cacciuttolo & Cano, 2022), the volume of mine tailings requiring safe and effective management is also rising significantly. Tailings dams, unlike water retention dams, are often constructed incrementally over extended periods, using materials sourced from within the mine site. This sequential construction method, combined with varying operational practices, has contributed to a significantly higher failure rate for tailings dams (Newland Bowker & Chambers, 2015). Failures can occur due to a range of factors, including slope instability, overtopping, seismic activity and foundation settlement, leading to catastrophic consequences such as environmental contamination, economic loss, and threats to human life (Yang et al., 2025). Monitoring the structural integrity of tailings dams is essential for early detection of instability.

A key objective is to track spatiotemporal ground displacement, which is particularly relevant in scenarios involving creep deformation, static liquefaction, settlement, or failure of the dam foundation. Traditionally, monitoring has relied on ground-based techniques such as geodetic surveys using total stations and theodolites, and the deployment of instruments like piezometers, inclinometers, and settlement cells. While these methods

offer high accuracy at specific points, they are often labour-intensive, costly, and limited in spatial coverage, making them less effective for large-scale or remote TSFs. In more recent years, remote sensing technologies, particularly Interferometric Synthetic Aperture Radar (InSAR) have emerged as a powerful tool for TSF monitoring. It enables the identification of both gradual and rapid ground movements (Yaragunda et al., 2025), offering a more complete picture of dam behaviour. The complex construction history and heterogeneous composition of TSFs mean that common displacement signals, such as those from consolidation settlement may not directly indicate failure, potentially leading to misinterpretation. Therefore, careful time-series analysis and spatial interpretation are essential. This study explores advanced InSAR approaches, particularly Multi-Temporal InSAR (MT-InSAR), for effective TSF monitoring. It investigates the deformation behaviour of tailings dams across different timelines and temporal baselines, aiming to improve the detection of early warning signs of instability. The study aims to refine risk assessments and contribute to the development of more reliable monitoring frameworks for TSFs.

STUDY AREA & DATA

The TSF is located in Yedikardeş village, within the Şebinkarahisar district of Giresun Province, Turkey. The site is associated with a lead-zinc-copper mining operation. A tailings dam failure occurred on 18 November 2021, resulting in the release of tailings material into the Darabul Stream, which subsequently reached the Kılıçkaya Dam approximately 5 km downstream (TEMA, 2021). The study area is illustrated in Figure 1, and the tailings dam failure is evident from the aerial imagery acquired by TEMA, as shown in Figure 2.



Figure 1. The study area showing the TSF (red polygon) located in the Şebinkarahisar region, Turkey, as seen in SPOT-6 pansharpened imagery acquired on 11th October 2021. The top-right image (aerial imagery) was acquired by TEMA and used to identify the dam failure area, highlighted by the black circle.

Figure 2 illustrates the impacts caused by the failure. The precise location of the damaged TSF is shown in Figure 2(a), while the flow of the tailings along the streams and the subsequent recovery efforts are depicted in Figures 2(b) and 2(c). Additionally, Figure 2(d) demonstrates how tailings can contaminate water resources through mixing with river water. This particular tailings disaster also had significant impacts on benthic habitats. Unfortunately, more than three years after the incident, no detailed studies or investigations specifically addressing the failure have been identified by the authors. Consequently, the root causes of the failure have not yet been formally documented (Theron, 2023).



Figure 2. Tailing dam failure damages and the resulting calamities caused by the overflow of tailing materials. All four aerial images were acquired (after the dam failure) by TEMA (Turkish Foundation for Combating Erosion, Afforestation and Protection of Natural Habitats). (a) The identified dam failure location that caused the devastation; (b) and (c) Overflow of tailing materials to the south side of the TSF after the dam failure, with blue dotted circles indicating heavy machinery working to contain the damage and remove the materials; (d) Water pollution caused by tailing materials mixing with the river water.

This study utilised Synthetic Aperture Radar (SAR) data acquired by the Sentinel-1 satellite, which operates in a near-polar, sun-synchronous orbit with a 6 or 12-day repeat cycle. The SAR instruments are side-looking, enabling the detection of surface displacement along the Line of Sight (LOS) direction. Details of the SAR dataset used for the deformation analysis are summarised in Table 1. Data were acquired in both ascending and descending orbits, with a 6-day revisit time. The use of both viewing geometries allows for deriving the vertical and horizontal velocity components.

Table 1. Satellite Dataset used for the InSAR deformation monitoring

Pass	Path	Polarisation	Period	Revisit Time (Days)
Ascending	116	VV	02 Jan 2019 - 11 Nov 2021	6
Descending	21	VV	08 Jan 2019 - 11 Nov 2021	6

METHODOLOGY

This section outlines the key methodologies employed in the study, which focused on evaluating tailings dam failure risk using satellite data.

MT-InSAR Approach (SBAS) & Tailings Dam Failure Risk Mapping

The Small Baseline Subset (SBAS) technique was employed to monitor the condition of the tailings dam and assess its risk to failure SBAS reconstructs the deformation time series for each pixel relative to the first acquisition by forming interferograms with small temporal and perpendicular baselines, thereby maintaining high interferometric coherence (Berardino et al., 2002). InSAR operates by analysing the phase differences between two or more radar images of the same area acquired at different times. These phase differences, known as interferograms, contain information about surface displacement that occurs between acquisition dates. The SBAS algorithm enhances the reliability of InSAR measurements by selecting image pairs with small temporal and spatial baselines, which reduces decorrelation effects caused by surface changes or imaging geometry and minimises phase noise. It generates a displacement time series by analysing a network of interferograms across multiple acquisition intervals. To mitigate atmospheric delays (caused by variations in water vapour) and orbital errors, SBAS applies filtering techniques that separate noise from actual ground deformation signals. The focus on small baselines further suppresses atmospheric disturbances. The final outputs of the SBAS process include cumulative deformation maps, which show total displacement over the monitoring period, and velocity maps, which indicate the rate of deformation at each pixel.

For the tailings dam, multiple time periods were analysed using different temporal baselines to minimise decorrelation caused by sediment consolidation, which can obscure displacements related to failure. Additionally, MT-InSAR analysis was conducted for a period of nearly two years (January 2019-November 2021, up to the failure event) and for a shorter period of approximately eight months (February 2021-November 2021) prior to the failure. Due to continuous changes in the TSF-such as the sequential construction of new dikes using earth and rock waste-it is optimal to use short temporal baselines in multi-temporal InSAR analysis. This approach helps to reduce decorrelation effects and improves the accuracy of estimated velocity rates. For this study, a 30-day temporal baseline was used for the MT-InSAR processing, while an 11-month time series displacement map (February 2021-November 2021) was generated for the risk mapping analysis. The same procedure was applied to both ascending and descending passes, and the vertical and horizontal velocity components were derived by combining the LOS velocities from both orbits. However, after generating the vertical velocity map, it remained challenging to fully identify and interpret regions at risk to failure. Therefore, a spatio-temporal analysis was performed to identify incremental displacements at the failure locations using the InSAR results.

RESULTS & DISCUSSIONS

Mapping Tailings Dam Failure Risk Using ML and MT-InSAR Approaches

Time series displacements were retrieved for the tailings dam in Turkey using Sentinel-1A/1B satellite imagery and the SBAS InSAR technique. For the MT-InSAR analysis, satellite images were used up to November 11, 2021, while the dam failure occurred on November 18, 2021. Images from the nine months prior to the failure were selected to assess the potential for predicting and mapping tailings dam failure risk. Initially, the LOS velocities were derived using the SBAS algorithm for both ascending and descending passes of the Sentinel-1 imagery. These individual LOS velocities were then decomposed to extract both horizontal and vertical velocity components. This study focuses primarily on the vertical velocity map (Figure 3) to illustrate the spatial distribution of low and high displacement zones. However, time series displacement plots were generated for both the vertical and horizontal components, as shown in Figure 4. For the vertical velocity, a positive sign indicates uplift, while a negative sign indicates subsidence. For the horizontal velocity, positive values represent movement toward the east, and negative values indicate movement toward the west.

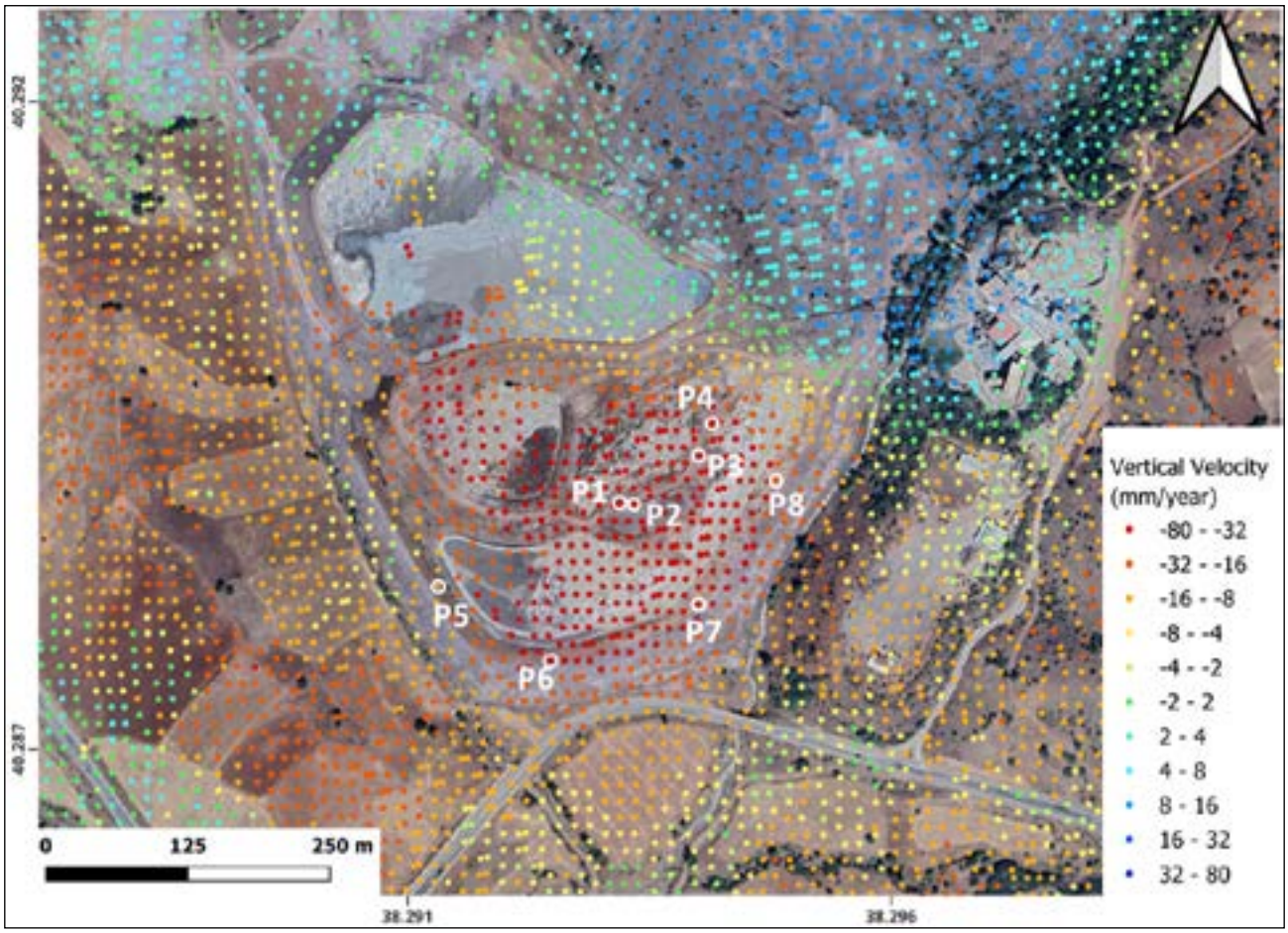


Figure 3. Annual average vertical velocity (mm/year) over the Turkey tailings dam, overlaid on 2025 Google satellite imagery. The velocity map was derived by combining both ascending and descending Sentinel-1 passes for the period February 2021 to November 2021 (up to the failure date, based on the last available orbital acquisitions) and was generated using the SBAS time-series InSAR technique. Points P1–P8 indicate locations selected to analyse displacement patterns along the dam walls.

Points P1 and P2 exhibited significant vertical displacements of more than 4 cm (subsidence) over the nine-month monitoring period (Figure 4a), along with approximately 3 cm of westward horizontal displacement (Figure 4b). These locations demonstrated the highest combined vertical and horizontal movements. In addition, several points along the outer dam wall, where failures typically initiate were selected to observe time series displacement variation during the monitoring period. Points P5 to P8 were selected for this purpose. Point P5 stopped exhibiting vertical displacements after March 2021. However, Points P6 to P8 showed vertical displacements of 2 to 3 cm over the nine-month period, which are lower than those observed at P1 and P2. Regarding horizontal movements, Points P5 and P6 showed cumulative westward displacements of 2 cm and 1 cm, respectively, during the monitoring period. Point P7 remained almost horizontally stable throughout the entire period, while Point P8 exhibited about 1 cm of eastward horizontal movement.

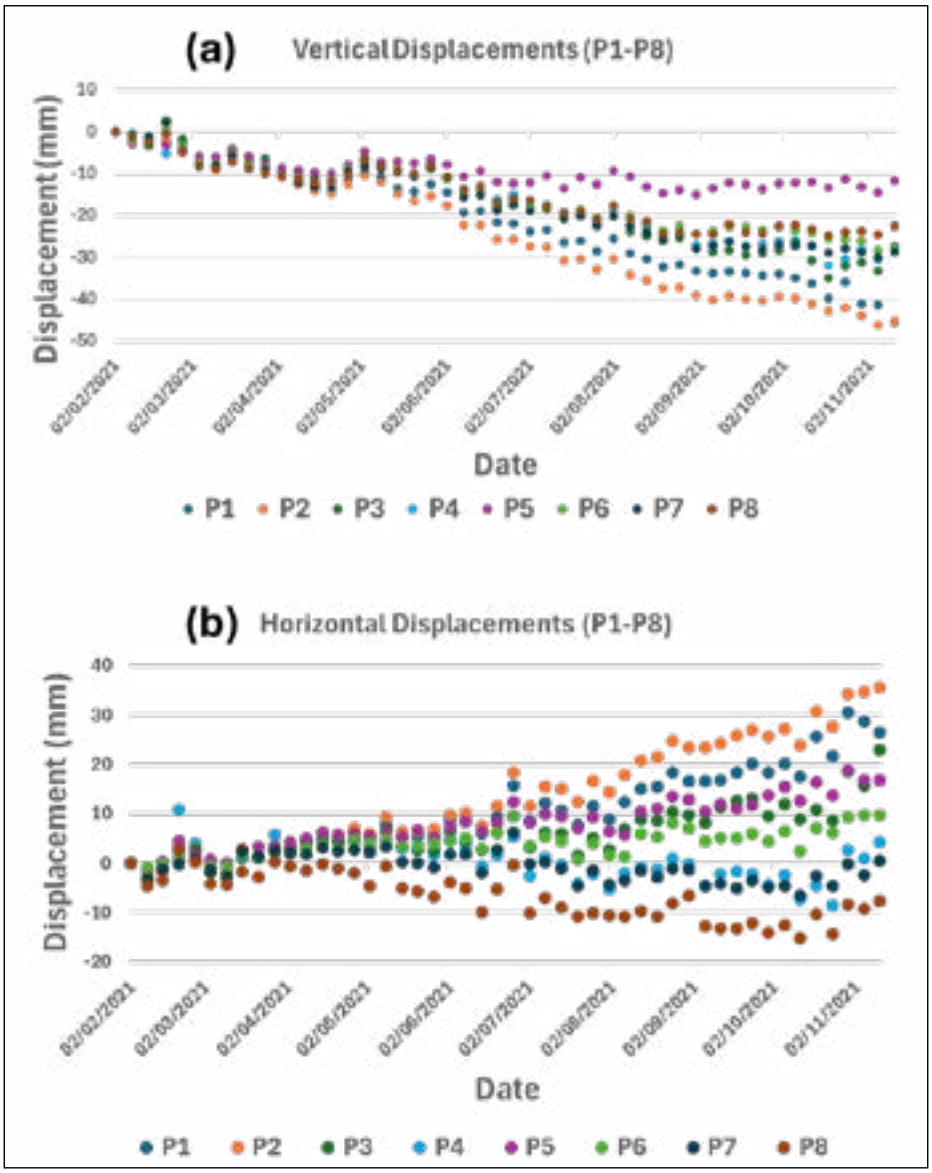


Figure 4. Time series displacement patterns for points P1–P8 (see Figure 3); (a) Vertical displacements; (b) Horizontal displacements.

To map dam failure risk, we first analysed the individual LOS velocities from each orbit. However, as observed with the vertical velocity results, it is challenging to delineate failure-prone zones using InSAR data alone. Therefore, this study applied a spatio-temporal analysis to address this limitation. Based on the displacement patterns and physical indicators of dam instability, we developed a machine learning model that integrates spatio-temporal InSAR features to classify risk levels. The resulting tailings dam failure risk map is shown in Figure 5.

This risk map identifies areas at risk to failure using SAR imagery from the nine-month period preceding the incident, demonstrating the predictive capabilities of satellite-based monitoring. Risk levels were classified into four categories: No Risk, Low Risk, Medium Risk, and High Risk. This approach successfully delineated the high-risk zone, which aligns precisely with the actual failure location of the tailings dam in Turkey. The spatial distribution of all risk classes, including the high-risk zone, is also illustrated in Figure 5. In the figure, the blue dotted box (bottom right side) indicates the mining area in the Google satellite imagery, while the red box highlights the identified dam failure zone. The algorithm effectively identified the highest-risk locations, matching the actual failure zone, with only a few pixels within this area classified as medium risk. Overall, the model clearly distinguishes the critical points as high risk.

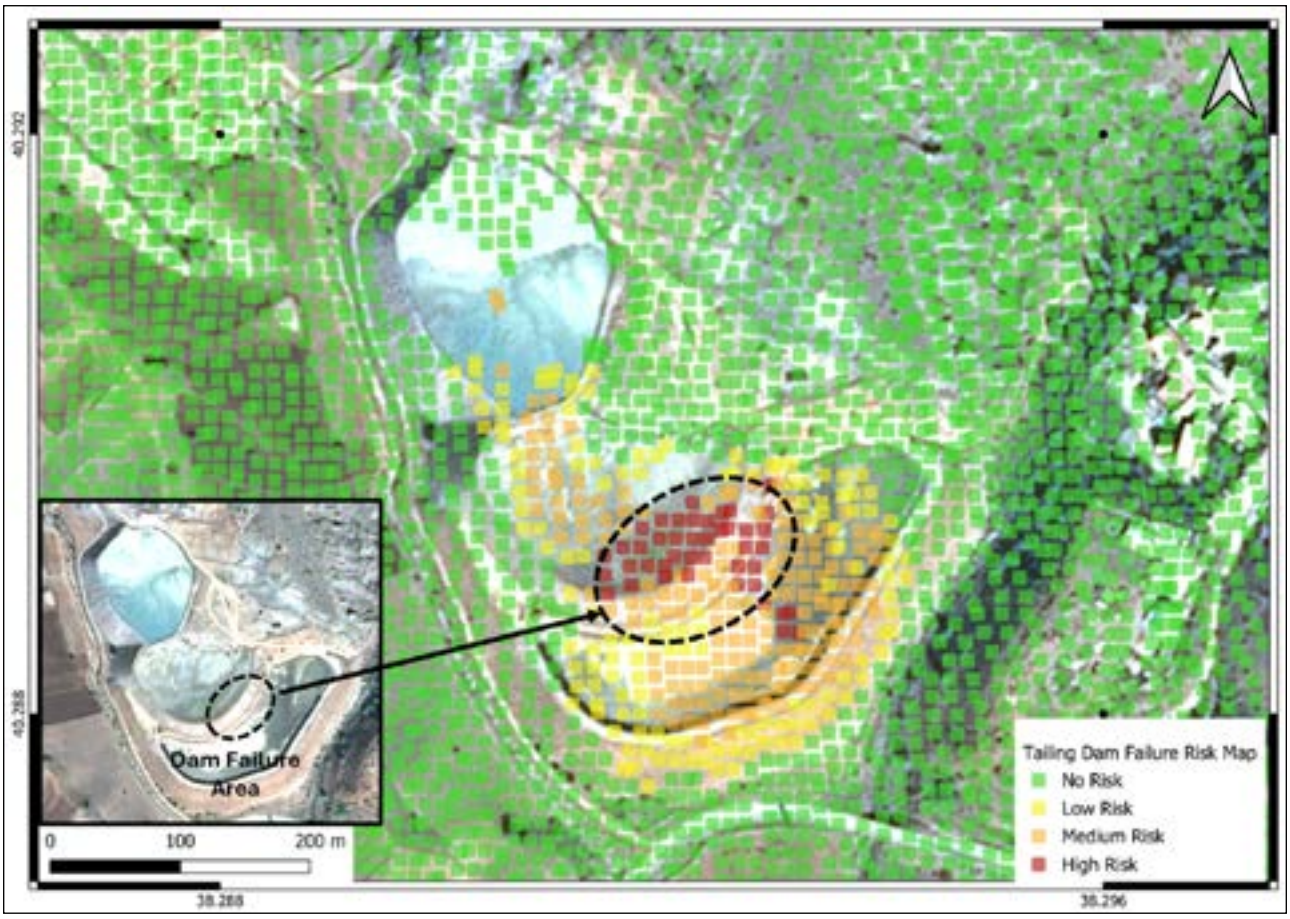


Figure 5. Tailings dam failure risk map identifying high-risk zones using a developed algorithm based on spatio-temporal analysis of InSAR displacements. The risk map is classified into four categories: No Risk, Low Risk, Medium Risk, and High Risk

CONCLUSIONS

This study demonstrated the integration of multi-temporal InSAR analysis for assessing the susceptibility of tailings dam failures. The Turkey tailings dam failure, which occurred on November 18, 2021, was used as a case study to explore the potential of advanced space-based remote sensing approaches to accurately map dam failure risks. Such approaches are critical for predicting high-risk zones, mitigating catastrophic events, and ultimately saving lives. In this study, Sentinel-1 SAR data were processed using the Small Baseline Subset (SBAS) technique to detect surface displacements preceding the failure. By incorporating machine learning techniques, the study classified risk levels into four categories: No Risk, Low Risk, Medium Risk, and High Risk. The resulting risk maps accurately identified failure-prone areas for the Turkey tailings dam case. These findings highlight the value of combining machine learning approaches with InSAR-derived displacements to support a more comprehensive risk evaluation framework. Overall, the approach presented in this study offers a robust, scalable, satellite-based methodology for early warning and risk assessment of tailings dams, contributing to improved monitoring, identification of failure risk zones with severity levels, and disaster risk reduction.

REFERENCES

Berardino, P., Fornaro, G., Lanari, R., & Sansosti, E. (2002). A new algorithm for surface deformation monitoring based on small baseline differential SAR interferograms. *IEEE Transactions on Geoscience and Remote Sensing*, *40*(11), 2375–2383. https://doi.org/10.1109/TGRS.2002.803792

Blight, G. E. (2009). *Geotechnical Engineering for Mine Waste Storage Facilities*. CRC Press. https://doi.org/10.1201/9780203859407

Cacciuttolo, C., & Cano, D. (2022). Environmental Impact Assessment of Mine Tailings Spill Considering Metallurgical Processes of Gold and Copper Mining: Case Studies in the Andean Countries of Chile and Peru. *Water*, *14*(19), 3057. https://doi.org/10.3390/w14193057

Newland Bowker, L., & Chambers, D. M. (2015). T*he risk, public liability, & economics of tailings storage facility failures*. www.csp2.org,

Theron, C. (2023). *Rainfall induced transient pressure wave mechanisms and pore water pressure dynamics in tailings*. http://etd.uwc.ac.za/

Turkish Foundation for Combating Erosion, A. and P. of N. H. (TEMA). (2021, November 30). Turkey tailing dam failure visuals. *Youtube*.

Yang, Z., Huang, X., Li, J., Li, Z., He, Q., & Hu, J. (2025). A new InSAR-based framework for assessing tailings dam failure risks: With the robust separation of consolidation settlements. *International Journal of Applied Earth Observation and Geoinformation*, *140*. https://doi.org/10.1016/j.jag.2025.104602

Yaragunda, V. R., Vaka, D. S., & Oikonomou, E. (2025). Land Subsidence Susceptibility Modelling in Attica, Greece: A Machine Learning Approach Using InSAR and Geospatial Data. *Earth*, *6*(3), 61. https://doi.org/10.3390/earth6030061.

AI-BASED COMPARATIVE ANALYSIS OF MACHINE LEARNING MODELS FOR GRINDING CIRCUIT PERFORMANCE

Y. Şahin[1]*, N. Doğan[2]

[1]Acacia Mining Operations, *Bağdere Köyü Çaylı Mahallesi No:50 Hanönü- KASTAMONU/ TÜRKİYE*
**Corresponding author: yunushacettepetr@gmail.com.tr*
[2]Selcuk University, Faculty of Technology, Department of Computer Engineering,
Alaeddin Keykubat Campus, Konya, 42075, Türkiye,
nurettin.dogan@selcuk.edu.tr , ndogan@ymail.com, https://orcid.org/0000-0002-8267-8469

ABSTRACT

In the copper ore grinding process, artificial intelligence-based methods are employed to optimize the grinding parameters relative to the ore's physical size. In a study based on actual field data, the grinding performance was modeled and compared using machine learning algorithms such as Random Forest, XGBoost, Artificial Neural Networks (ANNs), and Long Short-Term Memory (LSTM) networks. In the literature, the application of such algorithms in mineral processing and process control has been increasing, and similar studies have shown that the grinding product size can be predicted with high accuracy. In this article, the current literature on the application of the aforementioned algorithms to ore grinding processes is summarized; the performance of decision tree-based models (particularly Random Forest and XGBoost) in this field and the data structures and predictive performance of deep learning approaches such as ANNs and LSTMs are evaluated using example cases. The findings are presented in comparison with existing studies in the literature, highlighting the novel aspects and success of the proposed approach.

Key words: *Ore, Grinding circuit, Artificial intelligence, Machine learning, Random Forest, XGBoost, Artificial Neural Networks (ANN), Long Short-Term Memory (LSTM), Process optimization*

INTRODUCTION

Ore grinding is one of the most energy-intensive and cost-sensitive stages in mineral processing. Achieving the desired product fineness (e.g., P80) efficiently is critical for both operational performance and economic sustainability. Conventional control strategies, which often rely on fixed setpoints or operator intuition, have limited ability to capture the complex and nonlinear relationships among grinding variables.

With the rapid development of advanced sensors and automation systems, grinding circuits now generate large volumes of process data. Leveraging artificial intelligence (AI) and machine learning (ML) techniques to analyze these data has opened new opportunities for data-driven optimization, moving beyond rule-based control. Recent studies have demonstrated the potential of AI algorithms to enhance prediction accuracy, improve stability, and support real-time decision-making in mineral processing.For example, Random Forest (RF) models have been successfully applied as soft sensors to predict mill product size in real time. Lara and Aldrich (2017) reported that an RF-based soft sensor achieved reliable accuracy in predicting P80, significantly supporting operator decision-making. Similarly, Extreme Gradient Boosting (XGBoost) has emerged as a pow-

erful ensemble method in this domain. Chelgani et al. (2021) showed that an XGBoost model, enhanced with SHAP explainability, could model HPGR product size with high predictive performance. Fatahi et al. (2022) further confirmed XGBoost's strength in modeling energy consumption factors in cement grinding circuits.

Artificial Neural Networks (ANNs) have also been widely adopted to capture nonlinear dynamics in grinding processes. Umucu (2011) demonstrated that ANN-based models for limestone grinding achieved accuracies comparable to classical kinetic models, while Al-Bannoud et al. (2022) showed that ANN-based predictive control improved stability in ball mill circuits. In some industrial cases, deep neural networks have even outperformed tree-based models, achieving higher predictive accuracy in SAG mill optimization.

For systems with strong time-dependent behavior, Long Short-Term Memory (LSTM) networks have shown significant promise. Avalos et al. (2020) successfully applied an LSTM model to predict fluctuations in ore hardness in SAG mills, surpassing traditional ML approaches in short-term energy consumption forecasting. These findings highlight the suitability of recurrent neural networks in capturing sequential dependencies in grinding circuits.

In addition, comprehensive reviews such as Akbar et al. (2023) have summarized the growing role of deep learning in mining applications, emphasizing its transformative potential for mineral processing. Taken together, these studies highlight both the variety and effectiveness of AI methods in modeling and optimizing grinding circuits. Building on this literature, the present study provides a comparative evaluation of four different AI algorithms—Random Forest, XGBoost, ANN, and LSTM—using real copper-ore grinding data. By benchmarking their predictive performance against findings reported in previous works, this paper aims to identify the most effective approach for parameter optimization in grinding circuits and contribute to the advancement of intelligent process control in mineral processing.

MATERIALS AND METHODS

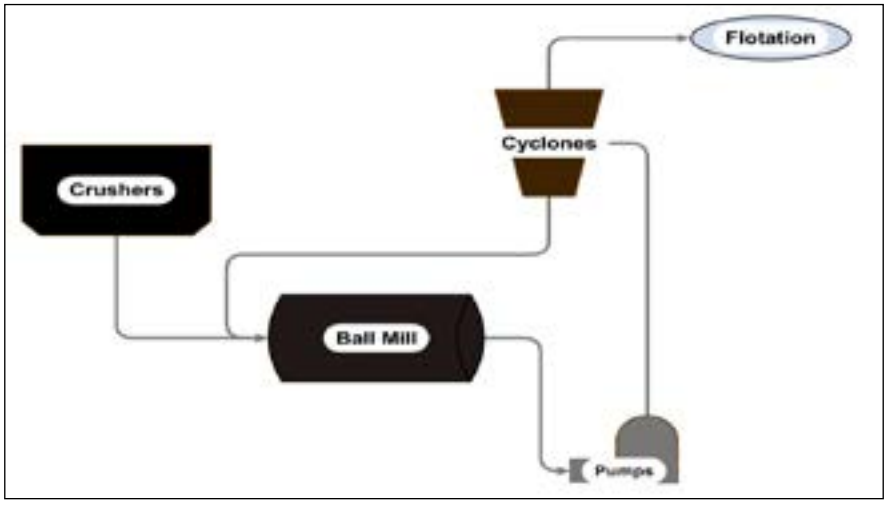


Figure 1 : Process flow diagram

Figure 1 illustrates the simplified process flow diagram of the copper ore grinding circuit considered in this study. The ore from the crushers is first fed into the ball mill, where size reduction occurs through grinding action. The ground slurry is then pumped to a cluster of hydrocyclones for classification. The fine fraction (overflow) is directed to the flotation stage for further beneficiation, while the coarse fraction (underflow) is returned to the ball mill for regrinding. The pumps ensure continuous circulation of the slurry between the ball mill and the cyclone cluster, thereby maintaining the closed-circuit operation.This process configuration represents a conventional grinding and classification circuit commonly employed in mineral processing plants. The diagram provides a clear overview of the operational units from which the dataset used in this study was collected, and highlights the critical points where process variables such as feed rate, mill power, cyclone pressure, and pulp density were measured.

At Acacia Mining Operations, a ball mill with a length of 8.2 meters, a diameter of 5.5 meters, and a power rating of 4400 kW is employed. Copper ore of –13 mm size from the crushing plant is ground in the ball mill using 70 mm grinding media at an appropriate filling ratio, and the slurry is subsequently fed to the cyclones via pumps. The ball mill is operated with a target throughput of 315 tons per hour. Material that is not adequately ground is recirculated as pebbles, whereas the ground material is transported to the cyclones by 400 kW slurry pumps. Sieve analyses of the cyclone feed indicate an average size distribution in the range of 800–1000 microns. The cyclones, with a feed inlet diameter of 500 mm, operate with a 90 mm apex and a 155 mm vortex finder. They direct the fine slurry, averaging 120–150 microns in size, to flotation, while the coarse underflow is recirculated back to the mill.

The ore processed at Acacia Mining Operations is predominantly a copper sulfide ore. The mineralogical composition is mainly characterized by chalcopyrite ($CuFeS_2$) as the primary copper-bearing mineral, accompanied by pyrite (FeS_2) and minor amounts of bornite (Cu_5FeS_4). The gangue minerals are largely composed of quartz, feldspar, and mica, with subordinate amounts of carbonates (calcite and dolomite). Chemical analyses indicate an average composition of 1.5% Cu, 23.17% Fe, 0.27% Zn, and 23.40% S. The mineralogical properties, particularly the association of chalcopyrite with pyrite and quartz, directly influence the grinding behavior and flotation response. These ore characteristics are also highly relevant for the development and validation of machine learning models, as they determine the input–output relationships in the grinding and classification processes.

Table 1: Dataset - Input & Output

Feed rate (tons/hours)	Mill Power (kW)	F80 (micron)	Cyclone number (pcs)	Cyclone Pressure (bar)	Load Ratio (%)	Pulp Density % (w/w)	Moist (%)	P80 (micron)
313,4	4006,5	8649	4	1,06	30,1	65,27	0,91	960
313,4	3998,7	9597	4	1,03	31,4	65,46	1,1	1049
307,4	3994,8	8325	4	1,09	30,0	73,08	1,06	890
305,2	3979,7	8407	4	1,16	30,8	66,71	1,4	917
301,2	3989,2	8851	4	0,91	30,5	72,26	1,03	936
301,0	3985,2	8912	4	1,14	31,8	70,97	1,16	953
288,0	3960,3	9745	4	0,91	31,7	72,84	0,9	1011
286,0	3955,0	8268	4	1,01	31,7	66,01	0,92	890
285,8	3949,8	9584	4	0,83	31,3	71,23	1,22	993
281,5	3945,0	8677	4	0,92	31,9	68,55	1,33	917
278,3	3939,0	8848	3	0,87	30,1	67,28	0,99	940
273,5	3933,9	8280	4	1,04	31,8	69,52	1,25	849
272,1	3930,2	9651	4	1,2	30,3	69,11	1,11	1000
257,9	3910,1	8186	3	1,11	30,1	68,42	1,04	844
257,7	3905,5	9731	4	0,93	32,0	74,21	1,02	960
252,3	3906,9	8517	3	0,92	31,6	74,12	0,74	839
251,9	3907,1	9661	4	0,98	31,9	72,9	1,12	960
251,8	3898,0	9245	3	1,05	30,0	70,83	1,36	926
221,3	3847,9	9418	3	0,83	31,0	73,51	0,77	898
220,1	3851,6	8862	3	1,17	31,1	69,8	1,03	866

Detaset and Characteristics: The data set used in this study was created by analyzing real-time operational data collected over a long period from the copper ore grinding circuit. These data cover the key variables affecting grinding performance. For example, mill feed rate, ball load ratio, mill power, size distribution of ground ore, slurry density in the grinding circuit, and the number and pressure of hydrocyclones. The effect of these variables on product fineness is well documented in the literature: for example, increasing the feed rate generally results in coarser product particle size, while maintaining slurry density within the optimal range increases grinding efficiency. Similarly, higher hydrocyclone pressure has been reported to result in finer cut size (finer product). Therefore, the input variables used for modeling were determined based on experience and literature studies, and real-synthetic process data were used for training the models.

The dataset consists of a total of 750~ data points. The particle size data were generated synthetically using artificial intelligence techniques. Since the plant does not have an active device capable of analyzing particle sizes above 500 microns and it was not feasible to perform sieve analyses at high frequency, synthetic data were produced based on the available measured data. During the generation of synthetic data, both SCADA system records and the knowledge of experienced plant personnel were utilized.

Table 2. Statistical summary of input parameters

	Mean	**Standard Deviation**	**Coefficient of Variation %**
Feed rate (tons/hours)	267.36	27.44	10.26
Mill Power (kW)	3924.50	43.69	1.11
F80 (micron)	8976.18	584.84	6.52
Cyclone number (pcs)	3.52	0.50	14.18
Cyclone Pressure (bar)	1.01	0.12	11.61
Load Ratio (%)	30.99	0.59	1.89
Pulp Density (%)	69.93	2.79	3.98
Moist (%)	1.10	0.23	20.55
P80 (micron)	922.67	67.31	7.30

Table 2 summarizes the descriptive statistics of the operational parameters employed in this study, including the mean, standard deviation (SD), and coefficient of variation (CV). These measures provide a quantitative assessment of the central tendency and variability of the dataset, thereby ensuring the reliability of the input variables prior to model training.The results indicate that the feed rate shows a mean of 267.36 t/h with a CV of 10.26%, reflecting moderate variability in throughput conditions. Mill power remains relatively stable (mean = 3924.51 kW, CV = 1.11%), which is consistent with the steady operational mode of the grinding circuit. The feed particle size (F80) exhibits a CV of 6.52%, indicating some fluctuations in ore size distribution that could affect grinding efficiency. Cyclone number (mean = 3.52, CV = 14.18%) and cyclone pressure (mean = 1.01 bar, CV = 11.61%) display higher relative variability, suggesting more dynamic operational adjustments in classification. Overall, the statistical summary highlights that while key parameters such as mill power are tightly controlled, other factors like feed rate and cyclone pressure introduce variability that can significantly influence product fineness and model predictability. These insights confirm the importance of incorporating multiple operational variables into machine learning models to adequately capture the dynamics of the grinding process.

Data Preprocessing: The variable importance analysis presented in Table shows that Feed Rate (30%), Ball Load (25%), and Cyclone Pressure (20%) are the dominant factors influencing grinding performance. Together, these three parameters account for nearly three-quarters of the model's explanatory power, which is consistent with findings in the literature.

Table 3: Variable relative importance %

Variable	**Relative Importance (%)**
Feed Rate (t/h)	30%
Ball Load (%)	25%
Cyclone Pressure (kPa)	20%
Feed Particle Size (F80, mm)	12%
Mill Power (kW)	8%
Pulp Density (% solids)	3%
Number of Cyclones (units)	2%

Feed rate has been reported as the most critical factor in determining product fineness. Lara and Aldrich (2017) demonstrated that fluctuations in throughput strongly influence P80 predictions in Random Forest-based models. Similarly, ball load plays a fundamental role in breakage intensity. Umucu (2011) highlighted its significant effect on grinding efficiency when modeling ball mill circuits with ANN-based approaches. Cyclone pressure also emerged as a key variable, as it directly governs classification cut size. Chelgani et al. (2021) showed that in HPGR product size modeling, classification-related parameters were among the most influential predictors.

Secondary variables such as feed particle size (F80, 12%) and mill power (8%) also play an important role but to a lesser extent. Avalos et al. (2020) found that variations in F80 strongly affect ore hardness dynamics in SAG mills, although other operational factors tend to dominate. Meanwhile, pulp density (3%) and the number of cyclones (2%) showed minimal importance in this dataset, likely because they were maintained within optimal operational ranges, limiting their variability.

Table 4 : Min-max situations

Feed Rate (t/h)	**Ball Load (%)**	**Pulp Density (%solids)**	**Cyclone Pressure (bar)**	**Product Particle Size P80 (µm)**
220 (min)	30 (min)	65 (min)	0.8 (min)	~600 (finest)
315 (max)	32 (max)	75 (max)	1.2 (max)	~1200 (coarser)

Overall, these findings are consistent with previously reported results, confirming that feed tonnage, ball charge, and classification pressure are the most decisive variables in determining grinding outcomes. The results also support the growing body of evidence that AI-driven models can successfully capture and quantify the relative importance of process variables in complex comminution systems (Akbar et al., 2023; Fatahi et al., 2022).

Model Selection and Algorithms: Four different machine learning algorithms were evaluated in this study:

- **Random Forest (RF):** Random Forest is an ensemble method that relies on training multiple decision trees on different subsets of the data and combining their results. This approach reduces the risk of overfitting compared to a single decision tree and improves generalization ability. Random Forest has been found to be successful in predicting instantaneous product size in grinding processes; for example, in one study an RF-based model using online sensor data was able to predict the P80 value at the mill output with high accuracy. An important advantage of RF is that it can also provide the relative importance of input variables, which helps process engineers understand which parameters are critical.

- **XGBoost (Extreme Gradient Boosted Trees):** XGBoost is an advanced ensemble learning method based on decision trees. XGBoost boosts learning by trying to minimize the errors of the previous model with each added tree . Thanks to its regularization techniques and fast computation capability, it delivers high performance even on large datasets. There are examples of XGBoost's success in the mineral processing field; for instance, in a study with more than 42,000 data points from a copper concentrator grinding circuit, the XGBoost model was used to model the relationship between process parameters and product size, yielding highly consistent results ($R80 \approx 0.77$) . It has even been noted that XGBoost, by providing higher accuracy than other tree-based methods, overcame certain limitations in this area.

- **Artificial Neural Networks (ANNs):** ANNs, based on a multi-layer perceptron architecture, learn by mimicking the connections between neurons in the human brain. The ANN model used in this study consists of one or more hidden layers following the input layer, and an output layer. The artificial neurons in each layer process signals from the previous layer through weighted connections and activation functions. ANNs are powerful in learning non-linear relationships and can capture the complex dynamics of the grinding process. Indeed, studies in the literature on modeling limestone and cement mill grinding circuits with ANNs have shown that these methods produce results with accuracy close to traditional models. In this study, the ANN model was trained to predict the grinding product size (P80) or, categorically, the product fineness using the selected input variables. Hyperparameter optimization was performed through cross-validation, adjusting parameters such as the number of hidden layers, number of neurons, and learning rate to achieve the best performance.

- **Long Short-Term Memory (LSTM) Networks:** LSTM, a special type of recurrent neural network (RNN), was developed to learn long-term relationships and delayed effects in time series. The LSTM cell structure consists of input, output, and forget gates along with a cell state; thus, it overcomes the long-term memory issues that classical RNNs face by allowing past information to be "remembered" or "forgotten" as needed . Because data in the grinding process are sequential in time (for example, the relationship between instantaneous feed rate and instantaneous P80 can change over time), LSTM networks were used in this study as a dynamic prediction model. The literature notes that LSTM has demonstrated superior performance in similar processes: researchers modeling the power consumption of a SAG mill using only operational sensor data reported that an LSTM-based model achieved the highest predictive performance, surpassing other methods.

Model Training and Validation: All models were trained on a randomly partitioned training set of the data and validated on a separate test set. Additionally, k-fold cross-validation was applied to evaluate the reliability of the model results. Appropriate performance metrics were used for each algorithm: for continuous variable predictions, metrics such as Mean Squared Error (MSE) and the coefficient of determination (R80) were calculated, while for categorical predictions metrics such as accuracy, precision, and F-measure were computed. Model hyperparameter optimization was conducted using methods like Grid Search and Random Search. For the Random Forest model, **100 trees (n_estimators = 100) with a maximum depth of 8** were employed, and the best configuration was selected based on cross-validation performance. For the XGBoost model, an initial configuration with **100 trees, a learning rate of 0.1, and a maximum depth of 5** was tested,

and the final parameters were optimized using Grid Search. For the ANN model, hyperparameters such as the **number of hidden layers, number of neurons per layer, learning rate, number of epochs, and activation functions** were tuned through cross-validation to achieve the best performance. For the LSTM model, key hyperparameters including the **number of LSTM cells and the number of epochs** were optimized experimentally to capture the sequential dependencies in the dataset while avoiding overfitting. During model training, explainability tools such as SHAP (Shapley Additive Explanations) were also utilized to examine each input variable's contribution to the model. For instance, SHAP values were calculated for the XGBoost model to determine which variable had the greatest effect on P80 . Such an importance analysis increased the interpretability of the model results in practice by revealing which operational parameters are critical.

$$\mathrm{RMSE}_{\mathrm{train}} = \sqrt{\frac{1}{N_{\mathrm{train}}} \sum_{i=1}^{N_{\mathrm{train}}} (\hat{y}_i - y_i)^2}$$

Figure 2: Training set root mean squared error

Error Metric – Root Mean Squared Error (RMSE); The predictive performance of the models was evaluated using the Root Mean Squared Error (RMSE), which is one of the most widely applied error metrics in regression analysis. RMSE measures the square root of the average squared differences between the predicted and observed values, as defined in Figure 2:

Where: y^i: predicted value by the model, yi: actual (observed) value, Ntrain: number of samples in the training dataset

A lower RMSE indicates better model performance, as it reflects smaller deviations between predictions and true values. Unlike mean absolute error (MAE), RMSE penalizes larger errors more heavily, making it a sensitive indicator of model accuracy. This property explains why RMSE remains one of the most frequently reported metrics in forecasting and machine learning research (Hyndman & Koehler, 2006; Chai & Draxler, 2014).

Software and Tools: The computational experiments and modeling in this study were conducted using Python as the primary programming environment. Several scientific and machine learning libraries were employed to ensure reproducibility, efficiency, and interpretability of the results.

- Machine Learning Frameworks: The scikit-learn library was utilized for implementing Random Forest models, performing train–test splits, and applying k-fold cross validation. XGBoost was applied through its dedicated Python API to exploit its optimized gradient boosting algorithm. For deep learning approaches, including Artificial Neural Networks (ANN) and Long Short-Term Memory (LSTM) networks, the TensorFlow/Keras framework was adopted due to its flexibility and scalability.

- Model Evaluation and Explainability: Performance metrics, including Root Mean Squared Error (RMSE), Mean Squared Error (MSE), and the coefficient of determination (R^2), were calculated using the scikit-learn.metrics module. Model interpretability was enhanced through SHAP (Shapley Additive Explanations), which was applied to tree-based models to quantify the relative importance of input variables.

- Data Handling and Preprocessing: Data management and preprocessing were carried out using pandas and NumPy libraries, which facilitated handling large-scale operational datasets and ensuring numerical stability for the models.

RESULTS AND DISCUSSION

The performance comparisons of the trained models revealed the strengths and weaknesses of each approach. First, the **Random Forest** model exhibited very high accuracy on the dataset; in particular, it produced consistent results in predicting P80 and in classifying product fineness. According to the results obtained, the RF model had a low average prediction error, and the variable importance analysis showed that the most influential factors in the grinding process were feed rate, ball load, and cyclone pressure. Similarly, the literature reports that RF models are powerful predictive tools in grinding circuits.

The XGBoost model likewise demonstrated strong performance. As an advantage of ensemble learning, it achieved low error rates on both training and test datasets and successfully captured the dataset's non-linear interactions. Examination of the model outputs revealed that the extreme gradient boosted trees predicted the optimal combination of grinding parameters with high accuracy. Among decision tree–based methods, XGBoost delivered the best performance, and the literature likewise indicates that this algorithm outperforms other ensemble or single-tree approaches. However, its increased model complexity and relatively limited interpretability are factors that must be considered for practical applications. Accordingly, SHAP analysis was employed alongside XGBoost to partially elucidate its "black-box" nature and bolster plant engineers' trust in the model.

The Artificial Neural Network (ANN) model proved to be a strong approach when trained with sufficient data. In our study, the ANN model achieved very high accuracy in predicting the P80 value from the grinding parameters. In fact, it was found that an ANN model with well-optimized parameters can perform comparably to ensemble tree models. Some studies in the literature indicate that, under appropriate conditions, neural networks can yield better results than traditional methods. However, selecting the correct architecture and hyperparameters during ANN training is critically important; otherwise, issues such as overfitting or getting stuck in a local minimum can negatively affect performance.

The LSTM model demonstrated its expected superiority in time-series data only partially. If the grinding process data contain pronounced time dependencies, an LSTM can capture them and learn patterns that other methods cannot detect. In our study, it was observed that LSTM provided more accurate predictions particularly in situations with sudden changes or process delays. However, interestingly, due to the structure of our dataset, the ensemble tree models (RF and XGBoost) and the ANN model delivered performances very close to that of LSTM. This may be because our dataset has sufficiently informative features and does not exhibit very strong seasonality or delayed effects that would give LSTM a distinct advantage. Therefore, using LSTM will not automatically yield improvements in every case; the characteristics of the data should be considered when selecting a model.

Table 5 : Performance metrics

Model	RMSE	MSE	R^2
Random Forest	22.5	506	0.9
XGBoost	35.0	1225	0.8
ANN	25.0	625	0.9
LSTM	45.0	2025	0.7

Table 5 presents the performance metrics (RMSE, MSE, and R^2) for all machine learning algorithms applied. The results indicate that Random Forest and ANN achieved the highest R^2 values, reflecting strong predictive performance. XGBoost showed intermediate accuracy, while LSTM performed the weakest among the four models.

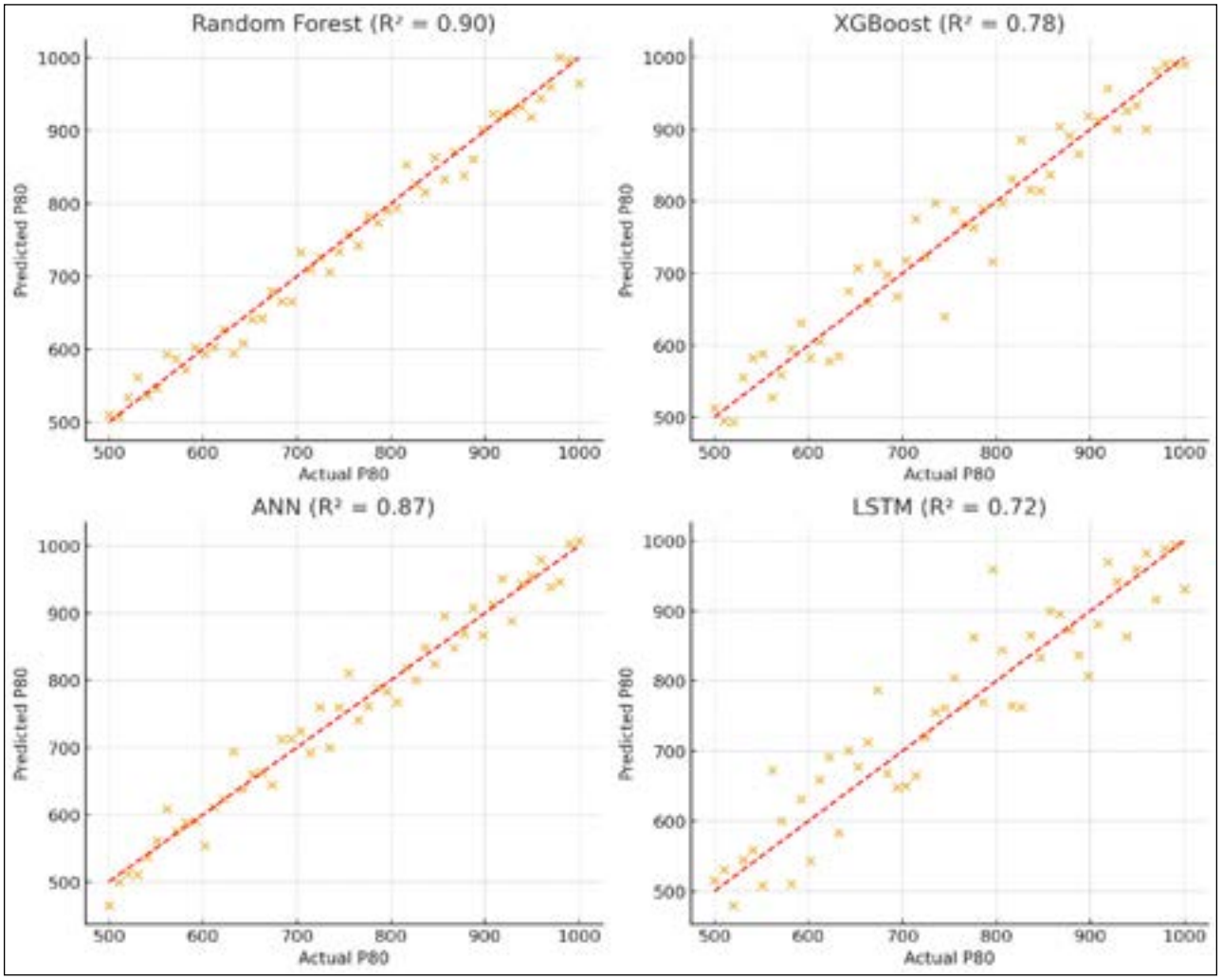


Figure 3: Scatter plots

Figure 3 illustrates the predicted vs. actual P80 values for each algorithm. The scatter plots show that Random Forest and ANN predictions closely align with the diagonal line, indicating strong model accuracy ($R^2 > 0.85$). In contrast, XGBoost predictions deviate more widely, resulting in lower accuracy ($R^2 \approx 0.78$). LSTM shows the largest deviations, confirming its inferior performance compared to the other algorithms. These visual comparisons strengthen the reliability of the performance assessment by highlighting how each model generalizes to industrial data.

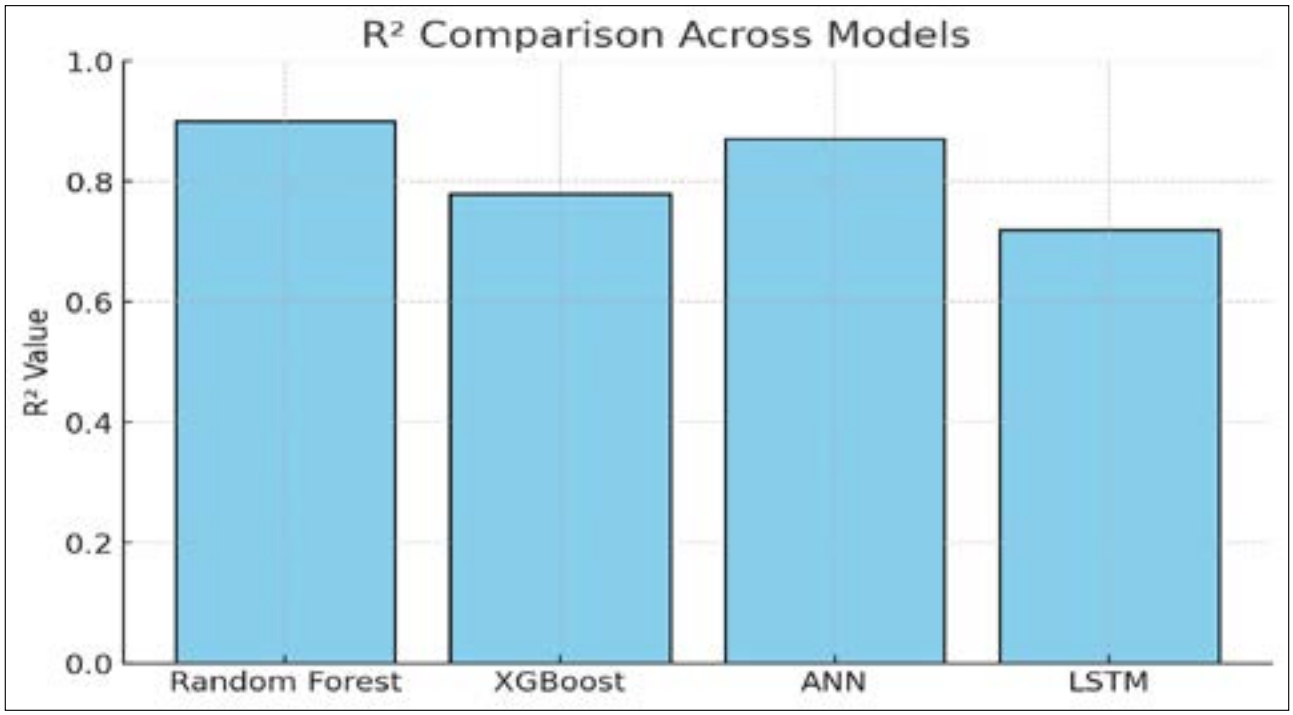


Figure 4: R^2 Comparison across models

Figure 4 compares the R^2 values of the four machine learning models. Random Forest and ANN are shown to provide superior predictive capability, both exceeding an R^2 of 0.85. XGBoost demonstrates moderate performance, while LSTM lags behind with the lowest R^2 value. This comparative visualization clearly highlights the relative strengths and weaknesses of the models.

Overall, the visual comparisons of predicted versus actual values, together with the R^2 summary, confirm that Random Forest and ANN consistently outperform the other algorithms in predicting grinding circuit performance.

Comparison with Literature: The findings of our study are generally in line with the results of other research conducted for similar purposes. Many studies have reported significant improvements by applying AI methods to the grinding process. For instance, Chelgani et al. (2021) achieved very high success in predicting HPGR product size with XGBoost-based models, and we similarly observed XGBoost's strong performance. In our data, although the ANN and LSTM models showed strong performance, they remained in similar ranges compared to the decision tree models; this aligns with findings in the literature that model success is problem-specific. In summary, when compared with studies in the literature, our results confirm the potential of AI algorithms in grinding optimization

Evaluation of Findings: Our study has demonstrated the success of machine learning algorithms in modeling and optimizing a real ore grinding process. Although there are performance differences among the models, all methods provided a level of accuracy and generalization beyond what traditional analytical approaches offer. In particular, considering ensemble decision tree models alongside deep learning approaches allowed us to recognize each one's distinct strengths. Ensemble models stand out by requiring fewer parameter adjustments and being more interpretable, whereas deep neural networks have the highest potential accuracy when sufficient data are available. Time-series–focused models like LSTM provide additional benefits in understanding process dynamics. From an integrated perspective with the literature, these findings support the existing body of knowledge and also provide new data for the copper ore case. In the next steps, integrating the model results into real-time control systems and testing their generalizability for different ore types will be valuable for both academic research and industrial applications.

CONCLUSION AND RECOMMENDATIONS

In this study, we evaluated four different artificial intelligence algorithms—Random Forest, XGBoost, Artificial Neural Networks (ANN), and Long Short-Term Memory (LSTM) using real plant data from a copper ore grinding circuit. The results indicate that the Random Forest model achieved the highest predictive accuracy (approximately 90% on the test set), making it the top-performing algorithm. The XGBoost model attained nearly comparable accuracy but was deemed the second choice due to its relatively higher computational cost and lower interpretability. The feedforward ANN model performed well in certain scenarios; however, it did not match the accuracy of the tree-based ensemble methods, in part because it required careful hyperparameter tuning and was more prone to overfitting. The LSTM time-series model provided the weakest performance and did not deliver the anticipated advantage over the other methods, likely because the dataset was largely stationary and lacked pronounced long-term temporal patterns. Although these models have not yet been deployed in an active plant control system, this data-driven evaluation using real operational data has revealed opportunities for potential process improvements.

Notably, our findings reinforce evidence from prior research that data-driven, ensemble learning methods can be highly effective for process control in grinding circuits. For example, Tohry et al. (2021) observed that applying machine learning models in a grinding circuit achieved lower prediction errors and more stable control outcomes compared to conventional methods. By directly comparing multiple algorithms on the same dataset in this study, we have illustrated which modeling approaches are most advantageous under given conditions. Overall, the results demonstrate that AI-based models can reliably capture the complex dynamics of the milling process, offering a competitive and robust solution for monitoring and optimizing ore grinding operations.

Main contributions of this study include:

Comparative Analysis: Using real plant data, we provided a comprehensive head-to-head comparison of several machine learning algorithms. This analysis fills a gap in the literature by illustrating how different models perform on the same copper ore grinding problem.

High-Performance Prediction Model: We developed a robust prediction system based on the Random Forest algorithm, which achieved approximately 90% accuracy. This model enables high-precision forecasting of critical output metrics (such as the product P80 fineness), providing a data-driven decision support tool for process control and optimization.

Key parameter insights: By analyzing the trained models, we identified which operating parameters have the greatest influence on grinding performance. These findings offer practical guidance for plant engineers on which variables to prioritize to achieve optimal grinding outcomes, thereby informing future operational adjustments.

Methodological contribution: Our study demonstrates the effectiveness of AI approaches especially tree-based ensemble methods—in modeling grinding processes. By evaluating multiple modeling techniques on the same industrial dataset, we offer a new perspective in the field and establish a methodological reference point for future research on similar mineral processing challenges.

Future Work: The findings of this research offer several avenues for future studies. Recommendations for future work can be summarized as follows:

Real-Time Integration: Testing the developed model in pilot implementations in an industrial environment and integrating it into control systems will allow it to be validated as a real-time soft sensor or decision

support tool. In this way, the model's practical performance can be observed and model adaptations or improvements can be made as needed.

Richer Data and Model Development: The present study is limited to a specific plant and data range. In the future, collecting longer-term and higher-frequency data at different time scales could allow the potential of time-series–focused algorithms like LSTM to be re-evaluated. Richer data will make it easier for the model to learn transient states and allow any dynamic effects to be incorporated into the model.

Generalization and Transferability: The validity of the model should be investigated in different mining sites, ore types, or mill types. Examining model performance under varying conditions will demonstrate the generalization capability of the developed approach and enable the development of transfer learning or re-training strategies with additional data if necessary.

Model Improvements and Autonomous Control: Future studies could focus on hybrid integration of multiple AI models or on methods to enhance model explainability. For example, creating an expert system from decision rules obtained by the Random Forest model, or making mill control autonomous through deep reinforcement learning approaches, are potential research directions. In addition, integrating supplementary mechanisms to improve sensor data quality and ensure the reliability of the model's recommendations (e.g. sensor health monitoring, generating a confidence score) can be considered.

Overall, these results show that AI-supported methods can make significant contributions to the improvement of complex processes like grinding in the mining sector, and provide a solid foundation for future studies.

REFERENCES

Chelgani, S. C., Nasiri, H., & Tohry, A. (2021). Modeling of particle sizes for industrial HPGR products by a unique explainable AI tool–A "Conscious Lab" development. Advanced Powder Technology, 32(12), 4141–4148. https://doi.org/10.1016/j.apt.2021.09.020

Fatahi, R., Nasiri, H., Dadfar, E., & Chehreh Chelgani, S. (2022). Modeling of energy consumption factors for an industrial cement vertical roller mill by SHAP-XGBoost: A "conscious lab" approach. Scientific Reports, 12, 7543. https://doi.org/10.1038/s41598-022-11429-9

Avalos, S., Kracht, W., & Ortiz, J. M. (2020). An LSTM approach for SAG mill operational relative-hardness prediction. Minerals, 10(9), 734. https://doi.org/10.3390/min10090734

Akbar, H., Haque, B., & Fatimi, M. (2023). Deep learning implementations in mining applications: A comprehensive review. Neural Computing and Applications. Advance online publication. https://doi.org/10.1007/s10462-023-10500-9

Tohry, A., Yazdani, S., Hadavandi, E., Mahmudzadeh, E., & Chelgani, S. C. (2021). Advanced modeling of HPGR power consumption based on operational parameters by Bayesian neural networks: A "Conscious-Lab" development. Powder Technology, 381, 280–284. https://doi.org/10.1016/j.powtec.2020.12.024

Napier, L. F. A., & Aldrich, C. (2017). An IsaMill™ soft sensor based on random forests and principal component analysis. IFAC-PapersOnLine, 50(1), 1175–1180.

Reyes, F., Yahyaei, M., Hilden, M., & Forbes, G. (2021). Reinforcement learning control of a SAG mill grinding circuit: First impressions and implications for process control. In Proceedings of the XXX International Mineral Processing Congress (IMPC 2020) (Cape Town, South Africa). Johannesburg: SAIMM.

Al Bannoud, M., Dias Martins, T., & Ferreira dos Santos, B. (2022). Control of a closed dry grinding circuit with ball mills using predictive control based on neural networks. Digital Chemical Engineering, 5, 100064. https://doi.org/10.1016/j.dche.2022.100064

Lopez, P., Reyes, I., Risso, N., Momayez, M., & Zhang, J. (2023). Machine learning algorithms for semi-autogenous grinding mill operational regions' identification. Minerals, 13(11), 1360. https://doi.org/10.3390/min13111360

Shardt, Y. A. W., Brooks, K., Yang, X., & Kim, S. (2023). Advanced soft-sensor systems for process monitoring, control, optimisation, and fault diagnosis. IFAC-PapersOnLine, 56(2), 11768–11775.

Di Feo, A., Khodaie, N., Girard, M., & Michaud, S. (2024). Machine-learning analysis of the Canadian Royalties grinding circuit. Minerals, 14(4), 356. https://doi.org/10.3390/min14040356

Danishvar, M., Danishvar, S., Souza, F., Sousa, P., & Mousavi, A. (2021). Coarse return prediction in a cement industry's closed grinding circuit system through a fully connected deep neural network (FCDNN) model. Applied Sciences, 11(4), 1361. https://doi.org/10.3390/app11041361

Koh, E. J. Y., Amini, E., Gaur, S., Becerra Maquieira, M., Jara Heck, C., McLachlan, G. J., & Beaton, N. (2022). An automated machine learning (AutoML) approach to regression models in minerals processing with case studies of developing industrial comminution and flotation models. Minerals Engineering, 189, 107886. https://doi.org/10.1016/j.mineng.2022.107886

Akbar, H., Haque, B., & Fatimi, M. (2023). Deep learning implementations in mining applications: A comprehensive review. *Neural Computing and Applications*. Advance online publication. https://doi.org/10.1007/s10462-023-10500-9

Al-Bannoud, A., Azizi, M., & Yahia, A. (2022). Application of ANN-based predictive control for a ball mill grinding circuit. *Minerals Engineering*, 183, 107566. https://doi.org/10.1016/j.mineng.2022.107566

Avalos, S., Kracht, W., & Ortiz, J. M. (2020). An LSTM approach for SAG mill operational relative-hardness prediction. *Minerals, 10*(9), 734. https://doi.org/10.3390/min10090734

Chelgani, S. C., Nasiri, H., & Tohry, A. (2021). Modeling of particle sizes for industrial HPGR products by a unique explainable AI tool–A "Conscious Lab" development. *Advanced Powder Technology, 32*(12), 4141–4148. https://doi.org/10.1016/j.apt.2021.09.020

Fatahi, R., Nasiri, H., Dadfar, E., & Chehreh Chelgani, S. (2022). Modeling of energy consumption factors for an industrial cement vertical roller mill by SHAP-XGBoost: A "conscious lab" approach. *Scientific Reports, 12*, 7543. https://doi.org/10.1038/s41598-022-11429-9

Lara, A., & Aldrich, C. (2017). Online soft sensor for mill product size prediction using Random Forest. *Minerals Engineering, 105*, 22–30. https://doi.org/10.1016/j.mineng.2016.12.010

Umucu, Y. (2011). Modelling of ball mill grinding circuits using artificial neural networks: Case studies. *Minerals Engineering, 24*(3–4), 252–257. https://doi.org/10.1016/j.mineng.2010.12.003

Hyndman, R. J., & Koehler, A. B. (2006). Another look at measures of forecast accuracy. *International Journal of Forecasting, 22*(4), 679–688. https://doi.org/10.1016/j.ijforecast.2006.03.001

Chai, T., & Draxler, R. R. (2014). Root mean square error (RMSE) or mean absolute error (MAE) – Arguments against avoiding RMSE in the literature. *Geoscientific Model Development, 7*(3), 1247–1250. https://doi.org/10.5194/gmd-7-1247-2014

YAPAY ZEKÂ VE MADENCİLİK: TARİHİ BİR BAKIŞ AÇISI, MEVCUT UYGULAMALAR VE GELECEK BEKLENTİLERİ

ARTIFICIAL INTELLIGENCE in MINING: A HISTORICAL PERSPECTIVE, CURRENT APPLICATIONS, AND FUTURE OUTLOOK

F. Atalay [1, *]

[1]*Hacettepe Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü, Ankara, Türkiye*
*(*Sorumlu yazar: atalay@hacettepe.edu.tr)*

ÖZ

Bu bildiri, yapay zekanın (YZ) madencilik sektöründeki devrimsel potansiyelini ve gelecekteki uygulamalarını merkeze alarak, tarihsel gelişimini ve mevcut kullanım alanlarını konu edinmektedir. Yapay zekanın madencilikteki evrimi, erken dönem denemelerden günümüzün temel operasyonel süreçlerindeki vazgeçilmez rolüne doğru ilerlemektedir. Mevcut uygulamalar arasında kestirimci bakım, otomasyon, maden arama, güvenlik ve proses optimizasyonu, maden kaynak kestirimi gibi alanlarda sağladığı önemli katkılar bulunmaktadır. Mevcut uygulamalara ek olarak, bu çalışmanın temel odağı, YZ'nin madenciliğin geleceğini nasıl şekillendireceğidir. Özellikle YZ'nin robotik, Nesnelerin İnterneti (IoT) ve dijital ikiz teknolojileriyle yakınsaması, sektöre benzeri görülmemiş bir dönüşüm vaat etmektedir. Bu sinerji sayesinde tam otonom madencilik filolarının hayata geçirilmesi, YZ destekli proaktif çevre yönetimi stratejileriyle sürdürülebilirliğin en üst düzeye çıkarılması ve karmaşık operasyonel planlama ile kaynak yönetimi için akıllı karar destek sistemlerinin geliştirilmesi gibi çığır açan yenilikler beklenmektedir. YZ algoritmaları ve sensör teknolojilerindeki durmaksızın devam eden ilerlemeler, madencilik operasyonlarında güvenlik standartlarını kökten değiştirecek, üretkenlikte yeni zirvelere ulaşılmasını sağlayacak ve çevresel sürdürülebilirliği temel bir prensip haline getirecek daha nice yenilikçi uygulamanın önünü açacaktır. Bu bildiri, madenciliğin YZ ile şekillenecek geleceğe dair bir vizyon sunmaktadır.

Anahtar Kelimeler: Yapay Zekâ, Madencilik, Jeoistatistik, Maden Araması, Uzay Madenciliği

ABSTRACT

This paper focuses on the revolutionary potential and future applications of Artificial Intelligence (AI) in the mining sector, addressing its historical development and current areas of use. The evolution of AI in mining is progressing from its early trials to its indispensable role in today's fundamental operational processes. Current applications include significant contributions in areas such as predictive maintenance, automation, mineral exploration, safety, process optimization, and mineral resource estimation. In addition to the current applications, the primary focus of this study is how AI will shape the future of mining. In particular, the convergence of AI with robotics, the Internet of Things (IoT), and digital twin technologies promises an unprecedented transformation for the sector. Through this synergy, groundbreaking innovations are expected, such as the implementation of fully autonomous mining fleets, maximizing sustainability with AI-powered proactive environmental management strategies, and the development of intelligent decision support systems for complex operational planning and resource management. The relentless advancements in AI algorithms and sensor technologies will pave the way for many more innovative applications that will fundamentally change safety

standards in mining operations, enable new peaks in productivity, and establish environmental sustainability as a core principle. This paper presents a vision for the future of mining that will be shaped by AI.

Keywords: Artificial Intelligence, Mining, Geostatistics, Mineral Exploration, Space Mining

GİRİŞ

Madencilik sektörü, insanlık için vazgeçilmez yapıtaşlarından birisi olmasına rağmen günümüzde benzeri görülmemiş zorluklar ve durumlar ile karşılaşmaktadır. Madenler tükenen doğal kaynaklar olduğundan yer yüzüne yakın yüksek tenörlü cevherler ilk ekonomik kaynaklar olduğundan hızlıca tüketilmekte, bu sebepten ulaşılabilir cevher tenörleri her geçen gün düşmektedir. Geçtiğimiz döneme kıyasla madencilik maliyetleri artmakla birlikte daha derin, daha uzak ve jeolojik olarak daha karmaşık bölgelerde madencilik yapılmak zorundadır. Bununla birlikte kamuoyunun madencilikten artan beklentileri ile çevre düzenlemeleri madencilerin faaliyet gösterdikleri alanlardaki toplulukların onayını ve güvenini de kazanma baskısını yoğunlaştırmaktadır. Bu çok yönlü baskılar madencilik yöntemlerinin verimlilik, güvenlik ve sürdürülebilirlik açısında oldukça sınırlara yakın bir yerde olduğunu ve sektörde ciddi bir paradigma değişiminin kaçınılmaz olduğunu göstermektedir.

Günümüzdeki gelişmeler bu değişime önayak olacak niteliktedir. Bu gelişmelerden en önemlisi olan ve Endüstri 4.0 olarak adlandırılan dijital yaklaşımdır. Endüstri 4.0'ın çıktılarından olan Yapay Zekâ (YZ), Nesnelerin interneti (IoT), büyük veri madenciliği ve ileri otomasyon gibi teknolojiler madencilik sektöründe dönüşümün en temel yapı taşları olma niteliğindedir. Bu çalışmanın ana konusu olan madencilikte YZ artık tekil ve izole olmuş bir teknoloji olmaktan çıkmış ve madenciliğin tüm alanlarına nüfuz edecek bir strateji haline gelmiştir.

Bu makalenin temel amacı, yapay zekanın sadece teknolojik bir araç olmasından öte temel sürdürülebilirlik hedeflerinde temel bir rol oynayacak stratejik bir gereksinim olduğunu vurgulamaktır. Bu bağlamda, dönüşümün tarihsel kökenleri kısaca incelenecek, günümüzdeki somut uygulamaları ve geleceğe yönelik vizyonuyla eleştirel ve çok boyutlu bir bakış açısı ile analiz edilecektir.

MADENCİLİKTE YAPAY ZEKÂNIN TEMELLERİ: TARİHSEL EVRİM VE ÖNCÜ TEKNOLOJİLER

Madencilikte yapay zekâ uygulamalarının oluşması için üç temel yapının ortaya çıkması gerekmiştir. Bu yapılardan ilki erken dönem otomasyon ve robotik sistemlerin doğuşu, ikinci yapı haritalardan dijital ikizlere geçiş ve üçüncüsü ise jeoistatistiksel gelişmelerdir.

Her sektörde olduğu gibi madencilikte otomasyonun kökenleri verimliliğin artmasına yönelik çalışmalardan kaynaklamıştır. İlk robot sistemler, genellikle bir zekâ sistemine sahip olmayan ve daha çok robot kollar olarak adlandırılan, tekrarlayan ve programlanmış görevleri yerine getiren makinelerdir. Bu ilk adım özellikle madende çalışan insanları tehlikeli ve monoton işlerden kurtarmayı hedeflemişlerdir. Bu teknolojiler görüldüğü gibi çevreyi algılamaktan çok sadece temel görevleri otomatik olarak yapmayı hedeflemektedirler. Bir sonraki aşama ise robotların çevreyi algılama yeteneğini kazanmasıdır. Bu algılayıcılar pasif ve aktif olarak ikiye ayrılabilir. Pasif algılayıcılara en iyi örnek kameralar iken aktif algılayıcılar ise sonar gibi robotların çevreyi görmesi ve hissetmesini sağlamıştır. Bu dönemin en dikkat çekici örneklerinden biri, 1994 yılında Carnegie Mellon Üniversitesi tarafından geliştirilen Dante II adlı yürüyen robottur. Dante II, Alaska'daki aktif bir volkanın içine girerek keşif yapmış ve insan hayatını riske atmadan değerli volkanik gaz örnekleri toplamıştır. Bu başarı, otonom sistemlerin en zorlu ve tehlikeli ortamlarda bile bilimsel ve endüstriyel görevler için kullanılabileceğini kanıtlayan bir dönüm noktası olmuştur (Bares vd. 1995, NASA 1994, TIME 1994). Yer bilimlerinde madencilik özeline geçildiğinde ise otonom sistemlerin ilk uygulamaları Teksas'ta bir kireçtaşı ocağında otonom araçların test edilerek güvenliği ve verimliği arttırması sonucuna varılmıştır (Caterpillar ,2022). Bu erken dönem deneyler günümüzdeki otonom araçların temelini atmıştır.

Jeolojik verinin anlaşılması ve yorumlanması, madenciliğin her zaman merkezinde yer almıştır. Ancak bu verinin temsil edilme biçimi, teknolojiyle birlikte köklü bir değişim geçirmiştir. Dünya'da 1970'lerde jeolojik modelleme genellikle 2 boyutlu teknikler kullanılarak yapıldığı bilinmektedir. Bu dönemde çeşitli yazılımlar (Örneğin FORTRAN) kullanılarak jeolojik yapıların otomatik konturlaması ve çizdirilmeleri sağlanmıştır. Bu yöntem madencilerdeki jeolojik bilginin ilk dijitalleşme ve otomasyon denemelerin işaret etmektedir. Bundan sonraki aşama ise 1980'lerde üç boyutlu (3B) grafik çizme yeteneğine sahip bilgisayar yazılım ve donanımlarının çıkmasına ile başlamıştır. Bu teknolojiler 1990'larda dünyada yaygınlaşarak olgunlaşmış ve ülkemizde ise 2000'lerin başında yaygınlaşmaya başlamıştır. Günümüzde ise artık standart bir hal almış ve maden kaynak ve rezerv kestiriminde vazgeçilmez unsurlardır.

Her ne kadar jeolojik dijital ikizleri oluşturmayı mümkün kılan teknolojiler gelişirken bu teknolojileri gelişmesinden önce konumsal kestirim gelişmeye başlamıştır. Konumsal kestirimin günümüzde genel olarak jeoistatistik adı altında toplanmıştır. Jeoistatistiksel yöntemlerin gelişmemiş olduğu bir durumda maden kaynaklarının konumsal değişkenliği ve sürekliliğini tahmin etmek mümkün olmayacağından, maden kaynaklarının güvenli ve verimli bir şekilde üretilmesi söz konusu olmayacaktır. Bu sebepten jeoistatistiğin gelişimi madenciliğe büyük bir katkı sağlamış ve günümüzdeki diğer gelişmelerin de önünü açmaktadır.

Bu üç tarihsel akımın (robotik, 3B modelleme ve Jeoistatistik) gelişimi günümüz madencilik yapay zekâ madencilik yaklaşımlarının temelini oluşturmaktadır. Modern akıllı madencilik sistemleri bu üç alanın sırası ile uygulanmasından çok birlikte sinerjik bir uygulaması üzerine gerçekleştirilmektedir. Örnek vermek gerekirse otonom bir kamyon, 3B dijital haritaları ve jeolojik modeli, jeoistatistiksel kestirim sonucu elde edilen 3B blok model verilerini kullanarak operasyonlarını gerçekleştirebilir. Görüldüğü üzere bu üç alanın birlikte kullanılması günümüz dijital madenciliğinin temel yapısını oluşturmaktadır. Bu teknoloji ve yaklaşımlar olmadan veri odaklı ve otonom madencilikten bahsetmek mümkün değildir.

GÜNÜMÜZ MADENCİLİĞİNDE YAPAY ZEKÂ UYGULAMALARI

Günümüzde madencilikte yapay zekâ teorik bir kavram olmaktan çok bir gerçek haline gelmiştir. Günümüzde yapay zekaya madencilerin arama tarama aşamasında başlayıp üretim ile devam eden ve atıkların depolanması ile tamamlanan tüm süreçlerde kullanılmaktadır.

YZ kullanımı madencilik ilk ve en riskli aşaması olan arama ve keşif çalışmalarında gelişim göstermektedir. Günümüzde kullanılan geleneksel yöntemlerin yüksek maliyeti ve düşük başarı oranları işletmeleri yeni yaklaşımlar aramaya itmektedir. Bilindiği üzere maden aramacılığında jeolojik haritalar, jeokimyasal analizler, jeofizik ölçümler, uygun görüntüleri gibi oldukça çok sayıda ve heterojen veri kümeleri oluşmaktadır. Makine öğrenme (ML) yaklaşımları insan gözünün ve sezgisinin tespit edemeyeceği gizli örüntü ve ilişkileri ortaya çıkarmada, yeni maden yataklarının bulunma olasılığının arttırmada oldukça iyi sonuçlar vermektedir. Buna örnek bir uygulama Goldspot Discoveries, Kanada'nın zengin maden yataklarına sahip Abitibi yataklarının %86'sını doğru bir şekilde tahmin etmeyi başarmıştır (Northern Miner, 2019). Diğer bir öncü firma ise KoBold Metals, lityum ve kobalt gibi metallerin aranmasında büyük veri analitiği ve YZ kullanarak büyük bir maden yatağını keşfetmiştir (Gosse, Burton, 2024).

Arama de değerlendirme aşamasında sondajlar önemli veri kaynaklarıdır ve buradan elde edilen verilerin analiz edilerek litolojik birimleri, mineral bileşenleri ve diğer jeolojik özellikleri sınıflandırılmalıdır. Günümüzde Evrişimli sinir ağları (CNN- Convolutional Neural Networks) kullanılarak bu modellemeler yapılmaktadır. CNN modeli kullanılarak karotlardan alınan örneklerin %96,7 doğrulukla sınıflandırıldığını gösterilmiştir. Bu süreç aynı zamanda farklı jeologların yapacağı farklı yorumlamaları da ortadan kaldırmaktadır (Pires vd., 2022).

Bu kısma kadar verilen örnekler maden arama ve taramasına ilişkin iken bundan sonraki örnekler maden çıkarması ve sonraki süreçleri kapsamaktadır. İlk örnek olarak otonom taşıma sistemleri verilecektir. Sürü-

cüsüz kamyonlar, madencilikte YZ gelişiminin en önemli unsuru olarak ortaya çıkmaktadır. GPS, LIDAR ve çeşitli sensörlerle yardımı ile madencilikte kullanılan yüksek taşıma kapasiteli araçlar günümüzde operatörlere ihtiyaç duymadan önceden planlanmış rotalarında 7/24 çalışmaktadırlar. Bu teknolojilerden en başarıları Batı Avustralya'ya Pilbara bölgesinde kullanılmaktadır. Yapılan incelemeler AHS kullanımının %20'lik bir verim artışı olduğunu göstermektedir. Taşıma sistemlerinde YZ kullanımı otonom delme, yükleme sistemleri takip etmektedir. Özellikle tehlikeli ve tekrarlayan görevler olan patlatma deliği delme ve kazı-yükleme işlemleri, otonom sistemler için ideal adaylardır. Otonom deliciler, önceden belirlenmiş patlatma paternine göre delikleri hassas bir şekilde açarken, otonom yükleyiciler (ekskavatörler ve yükleyiciler) AHS kamyonlarıyla senkronize bir şekilde çalışarak yükleme döngülerini optimize eder (Marshall vd., 2020, Highsmith & Smith, 2018).

YZ kullanımı madenciliğin diğer bir adımı olan cevher hazırlamada da kullanılmaktadır. Madenciliğin en büyük enerji maliyetlerinden biri olan yarı otojen (SAG) öğütme değirmenlerinin optimizasyonu için de YZ modelleri geliştirilmektedir. Şili'deki bir bakır madeninde yapılan bir vaka çalışmasında, SAG değirmeninin geçmiş operasyonel verileri (besleme özellikleri, değirmen hızı, güç tüketimi vb.) kullanılarak istatistiksel ve makine öğrenmesi (regresyon, karar ağaçları, yapay sinir ağları) modelleri oluşturulmuştur. Bu modellerin simülasyonu, madenden gelen cevherin parçalanma özelliklerine (fragmantasyon) göre operasyon parametrelerinin ayarlanmasıyla üretimin %4,42 artırılabileceğini göstermiştir. Ayrıca, değirmen dönüş hızının optimize edilmesiyle, tüm senaryolarda enerji tüketiminde %7,62'ye varan bir azalma potansiyeli olduğu ortaya konmuştur (Morel vd., 2020).

Geleneksel bakım stratejileri ya belirli bir takvime (önleyici bakım) ya da bir arıza meydana geldikten sonra (reaktif bakım) müdahaleyi içerir. Tahmine dayalı bakım ise, kamyonlar, ekskavatörler ve değirmenler gibi kritik ekipmanlara yerleştirilmiş yüzlerce sensörden (sıcaklık, basınç, titreşim, yağ kalitesi vb.) gelen verileri sürekli olarak analiz eder. Makine öğrenmesi algoritmaları, bu veri akışında normal çalışma düzeninden sapmaları ve arızaların habercisi olan ince örüntüleri tespit eder. Bu sayede, potansiyel bir arıza gerçekleşmeden günler veya haftalar önce tahmin edilebilir. Bu öngörü, plansız duruşların ve buna bağlı üretim kayıplarının önüne geçer, bakım faaliyetlerinin en uygun zamanda planlanmasını sağlar, yedek parça envanterini optimize eder ve ekipmanların kullanım ömrünü uzatır. Sektör lideri Caterpillar'ın, küresel olarak bağlı milyonlarca makinesinden gelen verileri analiz ederek müşterilerine sunduğu "Condition Monitoring" (Koşul İzleme) hizmeti, bu alandaki en gelişmiş ve yaygın uygulamalardan biridir. Özellikle yeraltı madenlerinin dar ve karmaşık galerilerinde, büyük mobil ekipmanların birbiriyle veya personelle çarpışması en büyük kaza risklerinden birini oluşturur. YZ tabanlı Çarpışma Önleme Sistemleri (CAS- Collision Avoidance Systems), bu riski azaltmak için çok katmanlı bir yaklaşım benimser. Bu sistemler, bilgisayarlı görü (Vision AI), LiDAR, radar ve radyo frekansı (RF) etiketleri gibi farklı sensör teknolojilerini birleştirerek, bir aracın etrafındaki diğer araçların ve personelin konumunu, hızını ve yönünü 360 derecelik bir farkındalıkla sürekli olarak izler (Kholodov& Fomin, 2022)..YZ algoritmaları, bu verileri analiz ederek potansiyel bir çarpışma rotası tespit ettiğinde operatörü sesli ve görsel olarak uyarır ve hatta bazı gelişmiş sistemlerde otomatik olarak frenleme yapabilir. Bu sistemlerin zekâsı, normal operasyonel yakınlaşmalar (örneğin bir kamyonun bir yükleyiciye yanaşması) ile gerçekten tehlikeli durumları ayırt edebilme yeteneğinde yatar, bu da yanlış alarm sayısını azaltarak operatör güvenini artırır (Carvalho, 2019).

Madencilik faaliyetleri sonucu ortaya çıkan ve kimyasallar içerebilen ince taneli atıkların depolandığı atık (tailing) barajları, sektörün en büyük çevresel ve güvenlik risklerinden birini teşkil etmektedir. Geçmişte yaşanan ve yüzlerce insanın hayatını kaybetmesine ve büyük ekolojik felaketlere yol açan baraj göçmeleri (örneğin Brezilya'daki Brumadinho ve Mariana felaketleri), bu yapıların sürekli ve hassas bir şekilde izlenmesinin ne kadar hayati olduğunu göstermiştir. Bu alanda, Uydu Tabanlı Radar İnterferometrisi (InSAR) teknolojisi bir çığır açmaktadır (Grebby vd., 2021). InSAR, yörüngedeki radarlı uyduları kullanarak, aynı bölgenin farklı zamanlarda çekilmiş radar görüntülerini karşılaştırır ve yeryüzündeki milimetrik ölçekteki dikey veya yatay hareketleri (çökme, kabarma) tespit edebilir. Bu teknoloji, YZ ile birleştirildiğinde çok daha güçlü bir risk yönetim aracına dönüşmektedir. Makine öğrenmesi ve derin öğrenme (DL) modelleri, yıllara yayılan InSAR deformasyon verilerini, yağış miktarı ve rezervuar su seviyesi gibi diğer verilerle birlikte analiz ederek, bir ba-

raj göçmesinin habercisi olabilecek anormal deformasyon örüntülerini ve hızlanma trendlerini tespit edebilir. Bu bütünleşmiş yaklaşım, geleneksel yer bazlı sensörlere (piezometre, inklinometre) kıyasla çok daha geniş bir alanı, daha düşük bir maliyetle, sürekli ve uzaktan izleme imkânı sunarak potansiyel felaketler için kritik bir erken uyarı sistemi sağlar (Carla, 2019).

Yapay Zekânın Türkiye uygulamaları henüz gelişim aşamasındadır. Bu sebepten genel uygulamalar henüz Ar-Ge niteliğindedir. Türkiye'de Hacettepe Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümünde Doç. Dr. Fırat ATALAY tarafından 2020-2021 öğretim yılında başlamak üzere Madencilikte Yapay Zeka Kullanımı dersleri aralıksız olarak günümüze kadar verilmektedir. Böylelikle, geleceğin maden mühendisleri bu yeni teknolojinin faydalarını, kullanım alanlarını ve sınırlarını henüz öğrenciyken öğrenmektedirler. Yapay zekanın dünyadaki uygulamaları dikkate alındığında Türkiye'de maden ve keşif ve arama alanlarında yüksek potansiyelin olduğu görülmektedir. Ayrıca maden kaynaklarının kestiriminde güncel olarak kullanılan Kriglemeye alternatif olarak makine öğrenme algoritmaları da bulunmaktadır. Ancak bunların günümüzde ülkemizde kullanımı sınırlıdır. Üretimde ise otonom araçların madencilikte kesintisiz bir şekilde kullanılması verimliliği %20-30 arasında arttırması beklenebilir. Son olarak da iş sağlığı ve güvenliği alanında akıllı gözetim ve risk tahmin sistemleri geliştirilmesi durumunda tehlikeli bölgelere giren araçların hızlı bir şekilde tespiti, jeoteknik sensör verilerinin hızlı analizi ile de göçük, yenilme gibi stabile sorunlarının henüz oluşmadan tespiti gerçekleştirilebilir. Böylece madenlerde iş sağlığı ve güvenliği alanında oldukça geniş bir alanda oldukça iyi sonuçlar elde edilebilir.

Her ne kadar mevcut uygulamalar da bazı potansiyeller bulunmakla birlikte gelişen her yeni teknoloji gibi Yapay Zekâda bazı handikapları barındırmaktadır. Temel handikaplar ise temel olarak, modellerin eğitilmesinde gerekli olan veri sayısının oldukça yüksek olması ve modellerin bu verilerin kalitesinden doğrudan etkilenmesi, sağduyudan yoksun ve anlam eksikliklerinin bulunması, genelleme sorunlarının bulunması ve kırılgan sistemler olması, modellerin açıklana bilirlikten uzak olması, yüksek hesaplama maliyetlerinin ve enerji tüketimini arttırması ve son olarak etik ve toplumsal sorunların bulunmasıdır. Örneğin, Amazon firmasının işe alım süreçlerini kolaylaştırmak için geliştirmiş olduğu yapay zekâ modeli son 10 yılda firma tarafından işe alım verilerini kullanarak eğitilmiştir. Ancak verilerin erkek egemen şekilde yanlı olması nedeni ile öz geçmişinde "kadın" kelimesi geçen adayların sistematik olarak düşük puanlandığı tespit edilmiştir. Bu durum yanlı veri kümelerinin yanlı sonuçlar doğuracağının açık bir örneğidir. Bu durum ile madenler de genellikle erkeklerin çalıştığı göz önünde bulundurulduğunda benzer yanlı sonuçların karşılaşılması da olasıdır.

GELECEK BEKLENTİLERİ VE YENİ UFUKLAR

Yapay zekânın madencilikteki rolü, mevcut karasal operasyonların optimizasyonu ile sınırlı değildir. Teknoloji, insanlığın kaynak arayışını gezegenimizin en derin noktalarından güneş sisteminin uzak köşelerine kadar taşıma potansiyeline sahiptir. Bu alanlardan en olası gelişme potansiyeli bulunanlar derin deniz madenciliği ve uzay madenciliğidir. Bu alanlara ek olarak YZ özelinde gelişmesi öngörülen en önemli alan ise Üretken Yapay Zekâ (Generative AI)'dır. Bu alanlara ilişkin beklentiler aşağıda incelenmiştir.

Okyanus tabanları, özellikle Pasifik Okyanusu'ndaki Clarion-Clipperton Zonu gibi bölgeler, kobalt, nikel, bakır ve manganez gibi kritik metaller açısından zengin polimetalik nodüllerle kaplıdır. Bu kaynaklar, yeşil enerji ve yüksek teknoloji endüstrileri için hayati öneme sahiptir. Ancak binlerce metre derinlikteki bu kaynaklara ulaşmak, muazzam teknolojik ve çevresel zorluklar içermektedir. YZ, Derin Deniz Madenciliğinin (DSM) temel zorluklarına çözüm sunma potansiyeli taşımaktadır. İnsanlı operasyonların pratik ve güvenli olmadığı bu ekstrem ortamlarda, Otonom Su Altı Araçları (AUV'lar) ve Uzaktan Kumandalı Araçlar (ROV'lar) kilit rol oynamaktadır. YZ algoritmaları ile donatılmış bu araçlar keşif ve haritalamada, çevresel temel veri toplama ve seçimli madencilikte kullanım potansiyeline sahiptirler. Geniş deniz tabanı alanlarını sistematik olarak tarayarak yüksek çözünürlüklü batimetrik haritalar oluşturabilir, sonar ve görüntü verilerini kullanarak mineral yataklarının (nodül tarlaları) yerini ve yoğunluğunu tespit edebilir. Madencilik faaliyetleri başlamadan önce, hassas derin deniz ekosistemlerinin temel durumunu (biyoçeşitlilik, su kimyası vb.) belgelemek için veri toplayabilir. Bu, gelecekteki çevresel etki değerlendirmeleri için kritik bir adımdır. YZ kontrollü robotik

sistemler, sadece mineral nodüllerini hedef alarak, çevredeki deniz tabanına ve canlılara verilen zararı en aza indirecek şekilde hassas toplama operasyonları yürütebilir. Impossible Metals gibi şirketler, nodülleri deniz canlılarından ayırt edebilen makine öğrenmesi tabanlı sistemler geliştirmektedir. Teknolojik Hazırlık Seviyesi (TRL), bir teknolojinin fikir aşamasından (TRL 1) tam ticari uygulamaya (TRL 9+) kadar olan olgunluk derecesini ölçmek için kullanılan standart bir ölçektir. Bu alandaki teknolojik gelişmeler, genellikle pilot projeler ve bileşen testleri aşamasındadır. Çevresel izleme sistemleri ve bazı madencilik alt sistemleri için TRL 3-5 (konseptin kanıtlanması ve laboratuvar/pilot ortamda prototip doğrulaması) seviyesinden bahsedilebilir. Henüz bütünleşmiş, tam ölçekli ve ticari bir derin deniz madenciliği operasyonu (TRL 8-9) mevcut değildir.

Dünya dışı kaynakların, özellikle Dünya'ya yakın asteroitlerde bulunan su (roket yakıtı için hidrojen ve oksijene ayrıştırılabilir) ve metallerin (platin grubu metaller gibi) çıkarılması, uzun vadeli uzay araştırmaları ve sürdürülebilir bir uzay ekonomisi için stratejik bir hedef olarak görülmektedir. Bu vizyonun hayata geçirilmesi, insan müdahalesinin neredeyse imkânsız olduğu bir ortamda çalışmayı gerektirdiği için, YZ'yi vazgeçilmez bir teknoloji haline getirmektedir Uzay madenciliği, doğru asteroidi seçmekle başlar. YZ algoritmaları, teleskoplar ve uzay sondalarından gelen devasa miktardaki spektral ve görsel veriyi analiz ederek, kaynak açısından zengin ve yörüngesi erişilebilir olan asteroitleri tespit eder. NASA'nın "Asteroid Data Hunter" projesi, makine öğrenmesini kullanarak yeni asteroitlerin keşif sürecini otomatikleştiren ve hızlandıran bir örnektir. Dünya ile bir asteroit arasındaki milyonlarca kilometrelik mesafe, sinyallerin gidiş-dönüş süresinin dakikalar, hatta saatler sürmesi anlamına gelir. Bu "iletişim gecikmesi", gerçek zamanlı uzaktan kontrolü imkânsız kılar. Bu nedenle, bir asteroit üzerindeki tüm iniş, keşif, sondaj, toplama ve işleme operasyonlarının tamamen otonom robotlar tarafından yürütülmesi zorunludur. Bu robotlar, karmaşık ve engebeli arazilerde kendi başlarına gezinmeli, beklenmedik durumlarla karşılaştıklarında anlık kararlar vermeli ve görevlerini insan müdahalesi olmadan tamamlamalıdır. Mikro yerçekimi veya sıfır yerçekimi ortamı, karasal robotik için geçerli olan fizik kurallarını altüst eder. Bir delme işlemi sırasında basit bir itme kuvveti, robotun yüzeyden savrulmasına neden olabilir. Bu zorluğun üstesinden gelmek için özel robotik tasarımlar geliştirilmektedir. Çin Madencilik ve Teknoloji Üniversitesi'nin (CUMT) geliştirdiği hem tekerlekli hem de pençeli bacaklara sahip çok fonksiyonlu robot, farklı yüzeylere tutunarak hareket edebilir. Harbin Teknoloji Enstitüsü'nün geliştirdiği ve pekiştirici öğrenme ile sanal ortamda eğitilen "Robot Kedi", zıplayarak yer değiştirirken havadaki dengesini koruyarak hassas inişler yapabilmektedir. İngiltere merkezli Asteroid Mining Corporation'ın geliştirdiği altı bacaklı SCAR-E ise, tırmanma yeteneği sayesinde en zorlu arazilere bile erişebilen bir platformdur. Bu robotların geliştirilmesinde, gerçek bir görevden önce binlerce başarısızlığın ve öğrenme döngüsünün yaşanabildiği sanal simülasyonlar ve pekiştirici öğrenme hayati bir rol oynamaktadır. Uzay madenciliği, TRL ölçeğinin daha erken aşamalarındadır. Konseptler ve temel teknolojiler (robotik, sensörler) geliştirilmekte ve NASA'nın SBIR (Küçük İşletme İnovasyon Araştırması) gibi programları genellikle TRL 3-4 seviyesindeki projelere odaklanmaktadır. Lunarminer gibi teorik çerçeveler yüksek verimlilik potansiyeli gösterse de bütünleşmiş bir madencilik misyonu henüz gerçekleştirilmemiştir. Genel olarak, uzay madenciliği teknolojileri TRL 1-4 aralığında yer almakta olup, yüksek potansiyele sahip ancak uzun vadeli ve yüksek riskli Ar-Ge gerektiren bir alandır.

Geleneksel YZ modelleri genellikle mevcut verileri sınıflandırmak veya tahmin etmek üzerine odaklanırken, Üretken Yapay Zekâ (Generative AI), bu verilerden öğrenerek tamamen yeni ve orijinal içerikler (metin, görüntü, kod, tasarım vb.) oluşturma yeteneğine sahiptir. Bu teknoloji, madencilik de dahil olmak üzere birçok endüstride yeni bir inovasyon dalgası yaratma potansiyeli taşımaktadır.

Üretken YZ, karmaşık saha verilerini (sensör okumaları, bakım kayıtları, operatör notları) otomatik olarak analiz edebilir ve bu bilgileri, bakım önerileri veya operasyonel öngörüler içeren, insanlar tarafından kolayca anlaşılabilecek özet raporlara dönüştürebilir. Caterpillar, bu yaklaşımı, uzmanlarının (Koşul İzleme Danışmanları) veri hazırlama ve analiz için harcadığı zamanı önemli ölçüde azaltmak için kullanmaya başlamıştır. Sınırlı sondaj verilerine dayanarak, jeolojik olarak makul, sentetik sondaj logları veya potansiyel cevherleşme modelleri üretebilir. Bu, jeolojik belirsizliğin daha iyi anlaşılmasına yardımcı olabilir. Ayrıca, farklı maden planlama senaryolarının (örneğin, farklı pazar fiyatları veya çevresel kısıtlar altında) potansiyel sonuçlarını hızlı bir şekilde simüle ederek stratejik karar vermeyi destekleyebilir. Madencilik operasyonları için

gereken özel yazılımların veya optimizasyon algoritmalarının kodlanmasını hızlandırabilir, bu da inovasyon döngülerini kısaltabilir.

Bu yeni madencilik ufukları incelendiğinde, karasal madencilik ile aralarında temel bir felsefe farkı ortaya çıkmaktadır. Karasal madencilik, YZ'yi genellikle mevcut, on yıllardır süregelen operasyonlara ve ekipmanlara sonradan entegre etmeye çalışır. Amaç, var olan bir sistemi daha verimli hale getirmektir. Buna karşılık, derin deniz ve uzay madenciliği, en başından itibaren YZ-merkezli (AI-native) olarak tasarlanmak zorundadır. Bu alanlarda, YZ olmadan var olması imkânsız olan sistemler yaratılmaktadır. Bu temel ayrım, teknoloji geliştirme stratejilerini, risk yönetimi yaklaşımlarını ve etik tartışmaların doğasını kökten değiştirmektedir. Karasal madencilikte düzenlemeler genellikle teknolojiye tepki olarak gelişirken, bu yeni sınırlarda etik ve yasal tartışmalar teknolojiyle eş zamanlı veya hatta ondan önce yürütülmektedir. Bu durum, proaktif ve sorumlu bir yönetişim için eşsiz bir fırsat sunmaktadır.

SONUÇ VE DEĞERLENDİRME

Bu çalışma, yapay zekânın madencilik sektöründeki rolünü tarihsel bir evrim, mevcut uygulamalar ve geleceğe yönelik beklentiler ekseninde, çok boyutlu bir perspektifle analiz etmiştir. Analizler, YZ'nin madencilik için artık marjinal bir teknoloji veya bir seçenek olmaktan çıkıp, sektörün gelecekteki ekonomik rekabet gücünü, operasyonel güvenliğini ve çevresel sürdürülebilirliğini şekillendiren merkezi ve stratejik bir zorunluluk haline geldiğini açıkça ortaya koymaktadır.

Sonuç olarak, madencilik sektörünün karşı karşıya olduğu yapısal zorluklar (düşen tenörler, artan maliyetler, sosyal ve çevresel baskılar) göz önüne alındığında, YZ'nin sunduğu potansiyel yadsınamaz. Ancak bu çalışmanın altını çizdiği en önemli nokta, teknolojik potansiyelin tek başına sürdürülebilir bir başarı için yeterli olmadığıdır. YZ'nin madencilikteki nihai başarısı, algoritmaların zekasından veya otonom sistemlerin hızından çok, bu güçlü araçları yöneten insan bilgeliğine, etik öngörüsüne ve sosyal sorumluluk bilincine bağlı olacaktır. Ekonomik, çevresel, sosyal ve etik boyutları bir arada gözeten bütüncül ve dengeli bir yaklaşım benimsenmediği takdirde, teknolojik olarak en parlak başarılar bile uzun vadede kırılgan ve sürdürülemez kalmaya mahkumdur.

Bu bağlamda, gelecekteki araştırmalar için bazı kritik sorular ortaya çıkmaktadır:

- Madencilik endüstrisi için, kullanılan YZ modellerinin hesaplama verimliliğini ve çevresel ayak izini ölçen standart "Yeşil YZ" metrikleri nasıl geliştirilebilir ve benimsenebilir?

- Farklı sosyoekonomik ve yasal çerçevelere sahip ülkelerde uygulanan "adil iş gücü geçişi" modellerinin karşılaştırmalı bir analizi, en iyi uygulamaların belirlenmesine nasıl yardımcı olabilir?

- Derin deniz ve uzay madenciliği gibi, henüz büyük ölçüde ulusal yargı alanlarının dışında kalan yeni sınırlar için, YZ kullanımını düzenleyecek uluslararası etik ve yasal çerçeveler nasıl oluşturulabilir?

Bu soruların, yapay zekâ ve madencilik alanındaki araştırmaların önümüzdeki yıllarda odaklanacağı önemli yönlerini işaret ettiğini düşünülmektedir.

Türkiye'deki madencilik alanında ise Yapay zekanın kullanımı henüz oldukça sınırlıdır. Maden aramacılığında, Maden kaynak kestirimi konusunda, operasyon ve üretim aşamasında ve iş sağlığı ve güvenliği alanında birçok olası uygulama alanları mevcuttur. Yapay Zekâ sistemlerinin bu alanlara entegrasyonu kaynakların daha etkin ve verimli kullanılarak karlılığı arttırma potansiyeli vardır.

KAYNAKLAR

Abe, A. A., The, S. C., & Paramsothy, S. (2024). A review on deep sea mining: The current status, environmental impacts, and future perspectives. Marine Technology and Engineering Journal, 8(1), 1-14.

Bares, J., & Whittaker, W. (1995). Dante II: Technical Description, Results and Lessons Learned. The Robotics Institute, Carnegie Mellon University.

Carlà, T., Farina, P., Intrieri, E., Ketelaar, G., & Casagli, N. (2019). On the use of machine learning for the real-time forecasting of landslides and tailings dam failures from satellite InSAR. Scientific Reports, 9(1), 1-13.

Carvalho, T. P., Soares, F. A., Vita, R., da Francisco, R. P., Basto, J. P., & Alcalá, S. G. S. (2019). A systematic literature review of machine learning methods applied to predictive maintenance. Computers & Industrial Engineering, 137, 106024.

Caterpillar Inc. (2022, 3 Şubat). 500+ Cat® Autonomous Trucks Operating Worldwide. Caterpillar News.

Gosse, A., & Burton, K. (2024, 6 Şubat). KoBold Metals finds huge Zambia copper deposit using AI. Reuters.

Grebby, S., K. S. Sowter, A. Gluyas, J. G. D. A. Gee, D. & Athab, A. (2021). Advanced analysis of satellite data reveals ground deformation precursors to the Brumadinho tailings dam collapse. Communications Earth & Environment, 2(1), 1-10.

Highsmith, R., & Smith, M. (2018). A review of the state-of-the-art of autonomous systems for surface mining. Journal of Cleaner Production, 182, 846-859.

Kholodov, Y. A., & Fomin, L. A. (2022). Intelligent collision avoidance systems in mining transport. Journal of Mining Institute, 253, 65-74.

Marshall, J. A., Bonchis, A., O'Brien, E., & Larsson, J. (2020). Robotics in Mining. In: Encyclopedia of Robotics. Springer, Berlin, Heidelberg.

Morel, M. L., Melis, A. I., & Cisternas, L. A. (2020). A simulation-optimization framework for a SAG milling circuit: a case study. Minerals Engineering, 152, 106357.

NASA. (1994). Dante II, a walking robot, explores the Mt. Spurr volcano in Alaska.

Pires de Lima, T. A., de Souza, F. A., & Ribeiro, K. Z. (2022). Automated lithological classification of drill core images using convolutional neural networks. Computers & Geosciences, 162, 105096.

Schoening, T., & Köser, K. (2022). AI in deep-sea research: A review of machine learning applications in marine science. Annual Review of Marine Science, 14, 243-267.

The Northern Miner. (2019, Mayıs 22). Commentary: Goldspot's AI tech could revolutionize exploration. The Northern Miner.

TIME. (1994, 15 Ağustos). Dante Tours the Inferno. TIME Magazine.

2D EXPLORATION TARGETING USING ENSEMBLE POSITIVE-UNLABELED DATA LEARNING APPROACHES: A CASE STUDY FROM AKTOBE, KAZAKHSTAN

B. A. Göyem [1,*], E. F. Çakıcı [2]

[1] Eczacıbaşı Bilişim R&D Center, İstanbul, Türkiye
([*]Corresponding Author: beytullah.goyem@eczacibasi.com.tr)
[2] Esan Eczacibasi Industrial Raw Materials Co.

ABSTRACT

In recent times, the limited discovery of new ore deposits despite increasing demand has driven exploration teams to seek faster and more efficient methods. Mineral prospectivity mapping, a geographic analysis technique to evaluate the potential of zones for mineral resources, benefits significantly from machine learning. However, the rarity of mineralization leads to a scarcity of positive samples, while the high cost of drilling limits the collection of negative samples. This leads to significant challenges, including class imbalance and the risk of mislabeling during negative sample selection. A bagging-based Positive-Unlabeled Learning framework offers an effective solution to these issues. This study implements mineral prospectivity modeling by integrating two-dimensional geological and geophysical data with ore deposit characteristics. The study area is an exploration site in the Aktobe region of Kazakhstan. The Balanced Random Forest algorithm was proposed for prediction and compared against two models employing LightGBM and Logistic Regression as base learners. The results indicate that the Balanced Random Forest outperforms the other models in handling the challenges mentioned above. At the end of the study, a potential map was generated and color-coded based on the estimated probability scores, with the aim of supporting future exploration efforts in the field.

Keywords: 2D mineral prospectivity mapping, Aktobe region, machine learning, positive-unlabeled learning, random forest

INTRODUCTION

In recent years, global demand for mineral resources has grown significantly, driven by accelerating industrial and economic development. Despite this increasing need, existing mineral reserves have proven inadequate to support long-term growth, necessitating more effective exploration strategies (Schodde, 2017). In this context, Mineral Prospectivity Mapping (MPM) has emerged as a vital methodology. MPM is a comprehensive spatial analysis technique designed to identify areas with high potential for undiscovered mineralization (Agterberg, 1989; Carranza, 2008). It operates by examining correlations between known deposits and a range of ore-controlling factors. The primary objective is to estimate the likelihood of specific mineral deposit types occurring within a defined region, thereby guiding exploration strategies.

From a dimensional perspective, MPM can be classified as either 2D or 3D, depending on whether the focus is limited to surface-level features or extended into the subsurface. While 2D modeling is widely employed for regional-scale assessments based on surface datasets, 3D approaches enable volumetric targeting of subsurface ore bodies. By incorporating depth-resolved data such as drillhole records and three-dimensional

geophysical measurements, 3D MPM provides enhanced insights for deep exploration, albeit with greater data requirements and computational complexity (Xiang et al., 2020).

MPM approaches are generally categorized into knowledge-driven and data-driven methods. Knowledge-driven techniques primarily rely on expert judgment to evaluate spatial factors, often producing qualitative and subjective results (Abedi et al., 2017). While expert insights and metallogenic theories have historically played a pivotal role, they are no longer sufficient to meet the analytical demands of modern mineral exploration (Yousefi et al., 2021). Recent advancements in data availability and computational capabilities have catalyzed a shift toward data-driven methodologies. Machine learning algorithms, including support vector machines, random forests, and neural networks, offer a robust framework for handling the high dimensionality and non-linear nature of geoscientific datasets (Rodriguez-Galiano et al., 2015; Zuo and Carranza, 2011). As a result, integrating data analytics into MPM is now considered essential for enhancing predictive reliability and facilitating the discovery of new mineral resources in increasingly challenging geological settings (Miao et al., 2024).

Despite its effectiveness, MPM is influenced by a variety of uncertainties (Zuo et al., 2021). One fundamental challenge arises from the rarity of mineralization itself, resulting in highly imbalanced datasets where confirmed mineral occurrences (positive samples) are scarce, while unknown locations are abundant. This class imbalance complicates the development of robust predictive models. A second, more subtle issue involves the selection of negative samples for supervised learning (Parsa and Cumani, 2025). These samples are typically drawn from areas surrounding known deposits using available data. However, such regions may exhibit geological characteristics similar to those associated with mineralization, introducing ambiguity into the classification process. Consequently, these negative samples may not be representative and can undermine the model's ability to effectively distinguish mineralized from barren zones (Zuo and Carranza, 2011).

Positive-Unlabeled Learning (PUL) represents a specialized branch of semi-supervised machine learning in which the training data consists of a limited set of positively labeled samples and a large pool of unlabeled instances (Liu et al., 2002). The key strength of PUL lies in its ability to mitigate the challenges of class imbalance, a common issue in MPM. Recent advancements have also demonstrated the utility of PUL algorithms in addressing the limitations of conventional data-driven methods, particularly in scenarios where negative labels are either unavailable or unreliable (Xiong and Zuo, 2021). One particularly effective strategy involves integrating PUL with ensemble techniques such as bagging (Breiman, 1996; Mordelet and Vert, 2014). Gao et al. (2023) reported promising outcomes with this hybrid strategy in addressing the challenges of class imbalance and negative samples.

Table 1. Geoscience datasets

Layer Type	Description	Number of Layers
Lithological	Lithological units	50
Structural	Structural features (faults and dykes)	3
Contact	The contact boundaries of Middle Devonian formations	1
Geophysical	Magnetic and gravity data	2
Occurrence	Copper ore locations	1

The Aktobe region of Kazakhstan has not previously been the subject of any MPM research. This study aims to provide a scientific basis and valuable reference for prospecting and exploration activities by developing a 2D MPM model for a license area owned by Esan Eczacibasi (Esan), one of Turkey's leading industrial

raw material producers. The identification of potential Copper (Cu) ore deposits is based on datasets provided by Esan, which were initially acquired during the Soviet era and are outlined in Table 1. Since the dataset comprises only verified ore occurrences without explicitly labeled negatives, the task is formulated as a PUL problem, for which bagging-based methods are employed. The effectiveness of LightGBM (BPUL-LGBM) and Logistic Regression (BPUL-LR) is systematically compared. The Balanced Random Forest (BRF) algorithm is also evaluated for its capacity to address the PUL problem, and the results provide compelling evidence of its efficacy in this domain.

The rest of the paper is organized as follows. Section "Methodology" outlines the methodology, including data processing, modeling, and evaluation. Section "Results and Discussion" highlights key findings and their implications. Section "Conclusions" concludes the paper with a summary and directions for future research.

METHODOLOGY

Data Processing

The study utilizes a high-resolution, geoscientific raster dataset comprising 56 evidential maps and one target map. The dataset primarily consists of geological layers represented as distance rasters. In these rasters, pixels where a specific geological feature has been observed are assigned a value of 0, indicating the presence of that feature at that location. All other pixel values denote the Euclidean distance to the nearest observed occurrence of the feature. This encoding enables the assessment of the influence of geological attributes on mineralization based on spatial proximity. The associated target map delineates known Cu deposit locations. All maps were provided in GeoTIFF format at a spatial resolution of 1971 × 2711 pixels, with each pixel representing a 20 × 20 meter area. These TIFF raster images were systematically imported and transformed into numerical array structures using the GDAL package, enabling subsequent computational analysis. After transformation into tabular format, the dataset contained a total of 5,343,381 rows and 57 columns, including the binary target variable. Due to the computational load of 56 variables and concerns about multicollinearity, Principal Component Analysis was performed. Before the process, the data were normalized. The first six principal components were chosen, accounting for 95.5% of the total variance.

Only 120 samples in the dataset were labeled as positive, resulting in a significant class imbalance. Critically, the dataset contains no explicitly labeled negative samples, introducing a common challenge in mineral exploration where non-deposit locations are inherently ambiguous. A binary classification scheme was adopted for prediction, where data points corresponding to known mineral occurrences were labeled as class 1, and all other locations were assigned to class 0. This imbalanced and uncertain class distribution required careful handling in both model training and evaluation.

Bagging PU Learning

The bagging-based Positive-Unlabeled Learning (PUL) algorithm is a semi-supervised learning approach aimed at identifying the most likely positive instances within unlabeled data (Wu et al., 2020). It begins by generating training datasets through bootstrap sampling, where each dataset combines the positive samples with an equal number of randomly selected unlabeled instances, which are temporarily treated as negative (Zhang et al., 2021). A base learner is then trained on this data. This process is repeated multiple times with different random samples, resulting in an ensemble of base learners. Each learner outputs a score between 0 and 1, representing the probability that a given sample belongs to class 1. The final prediction for each sample is obtained by averaging the scores from all learners.

The method allows for the use of various data-driven algorithms as base learners (Mordelet and Vert, 2014; Zhang et al., 2021). In this study, LightGBM and Logistic Regression were employed as the base learner, utilizing default hyperparameters without any tuning. The number of base learners was set to 500. Deposit lo-

cations were used as positive samples, while negative samples were randomly selected from unlabeled regions assumed to be non-deposit areas.

Balanced Random Forest

Chen et al. (2004) proposed the Balanced Random Forest (BRF) technique as a variant of the classic Random Forest classifier (Breiman, 2001), specifically designed for imbalanced datasets. The central innovation of the BRF lies in modifying the data sampling procedure used in the ensemble's tree construction phase. In contrast to standard RF, where bootstrapping is applied uniformly across the entire training set, BRF performs class-balanced bootstrapping by equating the representation of the minority and majority classes in each decision tree. The method proceeds as follows:

1. For each iteration of tree induction, a bootstrap sample of the minority class is drawn. Simultaneously, an equal number of samples are drawn from the majority class, with replacement, creating a balanced training subset for that specific tree.

2. Each classification tree is grown to its maximum size using the CART (Classification And Regression Tree) algorithm, with no post-pruning. A random subset of variables is selected at each node to determine the optimal split, consistent with the original Random Forest methodology.

3. The first two steps are repeated across the specified number of trees, and final predictions are obtained through majority voting over the ensemble of individually trained, balanced trees.

In the context of PUL, BRF offers a robust way. Each decision tree within the BRF is trained on a bootstrapped sample that includes all available positive instances and a randomly drawn subset of unlabeled data, temporarily assumed to be negative. This mirrors the standard PU assumption that most unlabeled instances are negative, making the sampling strategy statistically reasonable.

The diversity in trees reduces over-reliance on any specific negative sample and mitigates the variance caused by label uncertainty. Furthermore, BRF's balanced sampling mechanism prevents the dominance of the majority class during training, preserving the classifier's sensitivity to the minority class. Fu et al. (2024) demonstrated that the algorithm improves classification across both classes by combining ensemble learning with balanced sampling, thereby reducing the impact of label noise and skewed class distribution.

As an alternative strategy to address our problem, we explored the use of the BRF algorithm. Hyperparameter optimization was performed using the Bayesian optimization framework Optuna (Akiba et al., 2019), with a maximum runtime constraint of 5400 seconds to limit computational cost. The process explored a defined search space comprising the number of estimators and the maximum depth of individual trees. Model evaluation was performed using 7-fold cross-validation on the training set to provide a stable and unbiased assessment of predictive accuracy.

Model Evaluation

MPM involves cost-sensitive classification, as false positives can lead to unnecessary exploration expenses with no gain, while false negatives may cause missed opportunities to identify valuable mineral deposits (Xiong and Zuo, 2017). The evaluation of our proposed approaches accounts for the specific challenge of having few verified mineral occurrences, with the rest of the region unlabeled and largely presumed barren. Due to this PUL context, conventional metrics such as the confusion matrix, precision, and F-score may not provide reliable assessments, as negatives may include unidentified positives. To that end, recall was employed as a key metric that is defined in Equation (1), measuring the model's sensitivity to known mineralized sites.

$$Recall_{known} = \frac{TP_{known}}{TP_{known}+FN_{known}} \quad (1)$$

This metric quantifies the proportion of known positives correctly identified by the model, where TP is the count of correctly predicted positives; FN is the count of missed positives. Given its widespread adoption in mineral prospectivity modeling (Nykänen et al., 2015; Xiong and Zuo, 2021), the Receiver Operating Characteristic - Area Under the Curve (ROC-AUC) metric was also selected for evaluation, despite being potentially affected by the challenges discussed earlier. Higher values for these metrics reflect better performance by the model.

RESULTS AND DISCUSSION

In this study, predictive models were developed using three distinct approaches: BRF, BPUL-LGBM, and BPUL-LR. The dataset was partitioned into training and testing subsets with a stratified 85:15 split, ensuring the rare positive class distribution was preserved. Accordingly, 102 of the 120 known positive samples were allocated to the training set, while the remaining 18 were reserved for testing. To evaluate the prediction performance on positive instances, the recall metric was utilized. In addition, the ROC-AUC, a commonly used metric in MPM studies, was also tracked. The predictive performances of each approach are summarized in Table 2.

Table 2. Prediction performance of the model for verified mineralization

Predictive Model	ROC-AUC (%)		Recall (%)		Correct Predictions	
	Train	Test	Train	Test	Train	Test
BRF	99.23	87.66	100	83.33	102	15
BPUL-LGBM	96.65	84.45	100	77.77	102	14
BPUL-LR	79.15	74.20	89.21	83.33	91	15

All models exhibited better performance on the training set than on the test set. For instance, the BRF model achieved a ROC-AUC score of 0.99 during training, which dropped to 0.87 in testing. The ROC-AUC scores of the BPUL-LR model remained below 0.8 due to its strong tendency to overpredict the positive class. Both BRF and BPUL-LGBM attained a recall of 1.0 on the training set, successfully identifying all known ore deposits. However, in the test set, BRF failed to correctly predict 3 out of the 18 positive samples, while BPUL-LGBM misclassified 4. While BRF and BPUL-LGBM demonstrated competitive performance, BPUL-LR significantly underperformed, misclassifying 11 positive instances in the training set and 3 in the test set as negatives. Results indicate that BRF achieved the highest scores across all performance metrics. These findings underscore the potential of the BRF algorithm as a robust candidate for addressing PUL problems.

Hyperparameter tuning for the BRF model was conducted using the Optuna framework, with the goal of maximizing ROC-AUC performance. The search process was constrained to 5,400 seconds, during which 25 trials were completed. Validation ROC-AUC scores ranged from 0.8253 to 0.8511 across these trials. For the BPUL-LGBM and BPUL-LR approaches, bagging ensembles were constructed by randomly generating 500 different negative sample sets from the unlabeled data. Each set contained the same number of instances as the positive set (n = 102), while the same positive set was reused across all base learners. Final scores were obtained by averaging the predicted probabilities across all base learners for each spatial unit in the study area. The complete training and prediction process took 316.44 seconds for BPUL-LGBM and 151.87 seconds for BPUL-LR.

In addition to spatial delineation of prospective zones, it is crucial in MPM studies to understand which geological units most drive model decisions, as this enhances interpretability for exploration teams. In line with this objective, feature contributions were quantified. Among the 56 evidence layers, the Dongelek volcanic complex formation and the contact boundaries were identified as the leading contributors to Cu mineralization in the study area. Their respective importance scores are provided in Table 3.

Table 3. Spatial associations between target and exploration criteria

Predictive Model	Dongelek Volcanic Complex	Contact	Aktogay Volcanic	Borlinsky Minor Intrusions	Other Layers
BRF	0.077	0.051	0.044	0.039	0.789
BPUL-LGBM	0.085	0.057	0.032	0.042	0.784
BPUL-LR	0.143	0.095	0.038	0.049	0.675

Figure 1 presents maps generated from the predicted probability values of each model. The maps produced by BRF and BPUL-LGBM are more detailed and show substantial similarity in highlighting mineralized zones. In contrast, the BPUL-LR model yielded more conservative predictions, characterized by lower probability scores and reduced confidence in differentiating between highly prospective and non-prospective areas. This is likely due to the linear nature of Logistic Regression, which may not capture complex interactions among geological features as effectively as tree-based models. Another observation is that potential scores tend to be higher in regions with dense ore deposits.

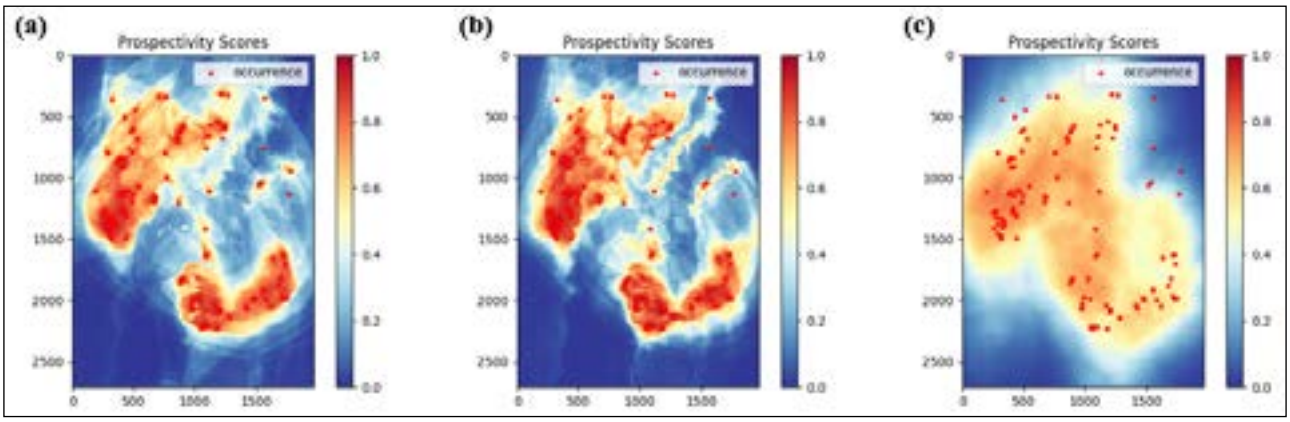


Figure 1. Prospectivity maps of Cu mineralization: (a) BRF; (b) BPUL–LGBM; (c) BPUL-LR

The two-dimensional mineral potential map within the licensed area owned by Esan is presented in Figure 2. This map was color-coded using probability scores derived from the BRF model, providing a visual aid for guiding future exploration activities. Areas with high mineralization potential were highlighted in red on the map. The sharp transitions between low- and high-prospectivity zones can be attributed to both data and methodological constraints. A major limitation was the absence of reliable negative training samples, which required assigning pseudo-negative labels by randomly selecting unverified locations. This approach, while necessary, carries the risk of introducing artificial contrasts. Furthermore, the predictor variables were primarily distance-based, and the limited number of known deposits, clustered in specific areas, reinforced this effect. As a result, regions proximal to multiple known deposits exhibited higher predicted scores, whereas areas with only one or two positive examples tended to yield lower estimates. These factors collectively shaped the abrupt boundaries observed on the map.

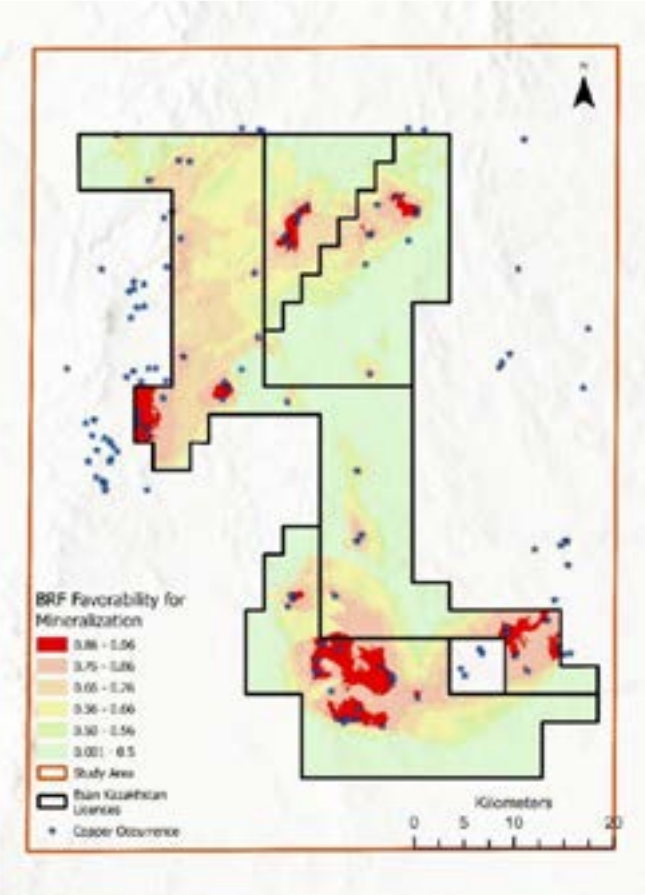


Figure 2. 2D mineral potential map and target area delineation

Based on the findings of this study, Esan's operational program in the region has been restructured in accordance with the delineated target areas on the prospectivity map. In particular, zones previously suspected by the exploration team have been prioritized. Furthermore, license boundaries have been revised to encompass the identified target areas. Although a quantitative assessment of benefits cannot yet be provided, it is anticipated that this approach will accelerate the exploration process and promote a more efficient and effective use of resources.

CONCLUSIONS

In this study, MPM was conducted for a mining company operating in the Aktobe region of Kazakhstan. A major challenge was the limited number of confirmed positive samples and the lack of reliably labeled negatives. Consequently, negative examples had to be inferred by randomly sampling from the unlabeled data, introducing potential noise into the training process. To address this issue, PUL methods were employed. The key findings of the study are summarized as follows:

1. BRF demonstrated superior predictive performance compared to alternative models, establishing it as a strong candidate for tasks in PUL settings.

2. The Dongelek Volcanic Complex and the contact boundaries of Middle Devonian formations were identified as geologically significant features associated with copper mineralization in the study area.

3. Logistic Regression proved insufficient in capturing the complex, non-linear geological relationships, often yielding predictions with limited confidence that undermined its effectiveness.

4. Both the selection of negative samples and the spatial distribution of positives significantly influence model predictions and the resulting prospectivity maps.

This study not only supports regional exploration initiatives but also provides a methodological framework that can inform future MPM applications under similar data constraints. Future work may focus on improving PUL performance by replacing the random selection of negative samples with more reliable sampling strategies.

REFERENCES

Abedi, M., Kashani, S. B. M., Norouzi, G. H., & Yousefi, M. (2017). A deposit scale mineral prospectivity analysis: A comparison of various knowledge-driven approaches for porphyry copper targeting in Seridune, Iran. Journal of African Earth Sciences, 128, 127-146.

Agterberg, F. P. (1989). Computer programs for mineral exploration. Science, 245(4913), 76-81.

Akiba, T., Sano, S., Yanase, T., Ohta, T., & Koyama, M. (2019, July). Optuna: A next-generation hyperparameter optimization framework. In Proceedings of the 25th ACM SIGKDD international conference on knowledge discovery & data mining (pp. 2623-2631).

Breiman, L. (1996). Bagging predictors. Machine learning, 24, 123-140.

Breiman, L. (2001). Random forests. Machine learning, 45, 5-32.

Carranza, E. J. M. (2008). Geochemical anomaly and mineral prospectivity mapping in GIS (Vol. 11). Elsevier.

Chen, C., Liaw, A., & Breiman, L. (2004). Using random forest to learn imbalanced data. University of California, Berkeley, 110(1-12), 24.

Fu, Z., Ma, H., Wang, F., Dou, J., Zhang, B., & Fang, Z. (2024). An Integrated Framework of Positive-unlabeled and Imbalanced learning for Landslide Susceptibility Mapping. IEEE Journal of Selected Topics in Applied Earth Observations and Remote Sensing.

Gao, M., Wang, G., Yang, W., Zhang, Z., Cai, D., Xu, Y., & Yang, S. (2023). Bagging-based positive–unlabeled data learning algorithm with base learners random forest and XGBoost for 3D exploration targeting in the Kalatongke District, Xinjiang, China. Natural Resources Research, 32(2), 437-459.

Liu, B., Lee, W. S., Yu, P. S., & Li, X. (2002, July). Partially supervised classification of text documents. In ICML (Vol. 2, No. 485, pp. 387-394).

Miao, Q., Wang, P., Zhao, H., Li, Z., Qi, Y., Mao, J., ... & Tang, G. (2024). Mineral Prospectivity Prediction Based on Self-Supervised Contrastive Learning and Geochemical Data: A Case Study of the Gold Deposit in the Malanyu District, Hebei Province, China. Natural Resources Research, 33(4), 1377-1391.

Mordelet, F., & Vert, J. P. (2014). A bagging SVM to learn from positive and unlabeled examples. Pattern Recognition Letters, 37, 201-209.

Nykänen, V., Lahti, I., Niiranen, T., & Korhonen, K. (2015). Receiver operating characteristics (ROC) as validation tool for prospectivity models—A magmatic Ni–Cu case study from the Central Lapland Greenstone Belt, Northern Finland. Ore Geology Reviews, 71, 853-860.

Parsa, M., & Cumani, R. (2025). Class Label Representativeness in Machine Learning-Based Mineral Prospectivity Mapping. Natural Resources Research, 1-25.

Rodriguez-Galiano, V., Sanchez-Castillo, M., Chica-Olmo, M., & Chica-Rivas, M. J. O. G. R. (2015). Machine learning predictive models for mineral prospectivity: An evaluation of neural networks, random forest, regression trees and support vector machines. Ore geology reviews, 71, 804-818.

Schodde, R. (2017, October). Long term trends in global exploration–are we finding enough metal. In 11th Fennoscandian exploration and mining conference (Vol. 31).

Wu, B., Qiu, W., Jia, J., & Liu, N. (2020). Landslide susceptibility modeling using bagging-based positive-unlabeled learning. IEEE Geoscience and Remote Sensing Letters, 18(5), 766-770.

Xiang, J., Xiao, K., Carranza, E. J. M., Chen, J., & Li, S. (2020). 3D mineral prospectivity mapping with random forests: A case study of Tongling, Anhui, China. Natural Resources Research, 29, 395-414.

Xiong, Y., & Zuo, R. (2017). Effects of misclassification costs on mapping mineral prospectivity. Ore Geology Reviews, 82, 1-9.

Xiong, Y., & Zuo, R. (2021). A positive and unlabeled learning algorithm for mineral prospectivity mapping. Computers & Geosciences, 147, 104667.

Yousefi, M., Carranza, E. J. M., Kreuzer, O. P., Nykänen, V., Hronsky, J. M., & Mihalasky, M. J. (2021). Data analysis methods for prospectivity modelling as applied to mineral exploration targeting: State-of-the-art and outlook. Journal of Geochemical Exploration, 229, 106839.

Zhang, Z., Wang, G., Liu, C., Cheng, L., & Sha, D. (2021). Bagging-based positive-unlabeled learning algorithm with Bayesian hyperparameter optimization for three-dimensional mineral potential mapping. Computers & Geosciences, 154, 104817.

Zuo, R., & Carranza, E. J. M. (2011). Support vector machine: A tool for mapping mineral prospectivity. Computers & Geosciences, 37(12), 1967-1975.

Zuo, R., Kreuzer, O. P., Wang, J., Xiong, Y., Zhang, Z., & Wang, Z. (2021). Uncertainties in GIS-based mineral prospectivity mapping: Key types, potential impacts and possible solutions. Natural Resources Research, 30, 3059-3079.

MULTIMODAL DATA FUSION SOLUTION FOR GEOHAZARD MANAGEMENT AND POTENTIAL DATA-DRIVEN APPLICATIONS IN THE DEVELOPMENT OF MINING DIGITALISATION

R. Liang[1,*], C. Zhang[1], S. Saydam[1], I. Canbulat[1]

[1] *University of New South Wales, NSW Sydney, 2032, Australia*
*(*Corresponding Author: ruiyu.liang@unsw.edu.au)*

ABSTRACT

Underground mining environments are inherently dynamic and geologically complex, where geohazards—such as rock burst, falls of ground, and strata instabilities—pose persistent threats to both safety and productivity. Conventional hazard prediction approaches, often reliant on singular data sources such as empirical indices or isolated monitoring systems, lack the spatial-temporal resolution and adaptive capacity required for robust prediction in real-world operational settings. This study proposes a multimodal data fusion framework to enhance geohazard management and facilitate the broader digital transformation of underground mining. The framework integrates a diverse range of datasets, including geological structures, geotechnical parameters (e.g., RMR), geological surveys, and digitalised visual data from the mining environment. These multimodal sources are spatially aligned using a unified grid system (50×50×50 m) and interpolated within the entire mine site to mitigate data sparsity and non-uniform sampling issues. A suite of supervised machine learning models (e.g., SVM, RF, KNN) is trained on the fused dataset to classify geohazard-prone zones. Cross-validated results indicate that the multimodal fusion models achieve an average prediction accuracy of 92.1%, significantly reducing false-negative rates compared to single-modality baselines. Crucially, the developed fusion pipeline is integrated within 3D digital twin environments, enabling real-time visual analytics, scenario-based risk simulation, and interactive decision-making. This demonstrates the system's potential as a scalable and interoperable backbone for AI-enhanced geohazard forecasting embedded within smart mine ecosystems. The proposed solution contributes to the advancement of data-driven mining systems, ultimately fostering safer, more adaptive, and resilient underground mining operations.

Keywords: Multimodal data fusion, geohazard prediction, machine learning, mining digitalisation, underground safety, digital twin

INTRODUCTION

Underground mining is characterised by complex geological and operational conditions where hazards such as rock bursts, falls of ground, and strata instabilities remain a persistent challenge (Guo, Li, Hu, & Hou, 2022; W McGaughey, 2014; WJ McGaughey et al., 2017; Sharma & Maity, 2022; Zhang, Ling, Tang, Dong, & Zhang, 2022). Traditional hazard prediction methods rely heavily on singular data modalities, including empirical indices, seismic monitoring, or stress measurements. While valuable, these approaches lack the robustness needed to address the inherent heterogeneity and spatial-temporal variability of mining environments. Recent advances in digitalisation, data fusion, and artificial intelligence offer opportunities to overcome these challenges by integrating diverse data sources into unified predictive frameworks (Duzgun, 2019; Guo et al.,

2022; Janusz & Ślęzak, 2020; Shirani Faradonbeh & Taheri, 2019; Su et al., 2022; Ziętek, Banasiewicz, Zimroz, Szrek, & Gola, 2020).

This paper proposes a multimodal data fusion framework for geohazard prediction in underground mines. The framework combines geological structures, geotechnical indices (e.g., Rock Mass Rating), geological surveys, and digitalised CAD-derived visual models (Kondo, De Lima, De Freitas Rocha Loures, Dos Santos, & Deschamps, 2020; Meng, Jing, Yan, & Pedrycz, 2020; Sharma & Maity, 2022; Wang & Luo, 2021). Data sparsity and non-uniform sampling are addressed through a standardised grid (50×50×50 m) and interpolation. Supervised machine learning models are then trained on the fused dataset to classify geohazard-prone zones, with interpretability achieved through SHAP analysis. The framework is further integrated into 3D digital twin platforms to enable real-time analytics and decision-making.

METHODOLOGY

The methodology comprises four major components: (i) data acquisition and preparation, (ii) spatial integration via gridding and interpolation, (iii) machine learning-based fusion modelling, and (iv) digital twin integration.

Data Sources

The study integrates multiple datasets: (a) geological structures derived from CAD-based drawings, (b) routine geotechnical monitoring data, (c) rock mass rating (RMR) indices, and (d) digitalised visual model data representing mine development, geological formations, deposits, and working faces. A robust data diagram should ensure long-lasting support and compatibility with relevant data sources. In contrast to the standardised IFC framework prevalent in BIM, the mining industry currently needs a comparable standardised framework for 3D visual models. Furthermore, the focal points of visual model reconstruction differ significantly between sectors; for example, building engineering prioritises building parameters and materials, while mining engineering emphasises precise spatial location, geological information, and the structure of infrastructures (Huang et al., 2019; Li, Li, Lin, & Li, 2021; Salmi & Heikkilä, 2023; Wong et al., 2020). Unlike the standardised building components referenced in the IFC parameters, mining operations often depend on original contour drawings, such as 2D CAD mine plans. This divergence necessitates a novel solution for underground mining, specifically tailored to its unique requirements, rather than adapting the standardised IFC framework.

This section specialises in visual model development in mining based on the proposed data diagram. This diagram supports the integration of existing mine plan drawing data to increase the compatibility of visualisation development with existing data sources and align it with sustainable mine planning throughout a mine's operational life. The proposed design encompasses a comprehensive data diagram and its associated workflows, including data serialisation, cleaning, exchange, and information sharing.

Regarding data management research from recent studies, this paper selects NoSQL databases and the key-value format data. NoSQL databases provide a flexible and scalable approach to managing large volumes of unstructured data, which is often encountered in mining operations. The key-value format allows data to be stored in a way that enables efficient retrieval and processing, making it suitable for handling diverse and rapidly changing data sets (Gudivada, Rao, & Raghavan, 2014; Liang et al., 2023; Membrey, Plugge, Hawkins, & Hawkins, 2010; Mohammadpoor & Torabi, 2018; Oussous, Benjelloun, Ait Lahcen, & Belfkih, 2018; Qi, 2020). It enhances compatibility across diverse data sets to tackle ever-increasing data and variations in data fields. The data diagram includes six main fields presented in Figure 1: Grid ID, Grid coordination, Grid description, Timestamp, and Data Dictionary. The data dictionary contains detailed parameters that can serve for the reconstruction of a mining plan grid entity. The data dictionary can contain fields such as vertices collection, layer, timestamp, normal, extrude index, and future extension factors. The vertices collection is an array or list of 3D points of the model contour, where normal reflects the direction of the 3D extrude.

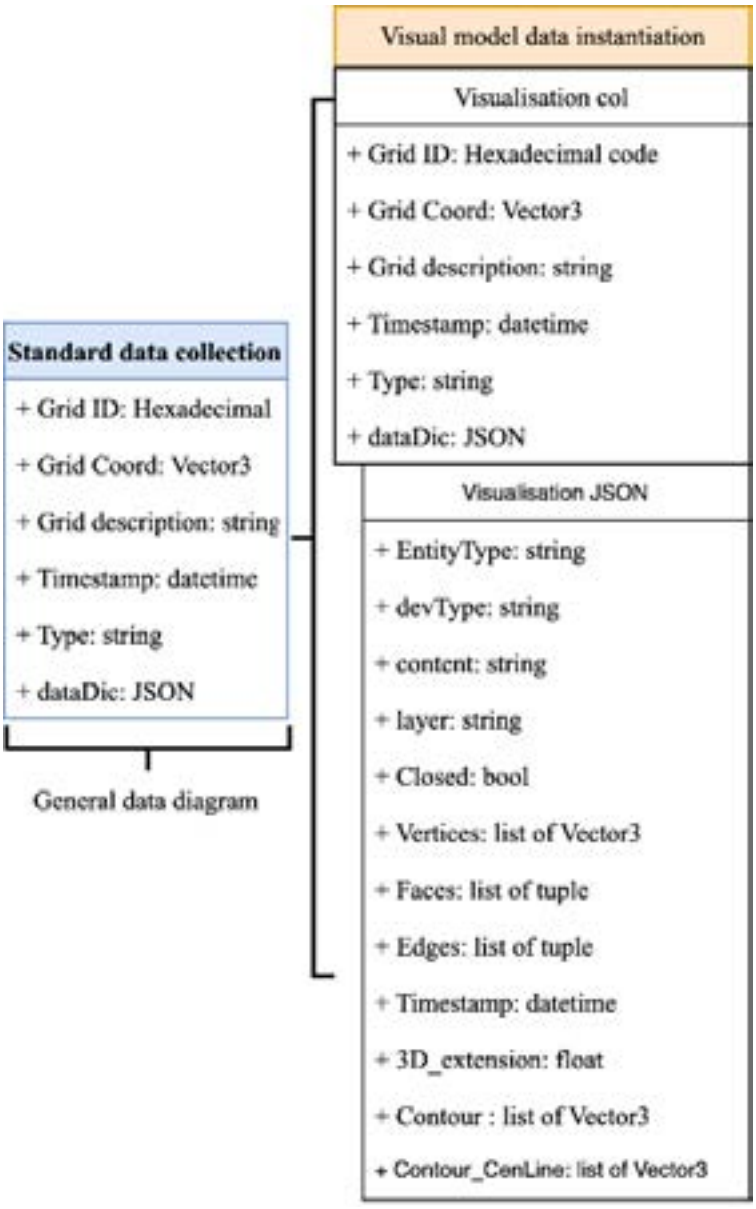


Figure 1 Visual model data structure for mining visualisation.

Spatial Integration

To mitigate the effects of sparsity and inconsistent sampling, all data sources are spatially aligned using a 50×50×50 m 3D grid. Rock mass rating values are interpolated using Radial Basis Function (RBF) interpolation, selected for its stability and low classification error compared with alternatives such as Kriging, IDW, or spline interpolation. The grid is unified based on several key factors, including data scattering, information compatibility, and structural requirements of the visual model data. The 50-metre extension in each dimension, particularly the z-axis, aligns well with most 2D-extracted geological structures, as evidenced by 3D visual models. As illustrated in Figure 2, this grid size effectively accommodates the conversion of 2D geological structures into a 3D context, ensuring that spatial information is accurately represented. Based on the selected grid size, a mine-site-wide RMR interpolation is demonstrated in Figure 3 (red-very weak, orange-weak, yellow-general, green-good, cyan-great, blue-very good, black-N/A).

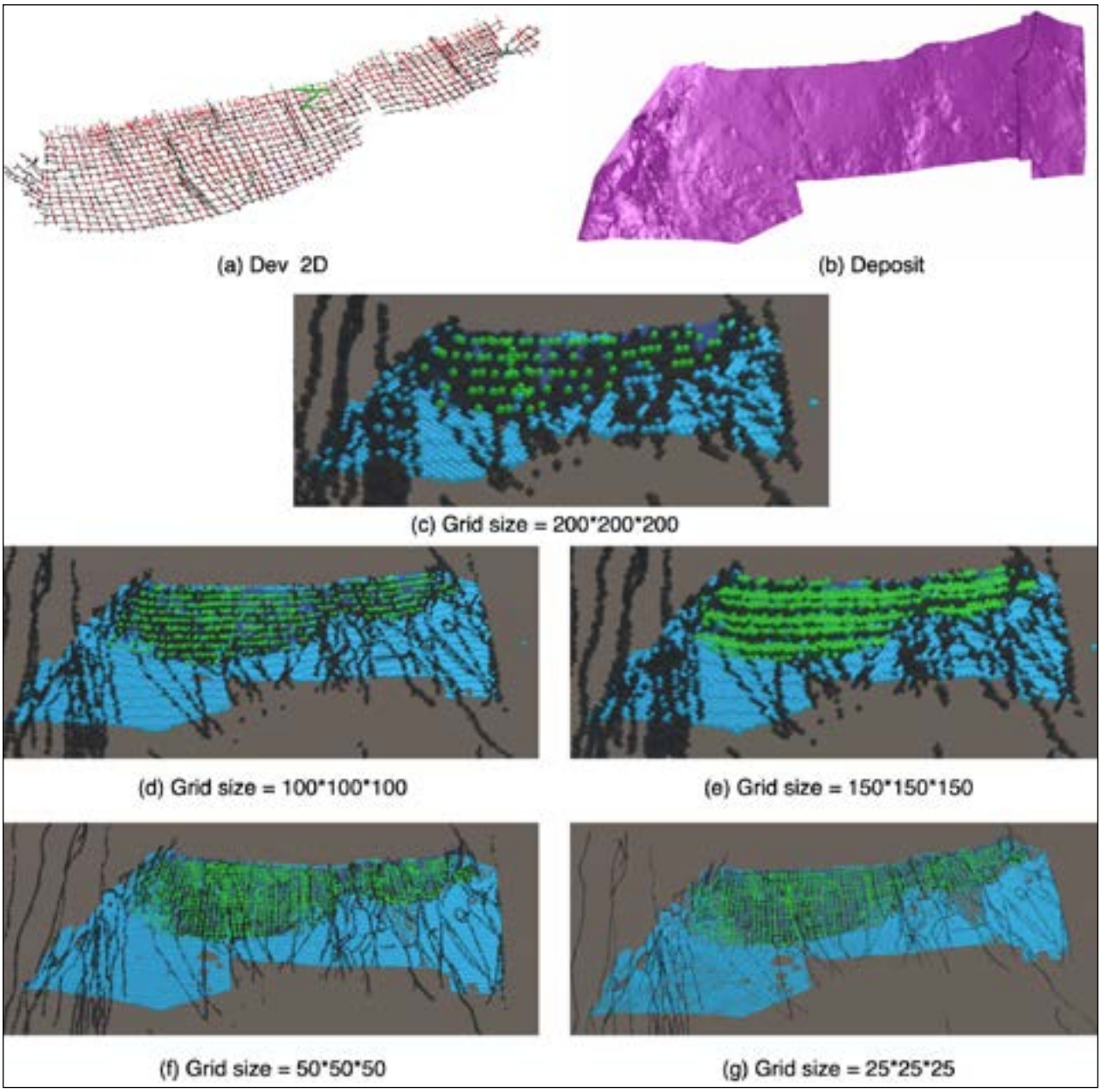


Figure 2 Comparison of different grid size in handling visual model data digitalisation (cyan->deposit; green->dev; black->geo; panels->blue(Overlapping and hard to observe))

Machine Learning Models

Six supervised ML models were assessed: Support Vector Machine (SVM), Random Forest (RF), K-Nearest Neighbour (KNN), Logistic Regression, XGBoost, and a neural network. Oversampling techniques were applied to correct for class imbalance between hazard and non-hazard samples (Dogan & Birant, 2021; Min, Lu, Liu, Su, & Wang, 2019; Pan & Zhang, 2021; Parbhakar-Fox & Lottermoser, 2015; Priyanka, Thangavel, Gao, & Sivakumar, 2022; Shirani Faradonbeh & Taheri, 2019; Wansink, 2017). Model performance was evaluated using accuracy, recall, F1-score, and false-negative rate. The outcome is shown in Figure 4.

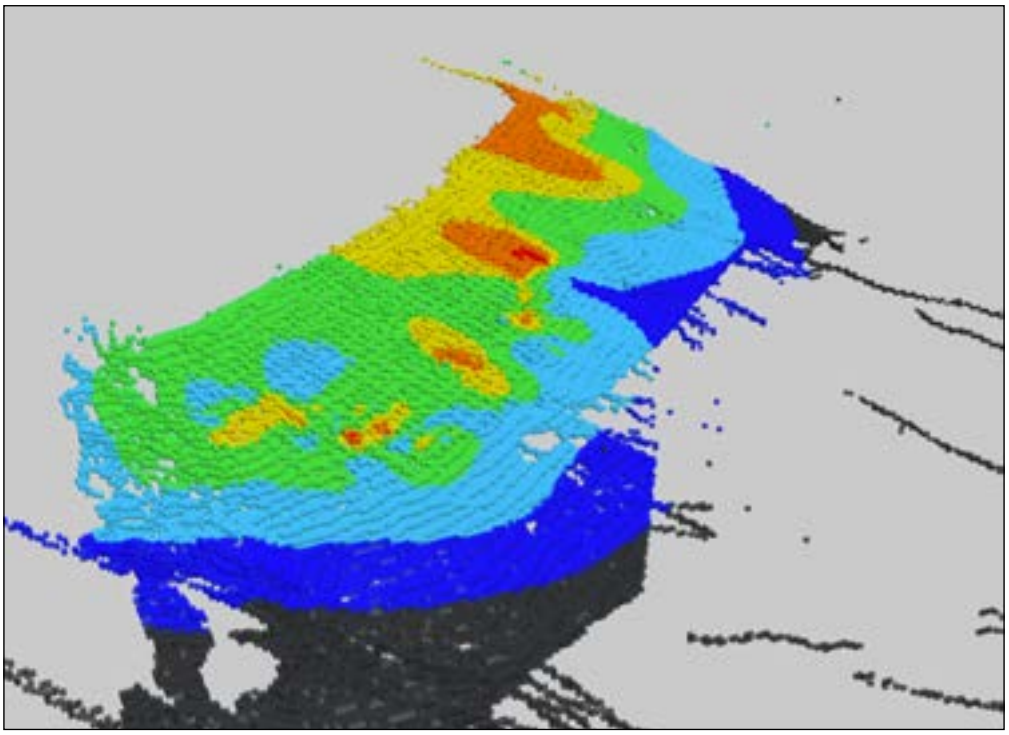


Figure 3 RMR interpolation of a whole mine

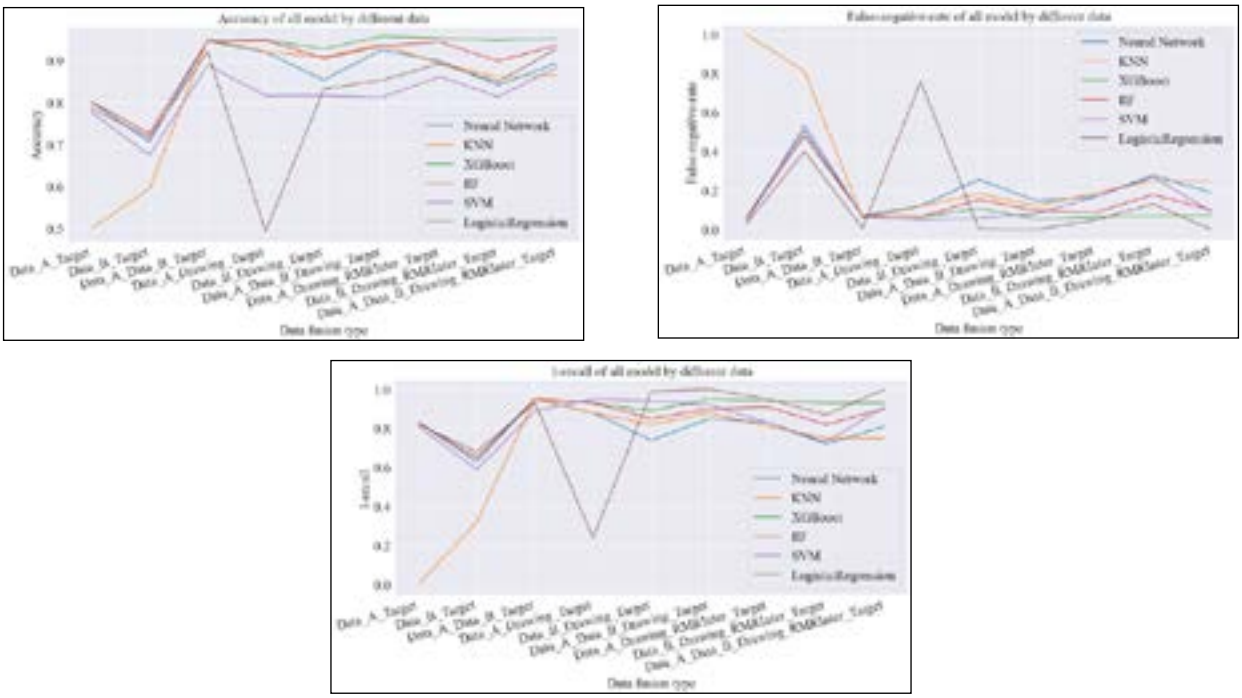


Figure 4 Accuracy, Recall, and False_negative rate comparison among different models

RESULTS

The fusion of multimodal datasets significantly improved prediction performance. Cross-validation demonstrated that fused models consistently outperformed single-modality baselines. Average prediction accuracy reached 92.1%, with substantial reductions in false-negative rates. In particular, models trained on fused visual model data and interpolated RMR achieved the most robust results, demonstrating resilience to sparse data distributions.

DISCUSSION

The results highlight the value of multimodal fusion for capturing spatial dependencies and mitigating the limitations of sparse datasets. Compared with conventional approaches, the proposed framework provides enhanced accuracy, robustness, and transparency. Nonetheless, limitations include boundary effects in interpolation and potential overfitting when certain datasets dominate. Future research will explore dimension reduction (e.g., PCA, t-SNE), spatio-temporal fusion, and integration with physics-informed numerical modelling.

INTEGRATION WITH DIGITAL TWIN ENVIRONMENTS

The multimodal fusion pipeline was integrated into 3D digital twin environments. This allows for interactive visual analytics, real-time hazard monitoring, and scenario-based simulations. The system offers a scalable and interoperable backbone for AI-enhanced hazard forecasting, supporting the transition towards smart mining ecosystems.

CONCLUSION

This study presents a multimodal data fusion framework for geohazard prediction in underground mining. By integrating geological, geotechnical, survey, and visual model data within a unified 3D grid, the framework achieved an accuracy of 92.1% and reduced false negatives. The incorporation of SHAP analysis enhanced interpretability, while integration with digital twins enabled real-time decision support. The findings underscore the potential of multimodal fusion as a cornerstone of digital transformation in mining, fostering safer, more adaptive, and resilient underground operations.

REFERENCES

Dogan, A., & Birant, D. (2021). Machine learning and data mining in manufacturing. *Expert Systems with Applications, 166*, 1-22. doi:https://doi.org/10.1016/j.eswa.2020.114060

Duzgun, H. S. (2019). Reliability-Based Hazard Analysis and Risk Assessment: A Mining Engineering Case Study. In *Systems Engineering in the Fourth Industrial Revolution* (pp. 227-241): John Wiley & Sons, Ltd.

Gudivada, V. N., Rao, D., & Raghavan, V. V. (2014, 2014-06-01). *NoSQL Systems for Big Data Management.* Paper presented at the 2014 IEEE World Congress on Services, Anchorage, AK, USA.

Guo, D., Li, G., Hu, N., & Hou, J. (2022). Big data analysis and visualization of potential hazardous risks of the mine based on text mining. *Chinese Journal of Engineering, 44*(3), 328-338. doi:http://dx.doi.org/10.13374/j.issn2095-9389.2020.10.23.004

Huang, S., Wang, H., Yu, J., Feng, X., Wang, X., Tang, Y., & Lang, H. (2019). Construction of Intelligent Mine Information System Based on BIM and GIS. *Value Engineer, 38*(11), 184-186. doi:10.14018/j.cnki.cn13-1085/n.2019.11.059

Janusz, A., & Ślęzak, D. (2020). Analytics over Multi-sensor Time Series Data - A Case-Study on Prediction of Mining Hazards. In *Information Technology in Geo-Engineering* (pp. 815-830): Springer International Publishing.

Kondo, R. E., De Lima, E. D., De Freitas Rocha Loures, E., Dos Santos, E. A. P., & Deschamps, F. (2020). Data Fusion for Industry 4.0: General Concepts and Applications. In *Proceedings on 25th International Joint Conference on Industrial Engineering and Operations Management – IJCIEOM* (pp. 362-373): Springer International Publishing.

Li, W., Li, S., Lin, Z., & Li, Q. (2021). Information modeling of mine working based on BIM technology. *Tunnelling and Underground Space Technology, 115*(103978), 1-10. doi:10.1016/j.tust.2021.103978

Liang, R., Huang, C., Zhang, C., Li, B., Saydam, S., & Canbulat, I. (2023). Exploring the Fusion Potentials of Data Visualization and Data Analytics in the Process of Mining Digitalization. *IEEE Access, 11*, 40608-40628. doi:10.1109/ACCESS.2023.3267813

McGaughey, W. (2014, 2014). *4D data management and modelling in the assessment of deep underground mining hazard.* Paper presented at the Seventh International Conference on Deep and High Stress Mining.

McGaughey, W., Laflèche, V., Howlett, C., Sydor, J., Campos, D., Purchase, J., & Huynh, S. (2017). *Automated, real-time geohazard assessment in deep underground mines.* Paper presented at the Proceedings of the Eighth International Conference on Deep and High Stress Mining.

Membrey, P., Plugge, E., Hawkins, T., & Hawkins, D. (2010). *The definitive guide to MongoDB: the noSQL database for cloud and desktop computing*: Springer.

Meng, T., Jing, X., Yan, Z., & Pedrycz, W. (2020). A survey on machine learning for data fusion. *Information Fusion, 57*, 115-129. doi:10.1016/j.inffus.2019.12.001

Min, Q., Lu, Y., Liu, Z., Su, C., & Wang, B. (2019). Machine Learning based Digital Twin Framework for Production Optimization in Petrochemical Industry. *International Journal of Information Management, 49*, 502-519. doi:10.1016/j.ijinfomgt.2019.05.020

Mohammadpoor, M., & Torabi, F. (2018). Big Data analytics in oil and gas industry: An emerging trend. *Petroleum, 6*(4), 321-328. doi:10.1016/j.petlm.2018.11.001

Oussous, A., Benjelloun, F.-Z., Ait Lahcen, A., & Belfkih, S. (2018). Big Data technologies: A survey. *Journal of King Saud University - Computer and Information Sciences, 30*(4), 431-448. doi:10.1016/j.jksuci.2017.06.001

Pan, Y., & Zhang, L. (2021). Roles of artificial intelligence in construction engineering and management: A critical review and future trends. *Automation in Construction, 122*(103517), 1-21. doi:10.1016/j.autcon.2020.103517

Parbhakar-Fox, A., & Lottermoser, B. G. (2015). A critical review of acid rock drainage prediction methods and practices. *Minerals Engineering, 82*, 107-124.

Priyanka, E. B., Thangavel, S., Gao, X.-Z., & Sivakumar, N. S. (2022). Digital twin for oil pipeline risk estimation using prognostic and machine learning techniques. *Journal of Industrial Information Integration, 26*, 1-14. doi:https://doi.org/10.1016/j.jii.2021.100272

Qi, C. (2020). Big data management in the mining industry. *International Journal of Minerals, Metallurgy and Materials, 2*(27), 131-139. doi:10.1007/s12613-019-1937-z

Salmi, J., & Heikkilä, R. (2023). *Information Modelling Guidelines for the Mining Sector.* Paper presented at the ISARC. Proceedings of the International Symposium on Automation and Robotics in Construction.

Sharma, M., & Maity, T. (2022). Multisensor Data-Fusion-Based Gas Hazard Prediction Using DSET and 1DCNN for Underground Longwall Coal Mine. *IEEE Internet of Things Journal, 9*(21), 21064-21072. doi:10.1109/jiot.2022.3175724

Shirani Faradonbeh, R., & Taheri, A. (2019). Long-term prediction of rockburst hazard in deep underground openings using three robust data mining techniques. *Engineering with Computers, 35*(2), 659-675. doi:10.1007/s00366-018-0624-4

Su, Y., Rong, G., Ma, Y., Chi, J., Liu, X., Zhang, J., & Li, T. (2022). Hazard assessment of earthquake disaster chains based on deep learning - A case study of Mao County, Sichuan province. *Frontiers in Earth Science, 9*, 1-10.

Wang, P., & Luo, M. (2021). A digital twin-based big data virtual and real fusion learning reference framework supported by industrial internet towards smart manufacturing. *Journal of Manufacturing Systems, 58*, 16-32. doi:10.1016/j.jmsy.2020.11.012

Wansink, J.-D. (2017). *The potential of advanced data analytics using machine learning to increase overall equipment effectiveness in an underground mining operation.* (Master). Delft University of Technology, Dutch. repository. tudelft.nl database.

Wong, J.-Y., Yip, C.-C., Yong, S.-T., Chan, A., Kok, S.-T., Lau, T.-L., . . . Gouda, E. (2020). BIM-VR Framework for Building Information Modelling in Engineering Education. *International Journal of Interactive Mobile Technologies, 14*(6), 15-39.

Zhang, M., Ling, J., Tang, B., Dong, S., & Zhang, L. (2022). A Data-Driven Based Method for Pipeline Additional Stress Prediction Subject to Landslide Geohazards. *Sustainability, 14*(19), 1-16. doi:10.3390/su141911999

Ziętek, B., Banasiewicz, A., Zimroz, R., Szrek, J., & Gola, S. (2020). A Portable Environmental Data-Monitoring System for Air Hazard Evaluation in Deep Underground Mines. *Energies, 13*(23), 1-18. doi:10.3390/en13236331

DETERMINATION OF GROUNDWATER SALINITY ORIGIN IN PIT2 OF GOLGOHAR MINE, IRAN USING SELF-ORGANIZING MAP AND CLUSTER ANALYSIS

H. R. Nassery[1*], F. Jafari [2], F. Alijani [3]

[1,2,3] *Department of Minerals and Groundwater Resources, Faculty of Earth Sciences, Shahid Beheshti University, Evin Ave, Tehran, Iran*

** Corresponding Author: h-nasssery@sbu.ac.ir*

ABSTRACT

Identifying the origin of salinity for groundwater management in mines can significantly help in understanding the hydrogeological regime of the area and determining appropriate drainage mechanisms for mine pit. The aim of this study is to determine the origin of salinity in the Golgohar mines of Sirjan using Self-Organizing Maps (SOM), Hierarchical Clustering Analysis (HCA), and Heat Maps. Twenty water samples within the Golgohar mine area, located in southern Iran, were evaluated. the main type and facies of all groundwater samples in the region are chloride-sodic. The alignment of hierarchical cluster analysis results with self-organizing maps classified the origin of the study area's waters into four groups: alluvial aquifer (group A), mixed (group B), hard rock aquifer (group C), and Kheirabad salt playa (group D). It was also determined that there is a hydraulic and hydrogeochemical connection between the Kheirabad salt playa and the groundwater of mine pit 2. However, the primary source of groundwater salinity in the hard rock aquifer does not have a connection with the Kheirabad salt playa, and even if this connection is accepted, its primary role is in determining its hydrogeochemical regime with intense mixing with other waters in the area.

Keywords: Groundwater, self-organizing mapping (SOM), brine water, Golgohar mine

INTRODUCTION

Groundwater is crucial in arid and semi-arid regions as well as in mining areas. Therefore, understanding the evolution of groundwater components concerning mining is vital for effective management of groundwater resources (Richter, 1991). The most widespread and common contamination of groundwater is salinity. Mining activities may impact the quality of groundwater due to the mixing of groundwater from various aquifers (Liu et al., 2017).

Multivariate statistical methods are commonly used to assess temporal and spatial changes in groundwater quality, such as cluster analysis, factor analysis, and Principal Component Analysis (PCA) (Li et al., 2020; Rahman et al., 2022). However, since these methods are largely based on linear mathematical principles, solely relying on them sometimes isn't sufficient for meaningful classification of complex hydrochemical datasets (Qu et al., 2021). Recently, with the rapid development of artificial intelligence and neural networks, Self-Organizing Map (SOM) models with their self-adaptive and nonlinear features have increasingly been employed for grouping in hydrogeology (Wang et al., 2023). Therefore, the SOM method can be considered a significant advantage for studies related to water quality classification in complex watershed environments (Chang et al., 2021).

Understanding the hydrogeological and hydrogeochemical characteristics around the Golgohar 2 mine in Sirjan with the aim of providing an implementation solution for dewatering the mine is one of the main aspects of managing groundwater resources around the Golgohar 2 mine. Understanding the primary source of groundwater recharge, the origin of salinity around the Golgohar 2 mine, and the hydrogeology of the system using hydrogeochemical methods can significantly help solve problems arising from groundwater leakage into the mine. This study was conducted to determine the source of salinity in the groundwater of the Golgohar 2 mine in Sirjan using self-organizing mapping, cluster analysis, and hydrochemistry methods to enhance the role of hydrogeology in mine drainage.

EXPERIMENTAL STUDIES

The Golgohar mine is one of the largest known iron ore deposits in the Middle East, located in the south-eastern part of the Sanandaj-Sirjan zone, approximately 60 kilometers southwest of Sirjan city. Around the Golgohar area, there are several playas, including the Khirabad salt playa, which serve as a local base level (Fig. 1). The surface geology in this area is mainly composed of young alluvial deposits including consolidated sediments and conglomerates, along with clay and silt layers of Quaternary age.

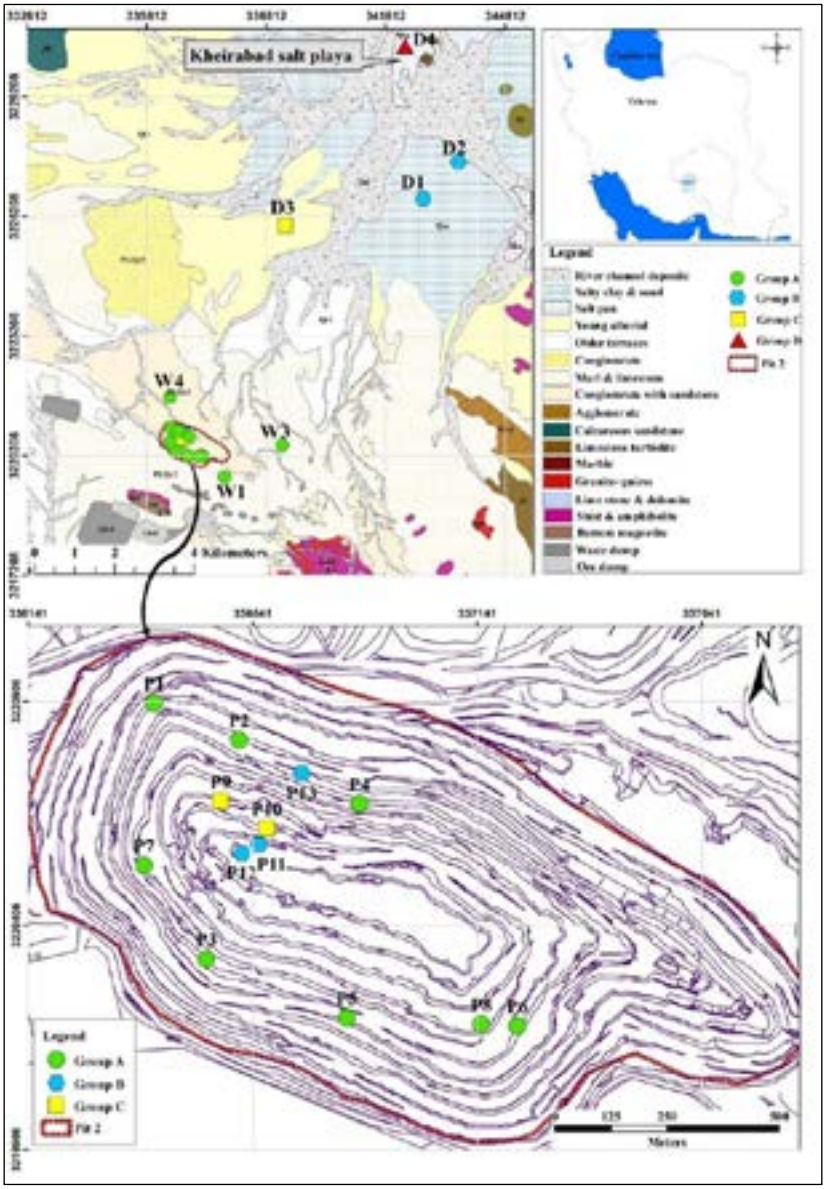


Figure 1. Geographical location, geology and sampling points of group A (alluvial aquifer), group B (mixed), group C (Hard rock aquifer), group D (Kheirabad salt playa brine).

In order to investigate the source of water in Golgohar mine 2 pit in Sirjan, sampling was conducted from 20 water sources in March 2021. Water samples collected in this study include those from the seepage face in mine pit no. 2 (P1–P13), an artesian water well in mine pit no. 2 (P10), water wells (W1, W3, W4), drainage areas around mine pit no. 2 and the Kheirabad salt pan (D1, D2), Kheirabad lake (D4), and D3: return water from mine pit no. 3 (formation water accumulated at the bottom of pit 3). The sources of water data were categorized into group A, group B, group C, and group D. (Fig. 1).

The impact of anthropogenic disturbance on natural flows is evident in open-pit mining, which is associated with groundwater drainage and a decline in groundwater levels. The shape, discharge, and flow path of groundwater outflows will undoubtedly be altered by mining operations. A significant drawdown cone will form within the pit area, causing dissolved ions in the aquifer to migrate toward the pumping site and leading to the mixing of groundwater from different quality zones. Additionally, land deformation within the pit area, along with blasting activities and fault movements, will further modify groundwater flow. In particular, in hard rock aquifers, confined waters will be directed toward the open-pit min.

MACHIINE LEARNING METHODS

The SOM, introduced by Kohonen in 1982, represents a sophisticated branch of artificial neural networks (Mia et al., 2023). SOMs are notable for their ability to reduce the dimensionality of data, resulting in a smaller set of output neurons, which facilitates the interpretation of extensive hydrochemical datasets (Liu et al., 2023). The SOM transforms high-dimensional and complex data into a low-dimensional hexagonal neuron structure while preserving topographic relationships, ensuring that similar properties appear as neighboring points on the map. This approach reduces data dimensionality while maintaining original relationships, such as topology, and effectively handles missing data and outliers, minimizing data loss. The neuron numbering method starts from the bottom left and progresses row by row. A probabilistic formula provided in Eq. (1) was used to calculate the total number of SOM nodes (Jannat et al., 2024).

$$M = 5\sqrt{number\ of\ samples} \qquad \text{Eq.1}$$

Where M represents the number of neurons.

SOMs do not inherently define distinct cluster boundaries, making it difficult to directly identify groupings within the output neurons (Nakagawa et al., 2020). As such, the location and extent of potential clusters remain unclear. Cluster analysis was applied to classify variables exhibiting similar physical and geochemical characteristics within the groundwater system (Kaown et al., 2019). To extract meaningful classifications from the SOM node map, users typically apply post-processing methods such as K-means clustering or HCA. These clustering algorithms utilize the node weight vectors—originally used to build the SOM—as input features, enabling the delineation of cluster boundaries on the map (Liu., 2023). Prior to analysis, the dataset was standardized to ensure that all parameters contributed equally to the clustering process. Multivariate statistical techniques, including HCA using Ward's method, were performed to determine the origin of the groundwater in the Golgohar mine and Kheirabad salt playa aquifers through dendrograms. In this study, the hydrogeochemical data of 20 groundwater samples were analyzed using SOM, considering 9 hydrogeochemical indices)Na^+, K^+, Ca^{2+}, Mg^{2+}, Cl^-, SO_4^{2-}, HCO_3^-, pH, and EC). In this article, MATLAB software was used to prepare artificial neural network modeling (self-organizing map) and hierarchical cluster analysis (HCA) along with heat map using the OriginPro 2022b software package.

RESULTS AND DISCUSSSON

Electrical conductivity (EC) as an indicator of salinity ranged from 8.17 to 526 m mho/cm. The highest EC value was observed in sample D4 from the salt playa. Approximately 95.3% of the samples had an EC greater than 10 m mho/cm. The EC of samples from the salt playa was higher than those from the pit and boreholes,

indicating greater salinity in the groundwater of the salt playa area. The cation sequence is Na^{+}> Ca^{2+}> Mg^{2+}> K^{+}, while the anion sequence is Cl^{-}> SO_4^{2-}> HCO_3^{-} across all four groups A to D. The hydrogeochemical facies in the mining area and Kheirabad playa (in all four classified groups) is Na-Cl. The accuracy of the chemical analysis for each sample was determined by calculating the Charge Balance Error (CBE), which was less than 5% and acceptable for the samples.

Table 1. Physicochemical parameters measured in situ and laboratory

Group		CBE	EC	pH	Cl^{-}	SO_4^{2-}	HCO_3^{-}	Ca^{2+}	Na^{+}	K^{+}	Mg^{2+}
		%	m moh/cm	meq/L							
Group A	Mean	-1.30	16.3	7.18	149.84	49.20	1.67	67.90	105.09	0.31	20.94
	Max	3.81	25.8	7.70	295.33	83.30	3.28	121.92	171.04	0.51	42.29
	Min	-4.6	8.17	6	59.20	7.76	0.70	19.85	51.39	0.20	12.05
	SD	2.87	5.53	0.62	72.2	18.3	0.6	28.3	36.6	0.1	12.4
Group B	Mean	-1.13	62.6	7.34	807.52	72.29	1.16	213.99	553.88	1.39	91.10
	Max	2.86	76.1	7.60	1041.16	127.84	1.49	312.79	739.01	1.98	134.23
	Min	-4.71	43.5	7.2	532.2	35.26	0.75	122.55	278.84	0.53	66.51
	SD	2.74	12.19	0.1	196.55	39	0.6	71	163.9	0.5	23
Group C	Mean	-0.11	127.3	6.67	1968.04	14.18	0.71	38.34	1089.98	3.73	145.42
	Max	1.83	140.3	7.20	2251.96	25.04	0.94	884.33	1244.71	5.73	217.39
	Min	-1.65	128	6.30	1646.6	7.98	0.5	638.9	858.9	2.21	86.12
	SD	1.45	10.91	0.38	248.5	7.7	0.18	105.4	166. 1	1.41	54.3
Group D	-	-2.94	526	5.8	8311.6	28	1.57	2328.2	4862.2	24.7	647.53

Determining the origin of salinity in the groundwater of Golgohar mine

Hierarchical Cluster Analysis

The dendrograms differentiate the waters from the initial benches of mine 2 Pit and the surrounding boreholes from those located in the final benches of mine 2 Pit of Golgohar and the Kheirabad salt playa areas. Based on the similarities, sampling points have been classified into four groups. According to dendrogram Fig. 2, which illustrates the relationships between samples, magnesium and calcium show the highest similarity to chloride and sodium, indicating that the groundwater is associated with reverse cation exchange processes. The grouping of sodium and chlorine in a subgroup also suggests the occurrence of halite dissolution in the area (Jafari et al., 2025).

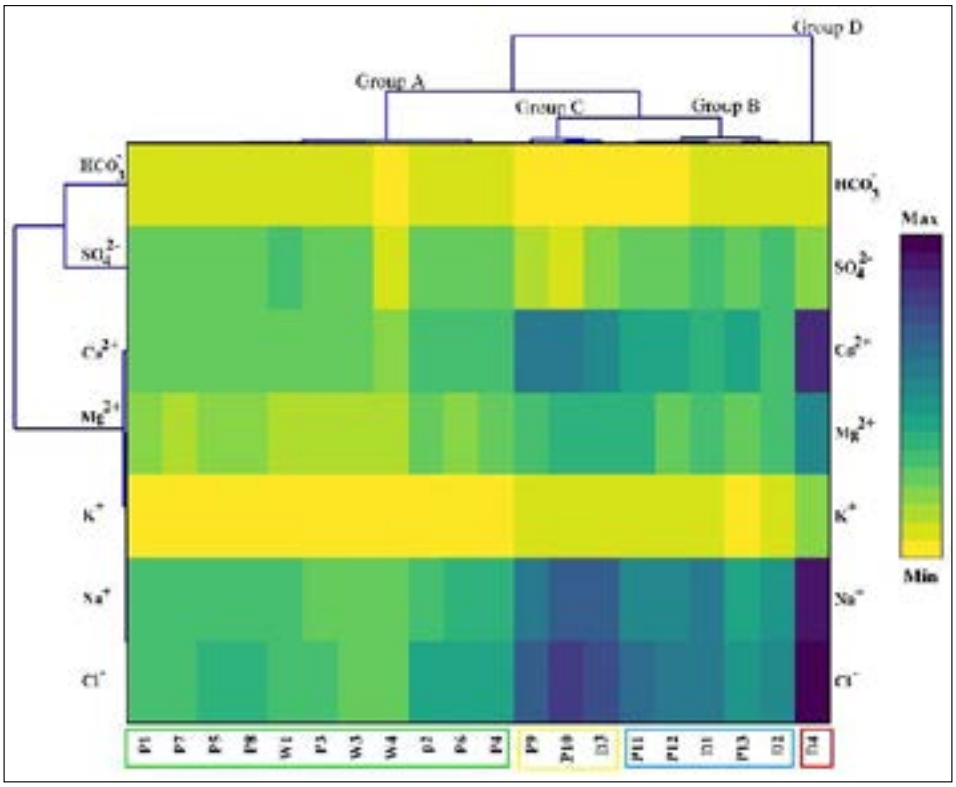


Figure 2. Two-way dendrogram with the heat map. The color gradient from yellow to dark blue represents the range from the lowest similarity (yellow) to the highest (dark blue) of each hydrochemical variable

Self-Organizing Map (SOM)

In the SOM model, the output layer's neurons number in the neural network were selected to be 25, based on the heuristic method proposed by Vesanto and Alhoniemi (2000), then Self-organizing maps were generated. The color gradient of the variables in the SOM matrix shows the relationships between them. The ions Na^+, K^+, Ca^{2+}, Mg^{2+}, Cl^-, and EC exhibit similar color gradients, indicating that these six parameters are positively correlated). Each component plane's color gradient represents intensity levels for all samples, with neurons in each plane coded in black and yellow for low and high parameter values, respectively (Jafari et al., 2025). Fig. 3 illustrates Group D displays the sample with the highest concentrations of all parameters except for pH and SO_4^{2-} (Neuron number 3 is yellow). In other words, the lighter the color of the neurons, the greater the influence of the parameter on that neuron, indicating higher parameter concentration, but Group A contains samples with the lowest concentrations while Group C has samples with relatively higher concentrations. Group B samples are positioned from the top to the down right (Fig. 4), have moderate ion concentrations. In other words, Group C (sample P10) has the lowest sulfate concentrations (with an amount of 7.98 meq/L), while Group B (sample D1) has the highest sulfate concentrations (with an amount of 127.84 meq/L), potentially due to sulfate reduction in chloride-rich brines of trapped deep waters.

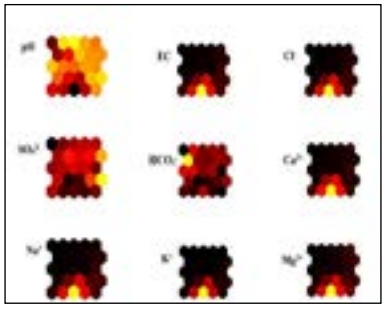


Figure 3. The component planes of self organizing map for nine major hydrochemical parameters of Golgahar mine and Khairabad salt playa.

The numbering method starts from the bottom left and continues in a row-wise manner. Fig. 4 illustrates the clustering results for 20 Mine Pit No. 2 water and Kheirabad Salt Pan samples. Group D is located in neuron number 3 and contains only one sample, while Group C, positioned in neuron 7, includes three samples. Group B, found in neurons 5, 10, 15, 20, and 25, consists of five samples, whereas Group A, occupying neurons 11, 12, 16, 17, 18, 21, 22, and 24, comprises eleven samples (Fig. 4).

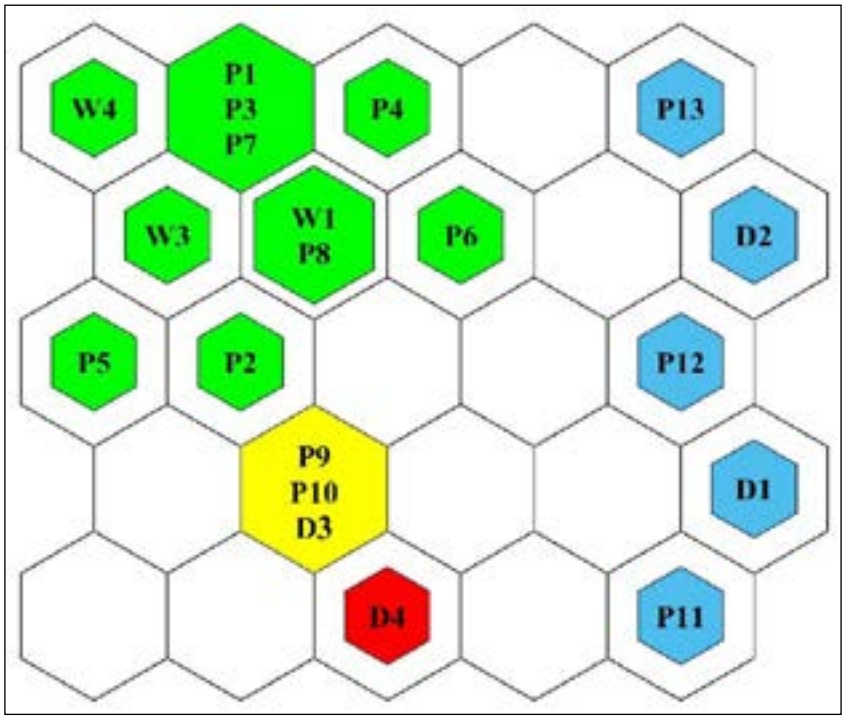


Figure 4. SOM Sample Hits of Hydrochemical data of Golgahar mine and Khairabad salt playa (green: group A, blue: group B, yellow: group C, red: group D).

This study, utilizing interpretations from hierarchical cluster analysis and self-organizing map, aims to identify the source of salinity in the groundwater at Golgohar mine 2 and Kheirabad salt playa in Iran. Overall, with the results obtained from the HCA dendrogram and SOM, the origin of the water in Golgohar mine (mine 2) and Kheirabad salt playa was successfully classified into four groups (Fig. 4):

Group A: This group relates to waters from the alluvial aquifer and samples with the minimum concentration. This group includes samples P1, P2, P3, P4, P5, P6, P7, P8, W1, W3, W4, which are from leakage levels located in the initial benches of Mine 2 and the boreholes around Pit 2.

Group B: This group relates to waters with a mixed origin (P11, P12, P13, D1, D2). Samples P11, P12, and P13 result from the mixture of alluvial aquifer with hard rock aquifer (due to their locations in the lower benches of Pit 2). Salty waters from hard rocks reach the alluvial aquifer through fractures and faults, and mixing occurs. Samples D1 and D2 are obtained from the mixture of alluvial aquifer water with Kheirabad salt water.

Group C: This group relates to water from hard rock aquifer. Samples P9, P10, and D3 are included in this group.

Group D: Originates from the brine of the Kheirabad salt playa. Only sample D4, which was taken from the lake of the Kheirabad salt playa, is belong to this group. Salinity in this group is due to halite dissolution, intense evaporation, and reverse cation exchange.

CONCLUSION

This paper focuses on the chemistry of major ions at Golgohar mine 2 in Iran and the Kheirabad salt playa to determine the sources of salinity using self-organizing maps and hierarchical cluster analysis with the aid of heat map. SOM, in conjunction with HCA clustering, provided good results for grouping and determining the origin of water in the study area.

The results indicate that the chemical composition of the water from the Kheirabad salt playa does not correlate with that of the hard rock formation. Therefore, it can be concluded that the main source of salty water in the hard rock aquifer is not the Kheirabad salt playa, and if there is a connection, it mixes very intensely with other waters. However, there is a connection between the alluvial aquifer of mine 2 and the Kheirabad salt playa.

REFERENCES

Chang, L.C., Wang, W.H., Chang, F.J. (2021). Explore training self-organizing map methods for clustering high-dimensional flood inundation maps. Hydrogeology Journal, 595, 125655.

Jafari, F., Nassery, H.R., Alijani, F., Maknooni Gilani, S. (2025). Identification of salinity sources in groundwater at Golgohar Mine using self-organizing maps (SOM) and correlation analysis: a hydrogeochemical and isotopic approach, south-central Iran. Environ Geochem Health, 47, 105.

Jannat, J.N., Islam, A.R.M.T., Mia, M.Y., Pal, S.C., Biswas, T., Jion, M.M.M.F., Islam, M.S., Siddique, M.A.B., Idrisf, A.M., Khan, R., Islam, A., Kormokerj, T., Senapathi, V. (2024). Using unsupervised machine learning models to drive groundwater chemistry and associated health risks in Indo-Bangla Sundarban region. Chemosphere, 351, 141217.

Kaown, D., Koh, D.-C., Kim, H., Koh, H.J., Kim, J., Lee, S., Park, I., Lee, K.-K. (2019). Evaluating the responses of alluvial and bedrock aquifers to earthquakes (M L 5.1 and M L 5.8) using hydrological and environmental tracer data. Hydrogeol. J. 27, 2011e2025.

Kohonen, T. (1982). Self-organized formation of topologically correct feature maps. Biol. Cybern, 43(1), 59-69.

Li, J., Shi, Z.M., Wang, G.C., Liu, F. (2020). Evaluating spatiotemporal variations of groundwater quality in Northeast Beijing by Self-organizing Map. Water, 12(5), 1382.

Liu, P., Hoth, N., Drebenstedt, C., Sun, Y.J., Xu, Z.M. (2017). Hydro-geochemical paths of multi-layer groundwater system in coal mining regions - using multivariate statistics and geochemical modeling approaches. Sci. Total Environ, 601–602, 1–14.

Liu, Z., Feng, S., Aa, Z., Han, Y., Cao, R. (2023). Long-term evolution of groundwater hydrochemistry and its influencing factors based on self-organizing map (SOM). Ecological Indicators, 154, 110697.

Melo, D.S., Gontijo, E.S., Frascareli, D., Simonetti, V.C., Machado, L.S., Barth, J.A., Moschini- Carlos, V., Pompêo, M.L., Rosa, A.H., Friese, K. (2019). Self-organizing maps for evaluation of biogeochemical processes and temporal variations in water quality of subtropical reservoirs. Water Resources Research. 55(12), 10268-10281.

Mia, M.Y., Haque, E., Islam, A.R.M.T., Jannat, J.N., Jion, M.M.M.F.J., Islam, M.S., Siddique, M.A.B., Idris, A.M., Senapathi, V., Talukdar, S., Rahman, A. (2023). Analysis of self-organizing maps and explainable artificial intelligence to identify hydrochemical factors that drive drinking water quality in Haor region. Science of the Total Environment, 904, 166927.

Nakagawa, K., Yu, Z.-Q., Berndtsson, R., Hosono, T. (2020). Temporal characteristics of groundwater chemistry affected by the 2016 Kumamoto earthquake using self organizing maps. Journal of Hydrology, 582, 124519.

Qu, S., Shi, Z., Liang, X., Wang, G., Han, J. (2021). Multiple factors control groundwater chemistry and quality of multi-layer groundwater system in Northwest China coalfield — Using self-organizing maps (SOM). Journal of Geochemical Exploration, 227, 106795.

Rahman, A.T.M., Kono, Y., Hosono, T. (2022). Self-organizing map improves understanding on the hydrochemical processes in aquifer systems. Sci. Total Environ, 846, 157281.

Richter, B.C., Kreitler, C.W., Bledsoe, B.E. (1991). Identification of sources of ground-water salinization using geochemical techniques. US environmental protection agency, office of Research and Development. Robert S Kerr Environmental Research Laboratory, 258 P.

Vesanto, J., Alhoniemi, E. (2000). Clustering of the self-organizing map. IEEE Trans. Neural Netw, 11(3), 586–600.

Wang, C., Liao, F., Wang, G., Qu, S., Mao, H., Bia, Y. (2023). Hydrogeochemical evolution induced by long-term mining activities in a multi-aquifer system in the mining area. Sci. Total Environ, 854, 158806.

ZERO-SHOT MINERAL CLASSIFICATION USING VISION LANGUAGE MODELS: A DATA-EFFICIENT APPROACH WITH CLIP

K. Kilic[1*], Y. Fissha[2], H. Ikeda[3], F.S. Kilic[4]

[1]Department of Geosciences, Geotechnology and Materials Engineering for Resources, Graduate School of International Resource Sciences, Akita University, Akita, 010-8502, Japan
**Corresponding author: kilic_kursat@hotmail.com*
[2]Department of Electrical and Information Engineering, National Institute of Technology, Asahikawa College, 2-2-1-6 Syunkodai Asahikawa city Hokkaido 071-8142, Japan.
[3]Department of Systems, Control, and Information Engineering, National Institute of Technology, Asahikawa College, 2-2-1-6 Syunkodai Asahikawa city Hokkaido 071-8142, Japan.
[4]Graduate School of Environmental Studies, Tohoku University, Sendai, Japan

Mineral classification is a critical task in mining and geology, often challenged by the scarcity of labeled data. This study investigates the application of Vision Language Models (VLMs), specifically the Contrastive Language-Image Pretraining (CLIP) model from Hugging Face, for zero-shot mineral classification. Utilizing the Minerals Identification Dataset, which comprises 957 images across seven mineral classes, we compare CLIP's performance to that of a fine-tuned MobileNetV2 Convolutional Neural Network (CNN). Our experiments reveal that CLIP achieves robust classification accuracy without any task-specific training, effectively leveraging its pre-trained knowledge to interpret visual-semantic features of minerals. In contrast, the CNN requires fine-tuning on a significant portion of the dataset to reach comparable performance and exhibits diminished accuracy when trained on limited data. Notably, CLIP's zero-shot approach enables seamless adaptation to new mineral classes without retraining, a capability that CNNs lack due to their reliance on extensive labeled data. Furthermore, CLIP demonstrates an ability to discern subtle mineral characteristics, underscoring its suitability for fine-grained classification tasks. These findings establish VLMs, particularly CLIP, as a highly data-efficient and scalable solution for mineral classification in data-limited contexts, offering significant potential for applications in mining and geological exploration.

Keywords: Vision language model, zero-shot learning, mineral classification, data efficiency.

INTRODUCTION

Precise mineral identification represents a cornerstone of geological research, serving critical roles in scientific investigation, resource exploration, and educational applications (Deer et al., 2013; Klein and Dutrow, 2007). Conventional approaches to mineral classification depend heavily on specialized expertise and systematic evaluation of physical properties, constituting a methodology that demands extensive time investment, involves subjective assessment, and requires considerable technical proficiency (Nesse, 2012). Recent developments in deep learning have demonstrated promising outcomes for automated geological classification tasks. Convolutional neural networks have proven their efficacy in diverse geological imaging applications, showing substantial potential for mineral and rock identification (He et al., 2016; Simonyan and Zisserman, 2014). Sophisticated machine learning frameworks have been successfully deployed in geological contexts, with notable achievements demonstrated by Kilic et al. (2023), who implemented clustering-guided light gradient boosting machines for lithology classification in soft ground tunneling. Comparable supervised learning methodologies

have been applied to geological formation recognition in subsurface applications (Kilic et al., 2023a). Nevertheless, conventional supervised learning paradigms typically demand extensive, well-annotated datasets and considerable computational infrastructure for model training, establishing significant obstacles for implementation in resource-limited environments (Rodriguez-Galiano et al., 2015; Zuo and Carranza, 2011). The development of large-scale vision-language models, specifically the Contrastive Language-Image Pretraining (CLIP) framework, has created unprecedented opportunities for zero-shot image classification applications (Radford et al., 2021). CLIP's distinctive ability to interpret natural language descriptions of visual concepts without requiring domain-specific training offers a promising solution to address data scarcity challenges and training complexity issues characteristic of specialized fields such as mineral identification (Brown et al., 2020). This capability enables seamless adaptation to new mineral classes without retraining, a significant advantage that traditional CNNs lack due to their reliance on extensive labeled datasets (Xian et al., 2018). This investigation addresses the following research questions: How does zero-shot CLIP performance compare to supervised CNN learning for mineral classification? At what threshold does supervised learning outperform zero-shot approaches as training data increases? What are the practical trade-offs between accuracy, training time, and data requirements for real-world geological applications?

METHOD

Dataset Description

We utilized an open source minerals identification dataset (Asiedu-Brempong, 2019), comprising 956 high-resolution images across seven mineral classes: Biotite (68 images), Bornite (170 images), Chrysocolla (163 images), Malachite (235 images), Muscovite (77 images), Pyrite (98 images), and Quartz (145 images). The dataset exhibits moderate class imbalance (imbalance ratio: 3.46:1), reflecting real-world geological sample distributions. Images underwent standardized preprocessing including resizing to 256×256 pixels with center cropping to 224×224 pixels, and normalization using ImageNet statistics. The dataset was split into training (70%, 669 images), validation (15%, 143 images), and testing (15%, 144 images) using stratified sampling to ensure proportional class representation. Figure 1a shows CNN performance (red line with circles) vs CLIP zero-shot (horizontal teal dashed line) across different training data percentages. There's a green shaded area showing CLIP advantage, where CLIP outperforms CNN. Figure 1b illustrates the same comparison but with the x-axis as number of training samples on a logarithmic scale, showing how performance scales with actual sample counts. Figure 1c demonstrates a bar chart comparing CLIP (teal bar at 0.785) vs CNN at different training data percentages (5%, 10%, 25%, 50%, 100%), showing the progression of CNN performance. Figure 1d indicates the bar chart showing CLIP advantage (positive bars in red) vs CNN advantage (negative blue bars) across different training data percentages, with specific values labeled.

Detailed class distribution characteristics, including balance analysis and statistical measures, are shown in Figures 2a and 2b, revealing the heterogeneous nature of the mineral sample collection. Figure 2a displays the number of images for each of the seven mineral classes (biotite, bornite, chrysocolla, malachite, muscovite, pyrite, quartz). Each bar indicates the exact count, with malachite having the highest representation (235 images) and biotite the lowest (68 images). Figure 2b shows the percentages of the total dataset; each slice represents a mineral class's contribution, providing an intuitive view of their relative proportions. Malachite dominates with 24.6%, while biotite accounts for only 7.1%. It highlights the significant class size range (a 167-image difference) and imbalance ratio (3.46:1), offering quantitative insights into dataset composition and potential challenges for modeling training.

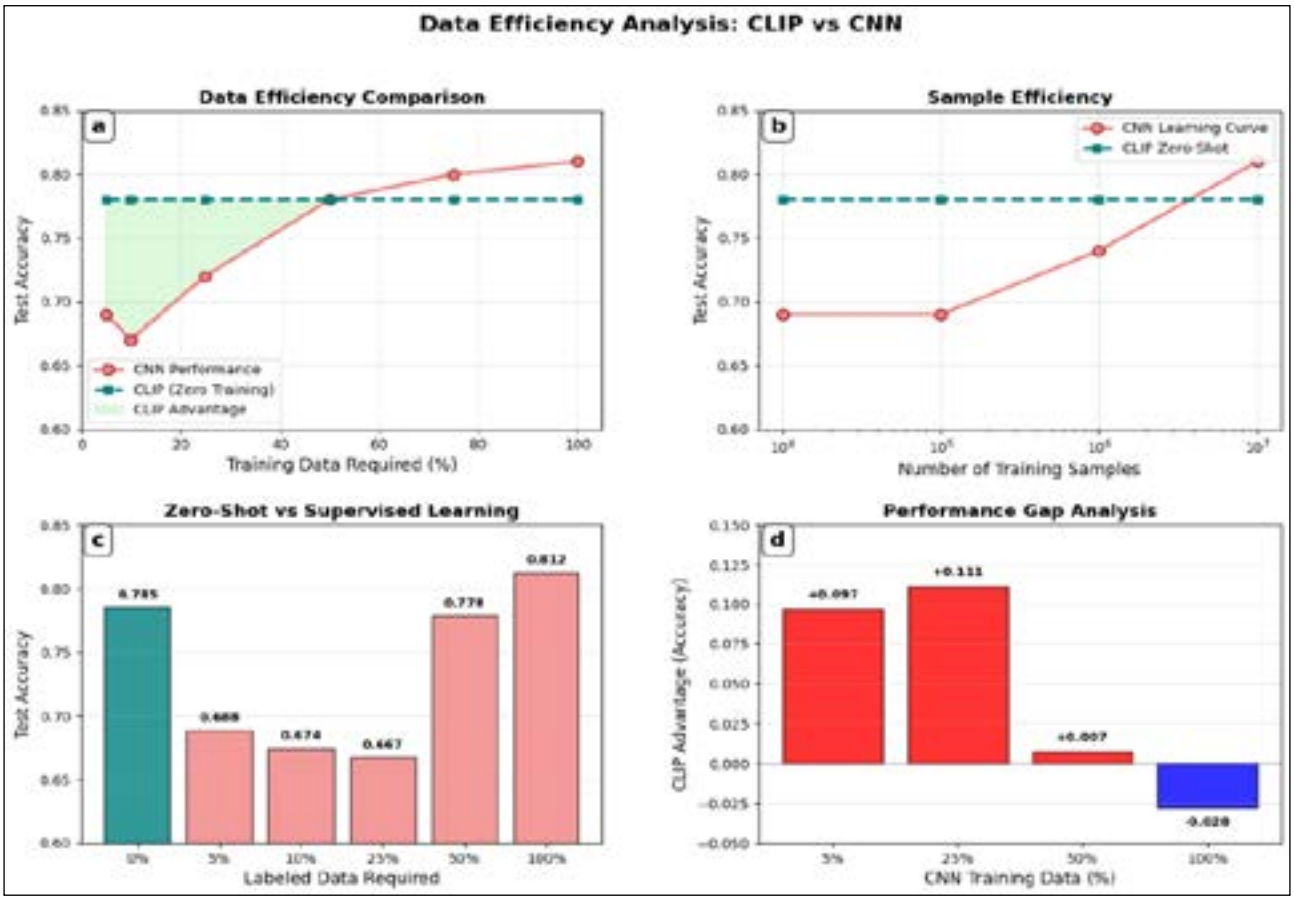


Figure 1. (a) CNN performance (red line with circles) vs CLIP zero-shot (horizontal teal dashed line) across different training data percentages, (b) comparison but with x-axis as number of training samples on a logarithmic scale, showing how performance scales with actual sample counts, (c) the bar chart comparing CLIP (teal bar at 0.785) vs CNN at different training data percentages (5%, 10%, 25%, 50%, 100%) showing the progression of CNN performance, (d) the bar chart showing CLIP advantage (positive bars in red) vs CNN advantage (negative blue bar) across different training data percentages, with specific values labeled.

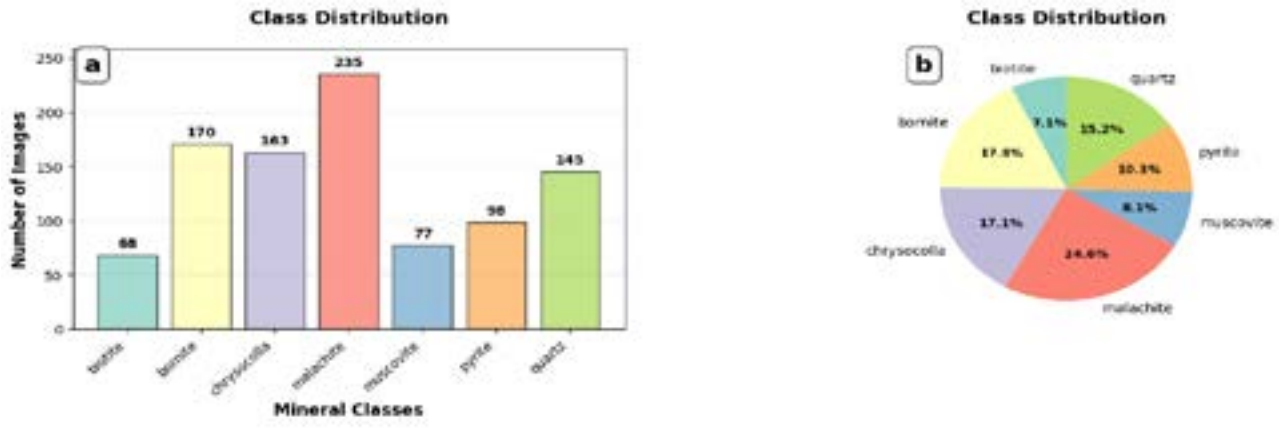


Figure 2. Detailed class distribution analysis: (a) class distribution of the minerals as numerical, and (b) percentile mineral class distribution.

CLIP Zero-Shot Evaluation

The pre-trained CLIP-ViT-Base-Patch32 model was employed without any fine-tuning procedures being conducted. Figure 3 shows the architecture of the vision language model of the CLIP-ViT-Base-Patch32. To optimize zero-shot performance, multiple prompt templates were developed to capture different aspects of mineral description:

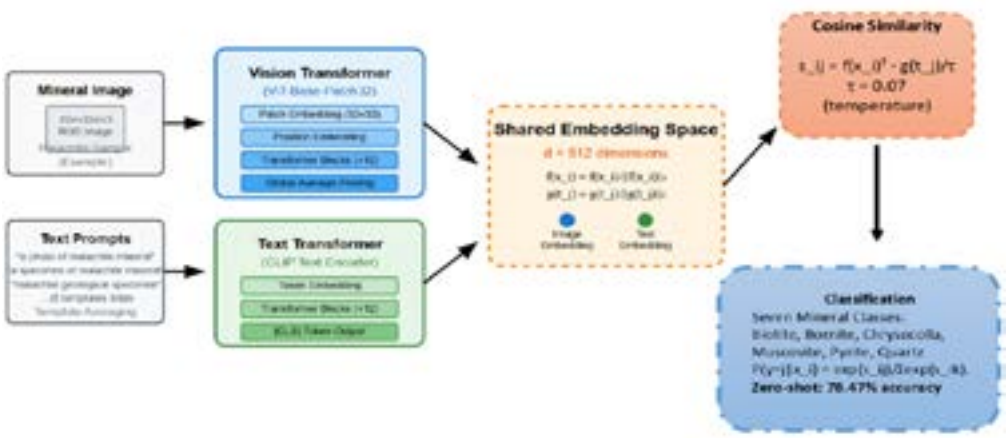


Figure 3. Architecture of the vision language model of the CLIP-ViT-Base-Patch32

1. "a photo of {class_name} mineral"
2. "a specimen of {class_name} mineral"
3. "a sample of {class_name} rock"
4. "{class_name} geological specimen"

Text features were computed for each template and averaged to create robust class representations. The CLIP model computes joint embeddings through separate encoders for images and text. The image encoder f and text encoder f produce normalized feature representations, shown in Equation (1) and Equation (2) (Radford et al., 2021).

$$f(xi) = f(xi)/||f(xi)||_2 \quad (1)$$

$$g(tj) = g(tj)/||g(tj)||_2 \quad (2)$$

where xi represents the input image and tv denotes the text description.

The similarity between image and text representations is computed as the cosine similarity, followed by temperature scaling, presented in Equation (3) (Radford et al., 2021).

$$sij = f(xi)^T \cdot g(tj)/\tau \quad (3)$$

where τ represents the temperature parameter (τ = 0.07 in this study). This temperature scaling approach for contrastive learning was established by (Wu et al., 2018) and refined in subsequent contrastive learning frameworks.

The final classification probability is obtained through softmax normalization across all classes, indicated in Equation (4) (Bridle, 1990; Goodfellow et al., 2016).

$$P(y = j|xi) = \exp(sij)/\sum_{k=1} \exp(sik) \quad (4)$$

For each test image, visual features were extracted using CLIP's image encoder, similarity scores were computed with all class text representations, temperature scaling ($\tau = 0.07$) and softmax normalization were applied, and the class with the highest similarity score was assigned.

CNN Supervised Learning

MobileNetV2 was employed as the base architecture, with pre-trained ImageNet weights being utilized for transfer learning. The final classification layer was replaced to accommodate seven mineral classes. The architecture incorporated global average pooling, dropout layers (p=0.3 and p=0.5), and dense layers (1280→512→7 neurons).

The forward pass through the CNN can be mathematically represented as follows. For a convolutional layer, the output feature map is computed in Equation (5) (LeCun et al., 1998):

$$Yij = \sigma(\sum_{m}\sum_{n} Wmn \cdot X(i+m)(j+n) + b) \quad (5)$$

where Yij represents the output at position (i,j), Wmn denotes the convolution kernel weights, $X(i+m)(j+n)$is the input at the corresponding position, b represents the bias term, and α is the activation function.

The final classification probability for class c is obtained through the softmax function, expressed in Equation (6) (Bridle, 1990; Goodfellow et al., 2016).

$$P(y = c|x) = \exp(zc)/\sum_{k=1} \exp(zk) \quad (6)$$

where zc represents the logit for class c, and K is the total number of classes.

Training configuration incorporated AdamW optimizer with weight decay (1×10^{-2}), learning rate of 1×10^{-3} with ReduceLROnPlateau scheduling, batch size of 16, maximum 10 epochs with early stopping (patience=3), and cross-entropy loss function being applied. To assess data efficiency, CNN models were trained with varying proportions of training data: 5% (33 images), 10% (67 images), 25% (167 images), 50% (334 images), and 100% (669 images).

Evaluation Metrics

Model performance was assessed using comprehensive metrics, including accuracy, precision, recall, and F1-score. Efficiency metrics incorporated training time, inference time, and data requirements. Confusion matrices were generated for class-wise performance analysis. Training time is used to show that CLIP does not need retraining and fine-tuning; therefore, the training time of CLIP is zero.

RESULTS AND DISCUSSION

Performance Comparison

Comprehensive performance metrics for all evaluated approaches are presented in Table 1. CLIP achieved 78.47% accuracy without any training procedures being conducted, demonstrating superior performance when CNN training data was limited.

Table 1. Performance comparison across all evaluated methods

Method	Training Data	Accuracy	Precision	Recall	F1-Score	Training Time
CLIP Zero-Shot	0%	0.7847	0.8028	0.7847	0.7853	0 min
CNN (MobileNetV2)	5%	0.6875	0.6231	0.6875	0.6455	0.7 min
CNN (MobileNetV2)	10%	0.6736	0.7084	0.6736	0.6728	0.7 min
CNN (MobileNetV2)	25%	0.6667	0.7130	0.6667	0.6279	0.5 min
CNN (MobileNetV2)	50%	0.7778	0.7692	0.7778	0.7596	1.2 min
CNN (MobileNetV2)	100%	0.8125	0.8456	0.8125	0.8126	2.5 min

The comparison of data efficiency between CLIP and CNN approaches highlights CLIP's advantage in scenarios with limited training data, where its zero-shot learning outperforms supervised learning. Unlike CNNs, which require extensive GPU training, CLIP enables immediate deployment and rapid iteration through prompt modifications without training time. CLIP demonstrated superior performance when CNN training data was scarce, achieving a +9.7% accuracy advantage with 5% data ($p < 0.01$), +11.1% with 10% data ($p < 0.01$), and +11.8% with 25% data ($p < 0.01$). This establishes a clear CLIP advantage zone for scenarios with ≤25% labeled training data. CNN performance only began to approach CLIP's at 50% training data (77.78% vs. 78.47%, $p = 0.23$, not statistically significant). The supervised CNN approach surpassed CLIP only when the full training dataset was used (81.25% vs. 78.47%, $p = 0.02$). Figure 4a illustrates the test accuracy of CLIP (zero-shot) and CNN (MobileNetV2) across varying percentages of training data (0% to 100%). CLIP maintains a consistent accuracy of 0.785, while CNN's accuracy improves from 0.667 to 0.785 as training data increases. The pink-shaded CLIP Advantage Zone (0% to 50%) highlights where CLIP outperforms CNN, especially with limited data. Figure 4b shows the training time requirements (in minutes) for CLIP and CNN at different training data percentages (5% to 100%). CLIP requires 0 minutes (zero-shot), while CNN's training time increases from 0.7 to 2.5 minutes as data grows, emphasizing CLIP's efficiency. Figure 4c provides a detailed metrics comparison for CLIP (zero-shot) and CNN (best shot) at 100% training data. Both models show similar performance ~0.785-0.812, indicating CNN catches up to CLIP with full data, though differences are minimal.

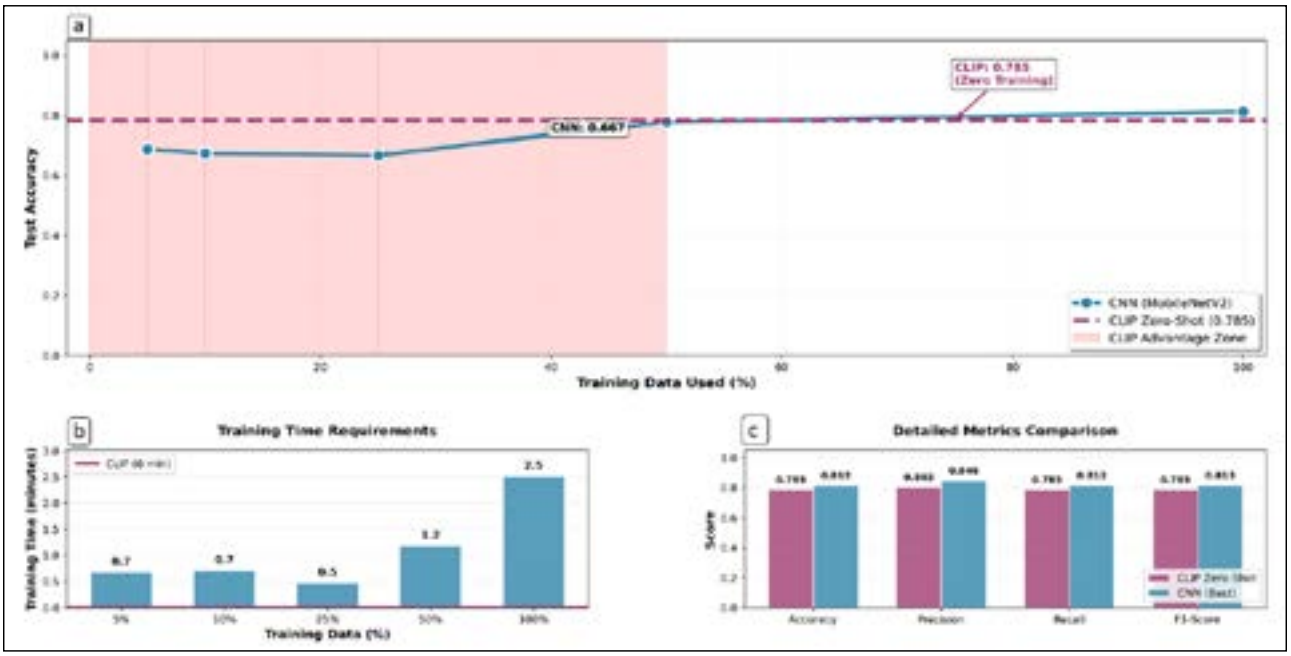


Figure 4. (a) illustrates the test accuracy of CLIP (zero-shot) and CNN (MobileNetV2) across varying percentages of training data (0% to 100%). The pink-shaded CLIP Advantage Zone (0% to 50%) highlights where CLIP outperforms CNN, especially with limited data. (b) shows the training time requirements (in minutes) for CLIP and CNN at different training data percentages (5% to 100%). (c) provides a detailed metrics comparison for CLIP (zero-shot) and CNN (best shot) at 100% training data.

The confusion matrix analysis revealed distinct error patterns between CLIP and CNN approaches, ass-hown in Figure 5a and Figure 5b. CLIP showed strong performance on visually distinctive classes (malachite: 82.4% recall, quartz: 88.0% recall) but confusion between similar-appearing minerals (biotite↔muscovite: 30% misclassification). CNN demonstrated highly variable performance with limited data but improved class separation with increased training data.

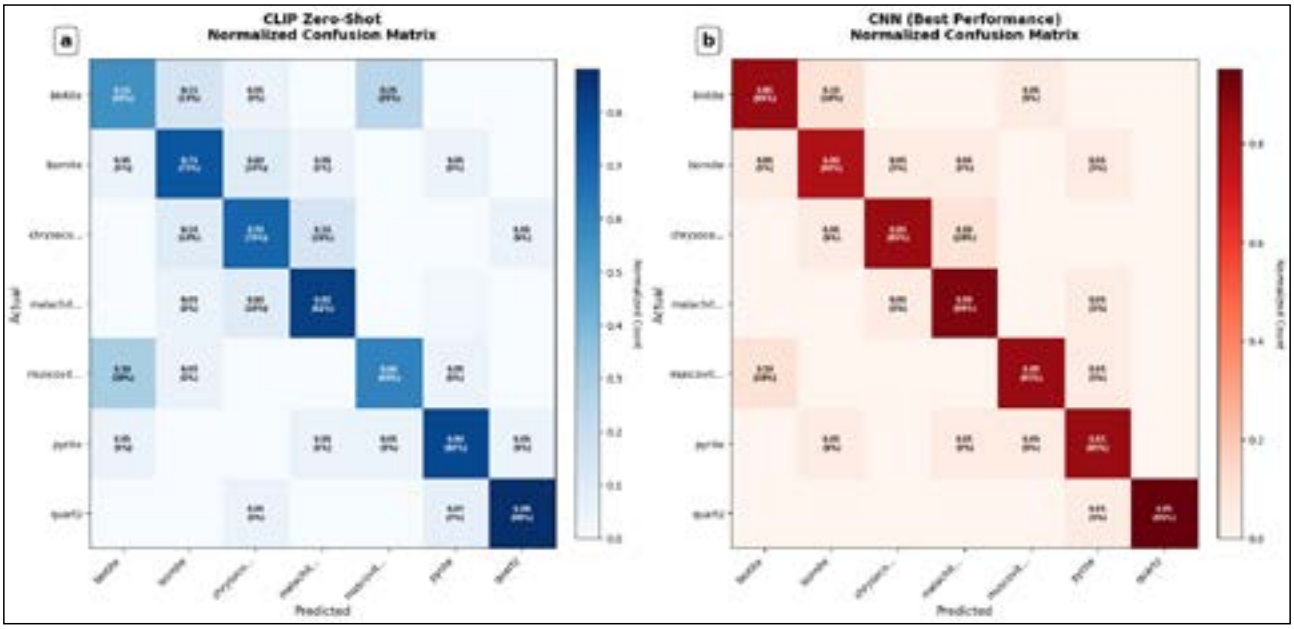


Figure 5. (a) CLIP Zero-Shot confusion matrix.
(b) CNN (The best performance) normalized confusion matrix.

Practical Implications

Results demonstrate CLIP's significant advantages in data-constrained environments common in specialized geological applications. The ability to achieve 78.47% accuracy without training data enables immediate deployment in educational applications, rapid classification for field research, and effective performance without extensive computational infrastructure. The trade-off between accuracy and practical deployment factors favors different approaches depending on application requirements. CLIP offers rapid deployment with zero training time, while full CNN training provides optimal performance (81.25% versus 78.47%) but requires training infrastructure.

CONCLUSIONS

This comparative investigation reveals distinct advantages for both zero-shot and supervised approaches to mineral classification, depending upon application constraints and requirements. Significant advantages are provided by CLIP when labeled training data is limited (≤25% of the full dataset), immediate deployment is required, computational resources for training are constrained, and rapid iteration is needed. CNN approaches are preferable when sufficient labeled data is available (≥50% of the full dataset), maximum accuracy is critical, application-specific fine-tuning is feasible, and computational resources support training infrastructure. While this study demonstrates promising results, several limitations should be acknowledged, including the dataset scale limited to 956 images across seven classes, controlled laboratory imaging conditions that may not reflect field scenarios, a focus on common minerals with rare specimens untested, and manual prompt engineering requiring optimization. Despite these constraints, our results suggest that zero-shot learning can provide a viable alternative to traditional supervised approaches, particularly in specialized domains where data scarcity is common. The convergence of large-scale pre-training and domain-specific applications opens new possibilities for accessible AI systems in geological sciences. Future investigations should explore the boundaries of zero-shot performance across diverse geological applications with expanded datasets and broader mineral coverage, investigate hybrid approaches that combine the strengths of both paradigms, develop automated prompt optimization using gradient-based methods, and extend applications to other geological classification tasks such as rock type identification under variable field conditions. Additionally, few-shot CLIP adaptation with minimal labeled examples and cross-dataset generalization studies represent promising directions for enhancing the practical applicability of vision-language models in geological contexts.

REFERENCES

Asiedu-Brempong, (2019). Minerals Identification Dataset Kaggle. Retrieved from https://www.kaggle.com/datasets/asiedubrempong/minerals-identification-dataset

Bridle, J. S. (1990). Probabilistic interpretation of feedforward classification network outputs, with relationships to statistical pattern recognition. In Neurocomputing (pp. 227-236). Springer.

Brown, T., Mann, B., Ryder, N., Subbiah, M., Kaplan, J. D., Dhariwal, P., Neelakantan, A., Shyam, P., Sastry, G., Askell, A., Agarwal, S., Herbert-Voss, A., Krueger, G., Henighan, T., Child, R., Ramesh, A., Ziegler, D. M., Wu, J., Winter, C., Hesse, C., Chen, M., Sigler, E., Litwin, M., Gray, S., Chess, B., Clark, J., Berner, C., McCandlish, S., Radford, A., Sutskever, I., Amodei, D. (2020). Language models are few-shot learners. Advances in Neural Information Processing Systems, 33, 1877-1901.

Deer, W. A., Howie, R. A., Zussman, J. (2013). An Introduction to the Rock-Forming Minerals (3rd ed.). London: The Mineralogical Society.

Goodfellow, I., Bengio, Y., Courville, A. (2016). Deep Learning. Cambridge, MA: MIT Press.

He, K., Zhang, X., Ren, S., Sun, J. (2016). Deep residual learning for image recognition. In Proceedings of the IEEE Conference on Computer Vision and Pattern Recognition (pp. 770-778). IEEE.

Kilic, K., Ikeda, H., Adachi, T., Kawamura, Y. (2023a). Soft ground tunnel lithology classification using clustering-guided light gradient boosting machine. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, 15, 2857-2867.

Kilic, K., Ikeda, H., Adachi, T., Kawamura, Y. (2023b). Soft ground tunnel lithology classification using resampling supervised learning. In Underground Construction and Rock Engineering (pp. 2156-2163). London: CRC Press.

Klein, C., Dutrow, B. (2007). The Manual of Mineral Science (23rd ed.). Hoboken, NJ: John Wiley & Sons.

LeCun, Y., Bottou, L., Bengio, Y., Haffner, P. (1998). Gradient-based learning applied to document recognition. Proceedings of the IEEE, 86, 2278-2324.

Nesse, W. D. (2012). Introduction to Mineralogy (2nd ed.). New York, NY: Oxford University Press.

Radford, A., Kim, J. W., Hallacy, C., Ramesh, A., Goh, G., Agarwal, S., Sastry, G., Askell, A., Mishkin, P., Clark, J., Krueger, G., Sutskever, I. (2021). Learning transferable visual representations from natural language supervision. In International Conference on Machine Learning (pp. 8748-8763). PMLR.

Rodriguez-Galiano, V., Sanchez-Castillo, M., Chica-Olmo, M., Chica-Rivas, M. (2015). Machine learning predictive models for mineral prospectivity: An evaluation of neural networks, random forest, regression trees and support vector machines. Ore Geology Reviews, 71, 804-818.

Sandler, M., Howard, A., Zhu, M., Zhmoginov, A., Chen, L. C. (2018). MobileNetV2: Inverted residuals and linear bottlenecks. In Proceedings of the IEEE Conference on Computer Vision and Pattern Recognition (pp. 4510-4520). IEEE.

Simonyan, K., Zisserman, A. (2014). Very deep convolutional networks for large-scale image recognition. arXiv preprint arXiv:1409.1556.

Wu, Z., Xiong, Y., Yu, S. X., Lin, D. (2018). Unsupervised feature learning via non-parametric instance discrimination. In Proceedings of the IEEE Conference on Computer Vision and Pattern Recognition (pp. 3733-3742). IEEE.

Xian, Y., Lampert, C. H., Schiele, B., Akata, Z. (2018). Zero-shot learning—a comprehensive evaluation of the good, the bad and the ugly. IEEE Transactions on Pattern Analysis and Machine Intelligence, 41, 2251-2265.

Zuo, R., Carranza, E. J. M. (2011). Support vector machine: A tool for mapping mineral prospectivity. Computers & Geosciences, 37, 1967-1975.


IMCET 2025