

# *Türkiye 19. Kömür Kongresi*

## *Bildiriler Kitabı*

Proceedings of the 19<sup>th</sup> Coal Congress of Turkey

21-23 Mayıs / May 2014  
Zonguldak, Türkiye / Turkey

**Editörler / Edited by**

**M. Erdiñ BİLİR - Kebire KEL - Erdođan KAYMAKÇI**



**TMMOB MADEN MÜHENDİSLERİ ODASI ZONGULDAK ŞUBESİ**  
**UCTEA THE ZONGULDAK BRANCH OF CHAMBER OF MINING ENGINEERS**

***Türkiye 19. Kömür Kongresi Bildiriler Kitabı***  
***Proceedings of the 19<sup>th</sup> Coal Congress of Turkey***  
**21-23 Mayıs / May 2014**  
**Zonguldak, Türkiye / Turkey**

© 2014 TMMOB Maden Mühendisleri Odası Zonguldak Şubesi  
Bu bildiriler kitabının yayım hakkı TMMOB Maden Mühendisleri Odası Zonguldak Şubesine aittir. Kaynak gösterilerek alıntı yapılabilir.

All right reserved © 2014

No parts of this book may be reproduced in any form or any means, without written permission of the UCTEA the Zonguldak Branch of Chamber of Mining Engineers of Turkey.

ISBN : 978-605-01-0619-0  
Kapak Fotoğrafi : Çetin ALKILIÇ  
Kapak Tasarımı : Alaaddin ÇAKIR  
Baskı : ÖNKA Matbaacılık Kağıt Ürünleri İmalat San. Ltd. Şti.  
Büyük Sanayi 1. Cad. No: 80/32-33 İskitler – ANKARA  
+90 (312) 384 26 85 pbx  
İsteme Adresi : TMMOB Maden Mühendisleri Odası Zonguldak Şubesi  
Liman Cad. No: 25, 67100 / ZONGULDAK  
Tel : +90 (372) 251 13 55 - 259 45 52  
Faks : +90 (372) 253 10 80  
Web : <http://www.maden.org.tr>  
E-Posta : [zonguldak@maden.org.tr](mailto:zonguldak@maden.org.tr)

## SUNUŞ

Maden Mühendisleri Odası Zonguldak Şubesi'nin düzenlediği Türkiye 19. Kömür Kongresi 21–23 Mayıs 2014 tarihleri arasında Zonguldak'ta yapılmaktadır. 1978 yılından beri her iki yılda bir yapılmakta olan Kömür Kongresi'nin temel amacı, kömür madenciliği ve teknolojisiyle ilgili bilgi alışverişini özendirme ve desteklemektir. Kongre Dedeman Oteli Toplantı Salonlarında yapılacak olup, aynı mekanda Maden Makinaları ve Donanımı Sergisi de kongre süresince delegelere açık olacaktır.

38 yıl önce ulusal ölçekte başlayan Türkiye Kömür Kongresi, zaman zaman uluslararası boyuta da ulaşmıştır. Bu yıl ki kongrede “Kömür Madenciliğinde Mekanizasyon” ve “Termik Santraller” ana temaları işlenmiştir. Çağrılı bildirilerle kongrenin ana temalarının yeterince işlenebilmesi için Zonguldak Taşkömürü Havzası ve ülkemiz kömür madenciliğine katkısı bulunan kurum ve kuruluşlar ile termik santraller alanında çalışma yapan kişilerden özel sunumlar talep edilmiştir. Bu kapsamda, toplam 8 adet çağrılı bildiri 2 adet özel oturumda tartışılacaktır. Teknik oturumlarda ise, bilimsel kurulumuz tarafından seçilen ve Bildiriler Kitabında da yayımlanan 35 adet bildiri sunulacaktır.

Kongremizin mekanizasyon temalı özel oturumu “Prof. Dr. Şinasi ESKİKAYA Özel Oturumu” olarak yapılacaktır. Bu güne kadar Kömür Kongrelerine en çok katılımı gerçekleştiren bir akademisyen olan Sayın Prof. Dr. Şinasi ESKİKAYA hocamıza Kongre Yürütme Kurulu olarak teşekkür ediyoruz.

Türkiye 19. Kömür Kongresinin gerçekleştirilmesinde, maddi ve manevi destek veren tüm kişi, kurum ve kuruluşlara; kongrenin amaçlarına ulaşabilmesi için katkıda bulunan Yürütme, Danışma ve Bilimsel Kurul üyelerine, oturum yöneticilerine ve tüm yazarlara teşekkür eder, kongrenin ülkemize yararlı olmasını dileriz.

Yrd. Doç. Dr. Erdoğan KAYMAKÇI

TMMOB Maden Mühendisleri Odası  
Zonguldak Şubesi Başkanı

Doç. Dr. Melih GENİŞ

Türkiye 19. Kömür Kongresi  
Kongre Yürütme Kurulu Başkanı

## **PREFACE**

The 19<sup>th</sup> Coal Congress of Turkey organized by the Zonguldak Branch of the Chamber of Mining Engineers of Turkey is held between May 21-23, 2014 in Zonguldak. The primary objective of the Coal Congress which has been held biannually since 1978 is to promote and support the information exchange related to coal mining and technology. The Congress takes place at the Conference Halls of Dedeman Hotel, where the Mining Machinery and Equipment Exhibition is also open to delegates during the Congress.

The Coal Congress of Turkey first started 38 years ago with Turkish participants. Since then, from time to time, there have been numerous international participants. The themes of the 19<sup>th</sup> Congress will be “Mine Mechanization in Coal Mining” and “Coal Based Power Plant”. The invited papers will focus on mine mechanization applications, practice and experience, and on the coal based power plants. With this scope, 8 invited papers will be presented by the experts in two special sessions. In addition, during the technical sessions, 35 papers, which have been selected by the Scientific Committee, will be presented, and these are printed in the Proceedings of the Congress.

One of the special sessions of the Congress themed Coal Mechanization is dedicated to honor of Prof. Dr. Şinasi Eskikaya. As the Executive Committee of the Congress, we sincerely thank to Prof. Dr. Şinasi Eskikaya who has participated in the most Coal Congress.

We thank to the people and firms who have supported and helped the 19<sup>th</sup> Coal Congress in various ways; to the people who have served in the Executive, Scientific and Advisory Committees; and to the chairpersons and authors for helping to achieve the Congress goals. The Organizing Committee hopes that the Congress will be beneficial to the coal mining sector.

**Assist. Prof. Dr. Erdoğan KAYMAKÇI**

President of UCTEA the Zonguldak Branch  
of Chamber of Mining Engineers

**Assoc. Prof. Dr. Melih GENİŞ**

Chairman of the Executive  
Committee of the Congress

**TMMOB MADEN MÜHENDİSLERİ ODASI YÖNETİM KURULU**  
**UCTEA DIRECTORIAL BOARD OF CHAMBER OF MINING ENGINEERS**

Başkan/President	: Ayhan YÜKSEL
II. Başkan/Vice President	: Hüseyin Can DOĞAN
Yazman/Secretary	: Necmi ERGİN
Sayman/Treasurer	: Mehmet ÖZYURT
Üyeler/Members	: Emre DEMİR Mehmet ZAMAN Emra ERGÜZELOĞLU KARATAŞ

**TMMOB MADEN MÜHENDİSLERİ ODASI**  
**ZONGULDAK ŞUBESİ YÖNETİM KURULU**  
**UCTEA DIRECTORIAL BOARD OF ZONGULDAK BRANCH**  
**OF CHAMBER OF MINING ENGINEERS**

Başkan/President	: Yrd. Doç Dr. Erdoğan KAYMAKÇI
II. Başkan/ VicePresident	: Hüsnü MEYDAN
Yazman/Secretary	: Hasan KARAÜZÜM
Sayman/Treasurer	: Dr. Kebire KEL
Üyeler/Members	: Pırali KOÇ Sabri ÇATMA Hanefi ORUÇ

**KONGRE YÜRÜTME KURULU**  
**EXECUTIVE COMMITTEE OF THE CONGRESS**

Başkan/Chairman	:	Doç. Dr. Melih GENİŞ
Başkan Yrd./Vice Chairman	:	Yrd. Doç. Dr. M. Erdinç BİLİR Tülay SUIÇMEZ
Yazman/Secretary	:	Hasan KARAÜZÜM
Sayman/Treasurer	:	Dr. Kebire KEL
Üyeler/Members	:	Yrd. Doç. Dr. Alaaddin ÇAKIR Arş Gör. Dr. İlknur EROL Arş. Gör. Utku SAKIZ Emine UZUN Çiğdem KARAKURT TAŞKIRAN

**KONGRE DANIŞMA KURULU**  
**ADVISORY COMMITTEE OF THE CONGRESS**

Prof. Dr. Vedat DİDARİ	Ayhan YÜKSEL
Prof. Dr. Hasan GERÇEK	Mehmet TORUN
Prof. Dr. Sait KIZGUT	Birhan ŞAHİN
Prof. Dr. Yadiğar V. MÜFTÜOĞLU	Enver KARAÇAM
Prof. Dr. İhsan TOROĞLU	Kemal Reşit KUTLU
Prof. Dr. Tuğrul ÜNLÜ	Yaşar UZUNKAVAKLI
Doç. Dr. Dilek ÇUHADAROĞLU	Mesut ÖZTÜRK
Yrd. Doç. Dr. Hakan AKÇIN	Çağlar ÖZTÜRK

**BİLİMSEL KURUL**  
**SCIENTIFIC COMMITTEE**

Prof. Dr. Ahmet Hakan ONUR	Prof. Dr. Tevfik GÜYAGÜLER
Prof. Dr. Ali İhsan KARAYİĞİT	Prof. Dr. Tuğrul ÜNLÜ
Prof. Dr. Atilla CEYLANOĞLU	Prof. Dr. Turgay ONARGAN
Prof. Dr. Ayhan KESİMAL	Prof. Dr. Vedat ARSLAN
Prof. Dr. Bahtiyar ÜNVER	Prof. Dr. Vedat DENİZ
Prof. Dr. Bülent ERDEM	Prof. Dr. Vedat DİDARİ
Prof. Dr. C. Okay AKSOY	Prof. Dr. Yadigar V. MÜFTÜOĞLU
Prof. Dr. Celal KARPUZ	Prof. Dr. Yakup CEBECİ
Prof. Dr. Cem ŞENSÖĞÜT	Prof. Dr. Yaşar UÇBAŞ
Prof. Dr. Erdoğan YİĞİT	Doç. Dr. Ekrem YÜCE
Prof. Dr. Erhan TERCAN	Doç. Dr. Feridun BOYLU
Prof. Dr. Eyüp SABAH	Doç. Dr. Gülsev UYAR ALDAŞ
Prof. Dr. Gülhan ÖZBAYOĞLU	Doç. Dr. H. Aydın BİLGİN
Prof. Dr. Gündüz ÖKTEN	Doç. Dr. Hale SÜTÇÜ
Prof. Dr. Halim DEMİREL	Doç. Dr. Hamit AYDIN
Prof. Dr. Hürriyet AKDAŞ	Doç. Dr. İhsan ÖZKAN
Prof. Dr. Hüseyin KOCA	Doç. Dr. Mehmet Ali HİNDİSTAN
Prof. Dr. İhsan TOROĞLU	Doç. Dr. Olgay YARALI
Prof. Dr. Levent ERGÜN	Doç. Dr. Selami TOPRAK
Prof. Dr. M. Saim SARAÇ	Doç. Dr. Ümit ÖZER
Prof. Dr. Neşet ACARKAN	Yrd. Doç. Dr. Çelik TATAR
Prof. Dr. Nuh BİLGİN	Yrd. Doç. Dr. Erkan ÇETİNER
Prof. Dr. Nuri Ali AKÇIN	Yrd. Doç. Dr. Gürkan BACAK
Prof. Dr. Ömer AYDAN	Yrd. Doç. Dr. Hakan AKÇIN
Prof. Dr. R. Mete GÖKTAN	Erdoğan GÜNAY
Prof. Dr. Sait KIZGUT	Mesut ÖZTÜRK
Prof. Dr. Suphi URAL	Tuncer ÖZKAN
Prof. Dr. Şafak G. ÖZKAN	

**MADEN MAKİNALARI VE DONANIMI SERGİSİNE  
KATILAN FİRMALAR  
COMPANIES PARTICIPATING  
IN THE EXHIBITION OF MINING MACHINERY**

ACAN MAKİNA İMALAT SANAYİ VE DIŞ TİCARET LTD. ŞT.  
AK-SA MAGNET ENDÜSTRİ ÜRÜNLERİ SANAYİ VE TİCARET A.Ş.  
ALA GRUP  
ANT GROUP LTD. ŞTİ.  
AYIK BAND LTD. ŞT.  
CS ARGE MAKİNA TEKNOLOJİ GELİŞTİRME SANAYİ TİC. LTD. ŞTİ.  
DANIELS  
DEMPO GROUP  
DRÄGER SAFETY- KORUNMA TEKNOLOJİLERİ LTD. ŞTİ.  
ER-Dİ MAKİNA İMALAT SANAYİ LTD. ŞTİ  
ERKOM KOMPRESÖR MAKİNE İMALAT SAN. VE TİC. LTD. ŞT.  
ETİ MADEN İŞLETMELERİ  
GEMPO MÜHENDİSLİK  
KIRLIOĞLU PATLAYICI  
LABRİS MADENCİLİK VE SANAYİ LTD. ŞTİ.  
MAXAM ANADOLU PATLAYICI MADDELER PAZ. VE NAK. TİC. A.Ş.  
MEPA İŞ GÜVENLİĞİ VE TEKNİK MALZEME  
MFA SOLUNUM KORUYUCU MASKELER  
ORICA-NİTRO PATLAYICI MADDELER SANAYİ VE TİCARET A.Ş.  
PANEL A.Ş.  
PENAMADEN  
SETERM TEKNİK  
ŞEN PLASTİK LTD. ŞTİ.  
TÜNELMAK  
TÜRKİYE KÖMÜR İŞLETMELERİ KURUMU - TKİ  
TÜRKİYE TAŞKÖMÜRÜ KURUMU - TTK  
3M SANAYİ VE TİCARET ANONİM ŞT.



**KATKIDA BULUNAN KURUMLAR VE FİRMALAR**  
**CONTRIBUTING ESTABLISHMENTS AND COMPANIES**

AKÇANSA  
ALAGÖZLER A. Ş.  
ASOS MEKATRONİK OTOMASYON  
BOLU ÇİMENTO SANAYİİ TİCARET A. Ş.  
DEDEMAN MADENCİLİK  
DEMİR EXPORT  
ELEKTRİK ÜRETİM A.Ş. - EÜAŞ  
EREĞLİ DEMİR ÇELİK İŞLETMELERİ-ERDEMİR  
ESAN ACZACIBAŞI ENDÜSTRİYEL HAMMADDE SAN. VE TİC. A. Ş.  
ETİ MADEN  
GENEL MADEN İŞÇİLERİ SENDİKASI - GMİS  
İMBAT A.Ş.  
KIRLIOĞLU PATLAYICI  
OF-KAR MADENCİLİK  
PARK TERMİK-CİNER GRUP  
PETROFER ENDÜSTRİYEL YAĞLAR SAN. VE TİC. A. Ş.  
SONER TEMEL MÜHENDİSLİK İNŞAAT VE TİCARET ANONİM ŞTİ.  
TÜRKİYE KÖMÜR İŞLETMELERİ KURUMU - TKİ  
TÜRKİYE TAŞKÖMÜRÜ KURUMU – TTK  
YENİKÖY YATAĞAN ELEKTRİK ÜRETİM VE TİC. A. Ş. - YEAŞ

## İÇİNDEKİLER CONTENTS

### ***Kömür Madenciliğinin Bilim ve Teknolojisi***

Yeraltı Kömür Madenciliğinde Kontrollü Kısa Devre Havalandırma.....	1
<i>Controlled Recirculation of Ventilating Air in Underground Coal Mining</i>	
İ. Çınar, C. Şensöğüt	
Performance of the Artificial Neural Network in the Prediction of Critical Wind Velocity During Tunnel Fires .....	13
<i>Tünel Yangınları Esnasında Kritik Rüzgar Hızının Tahmininde Yapay Sınır Ağları Performansı</i>	
B. Niknam, K. Shahriar, H. Madani	
Ömerler Yeraltı Ocağında Arka Kömür Kazanma Veriminin Araştırılması .....	25
<i>Investigation of the Efficiency of the Gaining Coal from The Gob Side in Omerler Underground Mine</i>	
A. E. Arıtan, G. Acar	
Prediction and Control of Occurrence of Roof Cavities in Tabas Coal Mine .....	35
<i>Tabas Kömür Madeninde Tavan Boşlukları Oluşumunun Kestirimi ve Denetimi</i>	
H. K. Jahromi, K. Shahriar, J. K. Hamidi	
Ömerler Yeraltı Ocağı Mekanize Sistem Performans Analizi .....	43
<i>Ömerler Underground Mine Mechanized System Performance Analysis</i>	
A. E. Arıtan, C. Şensöğüt, H. Akçakoca	
TTK Hazırlık Galerileri İçin Uygun Patlatma Düzenlerinin Araştırılması .....	57
<i>Investigation of Optimum Blasting Patterns for TTK Development Roadways</i>	
Ö. Yılmaz, T. Ünlü	
Türkiye Taşkömürü Kurumu Taban Yollarında Zincirli Oluk Kullanmanın Getirdiği Sorunlar .....	73
<i>The Problems Caused by the Use of Chain Conveyors in Roadways at Turkish Hardcoal Enterprises</i>	
O. Ceylan	

Amasya-Suluova Bölgesinde Bir Kömür Ocağının Galeri Kazıları İçin Kollu Galeri Açma Makinesi Seçimi ve Performans Tahmini ..... 87 <i>Roadheader Selection and Performance Prediction for Excavation of Galleries of a Coal Mine in Amasya-Suluova Region</i> H. Çopur, C. Balcı, D. Tumaç, E. Avunduk, R. Çomaklı, C. Polat, M. Tokat
Gevşetilmiş Linyit Örtü Katmanı Basamaklarında Çalışan Elektrikli Maden Yerkazı Araçlarında Özgül Kazı-Yükleme Erkesi ..... 105 <i>Specific Digging &amp; Loading Energy of Electric Mining Shovels Operating at Blasted Lignite Measure Rocks</i> M. Özdoğan, Ö. Güngör
Yeraltı Maden İşletmelerinde Analitik Hiyerarşi Prosesi Yöntemi ile Uygun Vantilatör Seçimi ..... 115 <i>Selection of Appropriate Fan Using Analytic Hierarchy Process at Underground Mining</i> N. Kurşunoğlu, M. Önder
Ağır Ortam Tamburu Performans Değişiminin Zamana Bağlı Olarak MODSIM© Simulasyon Programı ile İncelenmesi ..... 123 <i>Investigation by MODSIM© Simulation Program as Depending on Time of the Performance Change of the Heavy Media Drum</i> Y. Umucu, V. Deniz, M. Y. Altınığne
Implementation of Virtual Reality Technology in Mine Safety Training and Mining Engineering Education in Australia ..... 133 <i>Sanal Gerçeklik Teknolojisinin Avustralya'da Maden İş Güvenliği ve Maden Mühendisliği Eğitimine Uygulanması</i> S. Saydam, R. Mitra, B. Hebblewhite
İnsansız Hava Araçlarının Madencilik Faaliyetlerinde Kullanım Olanaklarının İncelenmesi ..... 147 <i>Investigation of Utilization Opportunity of Unmanned Aerial Vehicles in Mining Activities</i> S. Karakış, Ç. Bayık, U. G. Sefercik
Uzaktan Algılama ve Coğrafi Bilgi Sistemleri Kullanılarak Terkedilmiş Ovacık Kömür Madeninin Kapatma ve Doğaya Yeniden Kazandırma Planlaması ..... 159 <i>Mine Closure and Reclamation Planning for Abandoned Ovacık Coal Mine Using Remote Sensing and Geographical Information Systems</i> K. Büyüktanır, M. Tokoğlu, O. Vardar, T. Sarıçam, Y. A. Taştekin, H. Ş. Düzgün

Kömür Açık İşletme Göletlerinde Su Yönetimi ve Rehabilitasyonu.....	171
<i>Water Management and Rehabilitation of the Opencast Coal Mine Lakes</i>	
M. S. Delibalta, N. Uzal, A. Lermi	
Kozlu Taşkesen Sondajlarının Değerlendirilmesi ve Damlar Fayı ile Kömür Olgunluğu Arasındaki İlişki .....	181
<i>The Relationship among Damlar Fault with Coalification Ranks and Valuation of Drilling at the Kozlu Taşkesen</i>	
M. Pehlevan, O. Pulat, S. Toprak	
Kayaçların Sedimantolojik Yapılarının Kömür Madenciliğinde Değerlendirilmesi .....	193
<i>The Usage of Sedimentary Rocks Structures in Coal Mining</i>	
A. Baltaş	
Soma Bölgesine Ait Bazı Linyitlerin Gravite Bazlı Kuru Zenginleştirilmesi: Pilot Ölçekte Allair Jigi Uygulaması .....	205
<i>Gravity Based Dry Processing of Some Lignites from Soma Region: Pilot Scale Allair Jig Application</i>	
F. Boylu, F. Karakaş, O. Güven, I. E. Karaağaçlıoğlu, M. S. Çelik, H. Özdemir, K. Çinku, T. Çetinel, N. Yalçın, F. Işık	
Zonguldak İnce Kömürlerinin Spiral Ayırıcı ile Zenginleştirilmesi.....	217
<i>The Enrichment of Zonguldak Fine Coal by Spiral Separator</i>	
Ö. Öney, M. Tanrıverdi, T. Çiçek	
İnce Boyutlu Soma Kömürünün Yüzey Aktif Maddeler ile Susuzlandırılması .....	227
<i>Dewatering of Fine Size Soma Coal Using Surface Active Reagents</i>	
F. Burat, A. A. Sirkeci, G. Önal	
Tunçbilek Linyit Kömürünün Yağ Aglomerasyonu ile Zenginleştirilmesi .....	237
<i>Benefication of Tuncbilek Lignites by Oil Agglomeration</i>	
S. Düzyol, C. Şensöğüt, A. Ö. Aksu, H. S. Erişir, K. Aspir	
Balıkesir-İsaalan Kömürlerinin Yıkanabilirlik Özellikleri ve Üç Ürünlü Siklon Kullanımının Araştırılması .....	245
<i>Investigation of Washability Properties of Balıkesir-İsaalan Coal and Usability of Three Product Washing Cyclone</i>	
S. Kantarcı, İ. Alp, S. Şahin, T. Dinç	
Taşkömürü Artıklarının Susuzlandırılmasında Polimerlerin Etkisi .....	257
<i>The Effect of Polymers on Dewatering of Bituminous Coal</i>	
H. A. Taner, V. Önen	

Kömür Atığı Uçucu Kül İnceliğinin Yeraltı Dolgusu Üzerine Etkileri .....	269
<i>The Effects of Coal Fly Ash Fineness on Underground Backfill</i>	
İ. Çavuşoğlu, A. O. Yılmaz, M. Çapık	
Öğütülebilirliğin Kömür Gömülme Derinliğine Bağlı Olarak Değişimi .....	283
<i>Variation of Coal Grindability with Burial Depth</i>	
S. Albayrak, S. Kızgut, D. Çuhadaroğlu, S. Yılmaz, B. Akkaya, M. Bilen,	
Zonguldak Şlam Kömürünün Kurutulmasında Mikrodalga ve Konvansiyonel Fırının Verimliliklerinin Karşılaştırılması.....	291
<i>Comparison of Efficiencies of Microwave and Conventional Ovens in the Drying of Zonguldak Slime Coal</i>	
H. Hacıfazlıoğlu	
Elbistan Termik Santrali Uçucu Kül Karakterizasyonu ve Adsorpsiyon Uygulamaları .....	303
<i>Characterization of Elbistan Thermal Power Plant Fly Ash and Application of Adsorption</i>	
A. A. Korkmaz, Ç. Dağdeviren, Ç. Sarıcı Özdemir	
Yatağan ve Soma Termik Santral Uçucu Küllerinin Karakterizasyonu .....	309
<i>Characterization of Yatağan and Soma Thermal Power Plant Fly Ashes</i>	
İ. Kurşun, Ş. G. Özkan, M. Terzi, N. Enkhtaivan, İ. Demir	
Türkiye’de Elektrik Üretiminde Kömürün Durumuna ve Kombine Çevrimli Entegre Gazlaştırma (IGCC) Teknolojisine Genel Bakış .....	321
<i>An Overview of the Status of Coal in Electricity Production in Turkey and Integrated Gasification Combined Cycle (IGCC) Technology</i>	
H. Çelik, S. Samanlı, Ö. Öney, Y. Can	
Termik Santrallerde Yanmamış Karbonun Nedenleri ve Azaltılması .....	333
<i>Reasons and Decreasing of Unburned Carbon in Thermal Power Stations</i>	
M. Bilen, S. Kızgut, İ. Toroğlu, S. Yılmaz	
<b><i>Kömür Madenciliğinde İşçi Sağlığı ve İş Güvenliği</i></b>	
Açık İşletme Kömür Madenciliğinde Lojistik Regresyon Analizi ile İş Kazalarının Değerlendirilmesi .....	341
<i>Evaluation of Occupational Accidents in Opencast Mining Enterprises by Using Logistic Regression Analysis Method</i>	
S. Önder, M. Mutlu	

The Centralia Tragedy: Coal Burning Underground .....	353
<i>Centralia Felaketi: Yeraltı Kömür Yangını</i> S. Göncüoğlu	
Maden Bilgi Sistemi Kullanarak Uzunayak Madenciliği İçin Ocak Yangını Risk Analizi: Deneysel Bir İnceleme .....	363
<i>Risk Analizes of Coal Fire for Longwall Mining Using Mine Informtion System: A Case Study</i> H. Akçın, A. Çakır, E. Kaymakçı, S. Sarginoğlu	
Kömür Madenciliğinde Tasman Risk Değerlendirmesi .....	375
<i>Risk Assessment of Land Subsidence in Coal Mining</i> H. Akçın	
<b><i>Kömür Madenciliğinin Ekonomi Politikası ve Sosyal Sorunları</i></b>	
Türkiye Taş Kömürü Kurumu'nda 4857 Sayılı İş Kanununa Bağlı Olarak Çalışan Mühendislerin İstihdam Problemleri .....	389
<i>Employment Problems of Engineers who are Working according to the 4857 Numbered Labor Law for Turkish Hard Coal Enterprises</i> E. Kaymakçı, S. Sarımeahmet	
<b><i>Kömür Madenciliğinde Mekanizasyon (Çağrılı Bildiriler)</i></b> <b><i>Şinasi ESKİKAYA Özel Sunumları</i></b>	
GLİ Yeraltı Ocaklarında Mekanizasyonun Gelişimi (II) .....	395
<i>The Development of Mechanized Systems in GLİ Underground Coal Mines (II)</i> R. Çelik	
Tam Mekanize Yeraltı Kömür Madeni: Çayırhan Örneği .....	407
<i>Fully Mechanized Underground Coal Mine: A Case Study Çayırhan</i> E. Kahraman, C. Sığırcı, O. Erarslan	
İmbat Madencilik Soma-Eynez Sahasında Mekanizasyon Uygulamaları.....	423
<i>The Applications of Mechanization in İmbat Mining Co. Soma-Eynez Field</i> A. Ekici, U. Satılmış	
Türkiye Taşkömürü Kurumu Üretimde Mekanizasyon Projesi.....	435
<i>Mechanised Coal Production Sysytem at Turkish Hard Coal Enterprise</i> N. Biçer	

***Dört Farklı Bakış Açısından Termik Santraller (Çağrılı Bildiriler)***

Türkiye Elektrik Sektöründeki Serbestleşme Sürecine Bağlı Olarak Kömür Endüstrisinde Yapısal Dönüşüm.....	451
<i>Structural Transformation in the Coal Industry in Connection with the Liberalization Process in the Turkish Electricity Sector</i>	
N. Tamzok	

## MADENCİ MARŞI

Selam ver selam ver, sesin gür  
Kara elmas siyah nur demek kömür  
Kara elmas siyah nur demek kömür  
Alnını sür, alnını sür

Açık gül alnının kırışıkları  
Sönük lambam yanar hep ışıkları  
Sönük lambam yanar çıksan dışarı  
Hep ışıkları, hep ışıkları

İçinde önünde, cevherle maden  
Elinde toprağı altın yapar fen  
Elinde toprağı altın yapar fen  
Yap taç dilersen, yap taç dilersen

O taçta arma, şu kazma çekiç  
Onun saltanatı kimde vardır hiç  
Onun feyyazlığı nerde vardır hiç  
Bu nuru iç, bu nuru iç

**Behçet Kemal ÇAĞLAR**  
(1908 – 1969)

*Bu güzel marşı bize kazandıran meslektaşımız,  
Maden Yüksek Mühendisi – Şair Behçet Kemal ÇAĞLAR'ı saygıyla anıyoruz.*



# **YERALTI KÖMÜR MADENCİLİĞİNDE KONTROLLÜ KISA DEVRE HAVALANDIRMA** *CONTROLLED RECIRCULATION OF VENTILATING AIR IN UNDERGROUND COAL MINING*

İ. Çınar

*Selçuk Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Konya*

C. Şensöğüt

*Dumlupınar Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Kütahya*

**ÖZET:** Bu çalışmada; yeraltı kömür ocaklarında havalandırma problemlerine çözüm olabilecek kısa devre havalandırma yöntemi araştırılmıştır. Çalışma kapsamında klasik havalandırma sistemi ile elde edilen sonuçlarla, kontrollü kısa devre havalandırma uygulamasından toplanan veriler birlikte değerlendirilmiştir. Uyar Madencilik Darkale Kömür İşletmesi ve Ermenek Turab Madencilik yeraltı ocağında yapılan klasik havalandırma ölçüm sonuçları verildikten sonra seçilen bir hazırlık galerisinde yapılan kısa devre havalandırma ölçüm sonuçları değerlendirilmiştir. Bu galeride 7 farklı ölçüm istasyonu belirlenmiş ve %12.7; %22.0 ve %30.4'lük kısa devre havalandırma oranları (KDH) sağlanmıştır. %12.7 KDH oranı ile 9.14 m<sup>3</sup>/s olan hava miktarı 10.30 m<sup>3</sup>/s'ye çıkarılmış, %22.0 KDH oranı ile 9.62 m<sup>3</sup>/s olan hava miktarı 11.73 m<sup>3</sup>/s'ye çıkarılmış ve %30.4 KDH oranı ile 9.41 m<sup>3</sup>/s olan hava miktarı 12.28 m<sup>3</sup>/s'ye çıkarılmıştır. Bu KDH oranlarında yapılan ölçümlerde; toz miktarlarında, gaz konsantrasyonlarında ve sıcaklıkta sağlanan iyileştirme sonuçları verilmiştir.

**ABSTRACT:** In this study, recirculation of ventilating air for the solution of underground coal mine ventilation problems have been investigated. The results obtained from classical ventilation system were evaluated together with the data collected through the application of controlled recirculation system. Following the determination of measured values from classically ventilated two collieries namely Uyar Mining Darkale and Ermenek Turab underground mines, the results of recirculation air in the selected roadways were interpreted. Seven different measurement stations were identified in these roadways, and 12.7%, 22% and 30.4% of recirculation rates (RR) were applied for the experimental work. The volume of air distributed to the face of the roadway was increased from 9.14 m<sup>3</sup>/s to 30 m<sup>3</sup>/s by the application of 12.7% RR. Similarly air volumes from 9.62 m<sup>3</sup>/s to 11.73m<sup>3</sup>/s and from 9.41 m<sup>3</sup>/s to 12.28 m<sup>3</sup>/s have been obtained by the use of 22.0% and 30.4%RR respectively. Additional gas and dust concentrations together with the air temperature values were improved by the application of recirculation system to the ventilating air.

## **1 GİRİŞ**

Yeraltı maden ocaklarının en verimli şekilde havalandırılması madenciliğin ilk sorumluluk alanlarından birisidir. Bu nedenle ocak içerisine yeterli havanın gönderilmesi gerekmektedir. Ayrıca hava hızının uygun olup olmadığı, zehirli, boğucu ve patlayıcı gazların emniyet sınırları içerisinde olması, toz miktarının tehlikeli seviyelerde olmaması, sıcaklık ve nem miktarı gibi parametrelerin kontrolü son derece önemlidir.

Bu çalışma ile aşağıda sıralanan hedeflere ulaşılması amaçlanmaktadır.

- Yeraltı madenciliğinde emniyet açısından en önemli konuların başında gelen gaz ve toz konsantrasyonlarında kontrol sağlanması beklenmektedir.
- Ocak içerisine havanın gönderilmesi zor olan ya da yeterli havalandırmanın yapılamadığı bölgelerde hava miktarının artırılması sağlanacaktır.
- Dönüş yolundaki havanın bir kısmı kontrollü olarak ocakta tekrar dolaştırılacağından havalandırma açısından maliyet düşüşü olacağını söylemek mümkün olacaktır.
- Zehirli, boğucu gazlar ve metan gazı açısından tehlike sınırlarının aşılması durumunda ve ocağa gönderilen hava miktarının artırılmadığı şartlarda alternatif bir yöntem olarak son derece önem arz etmektedir.
- Hazırlık galerilerinin açılması sırasında meydana gelen havalandırma sorununun ekonomik olarak çözümlenmesi amaçlanmaktadır.

## **2 KISA DEVRE HAVALANDIRMA**

“Kısa Devre Havalandırma” aynı havanın bir noktadan birden fazla geçirilmesi olarak bilinmektedir. Kontrollü kısa devre havalandırma teorisi, derin yeraltı ocaklarında soğutmayı sağlamak amacıyla Lawton tarafından 1932 yılında geliştirilmiştir (Lawton 1933).

### **2.1 Dünyada Yapılan Bazı Kısa Devre Havalandırma Uygulamaları**

Güney Afrika’da Loraine altın madenindeki çalışmalarda kısa devre havalandırma oranı değiştirilerek CO gazı oranları ölçülmüş ve kısa devre havalandırma sisteminin gaz konsantrasyonunda bir artışa neden olmadığı görülmüştür (Burton vd. 1984).

İngiltere’de Wearmouth kömür ocağında üretim yerlerinin yeryüzü bağlantılarından uzaklaşması ve Kuzey Deniz’i altında yapılan üretimlerde yeryüzü bağlantısı açılmaması nedeniyle kısa devre havalandırma yapılmış, ocağı dolaşan havanın %30’luk kısmı tekrar dolaştırılmıştır. Böylelikle hava dönüş yolunda metan miktarında önemli bir değişiklik olmadığı görülmüştür (Pickering vd. 1984, Robinson vd. 1988).

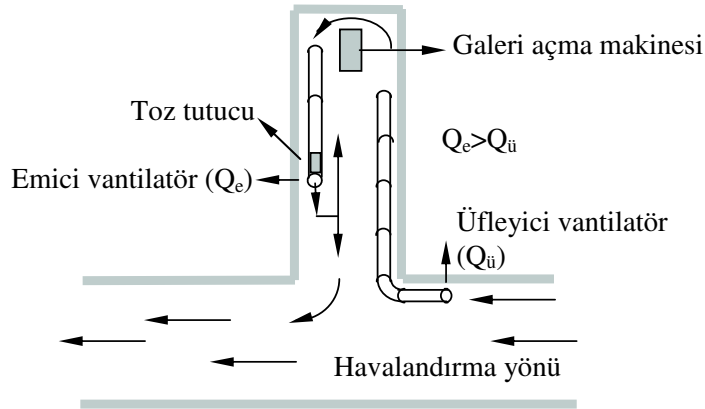
Kanada’da Rocanville potasyum maden ocağında dönüş havasının bir kısmı (18.5 m<sup>3</sup>/s) kısa devre havalandırma yoluyla giriş havasına verilmiş, çalışma ortamına gönderilen havada CO<sub>2</sub>, CO, NO<sub>2</sub> ve toz miktarlarındaki artışın probleme sebep olmayacak miktarlarda olduğu sonucuna varılmıştır (Hall vd. 1990).

## 2.2 Türkiye’de Yapılan Bazı Kısa Devre Havalandırma Uygulamaları

Orta Anadolu Linyitleri İşletmesinde (OAL) ise üfleyici tali havalandırma uygulanan mekanize galerilerde kısa devre havalandırma uygulanmış ve iki sistemde de oluşan toz konsantrasyonları ölçülerek, kısa devre havalandırma ile toz konsantrasyonlarında artış olmayacağı sonucuna varılmıştır. Bu çalışma Türkiye’deki ilk kısa devre havalandırma uygulaması olarak bilinmektedir (Çetin 1995, Eyyupoğlu vd. 1995, Saraç vd. 1998). Kısa devre havalandırma sistemi sonucunda oluşacak toz ve gaz konsantrasyonları matematiksel olarak incelenmiş ve herhangi bir artışa neden olmayacağı sonucuna varılmıştır (Şensöğüt 1989, Şensöğüt vd. 1990, Lowndes 1990).

## 2.3 Hazırlık Galerilerinde Kontrollü Kısa Devre Havalandırma

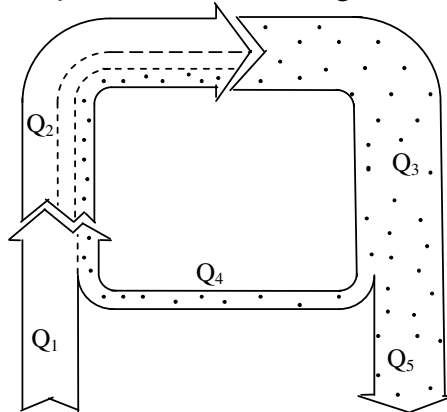
Kontrollü kısa devre havalandırma sisteminde ise; üfleyici vantilatörden verilen hava miktarından daha fazla hava, emici vantilatör ile emilerek havanın kısa devre yapması sağlanmaktadır. Diğer bir deyimle, kısa devre havalandırmada aynı hava bir noktadan birden fazla kez geçmektedir. Sistemin görünüşü Şekil 1’de verilmiştir.



Şekil 1. Hazırlık galerilerinde kısa devre havalandırma sistemi.

## 2.4 Panolarda Kontrollü Kısa Devre Havalandırma

Hazırlık galerilerinde olduğu gibi pano içerisinde de havanın kontrollü olarak tekrar dolaştırılması mümkündür. Şekil 2’de bu durum gösterilmiştir.



Şekil 2. Pano içerisinde kısa devre havalandırmada hava dağılımı.

Bu durumda;

Temiz hava miktarı:  $Q_1$

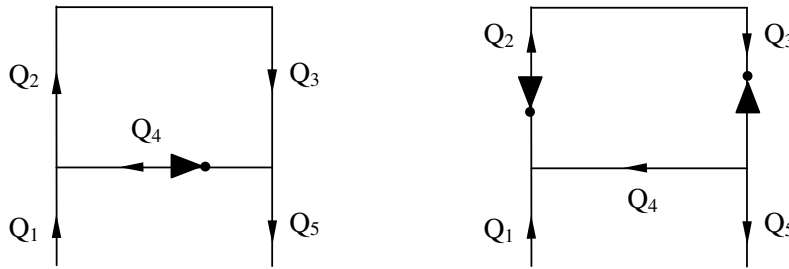
$$\text{Kısa devre oranı: } F = Q_4 / Q_3 \quad (1)$$

$$Q_2 = Q_3 = Q_1 / (1 - F) \quad (2)$$

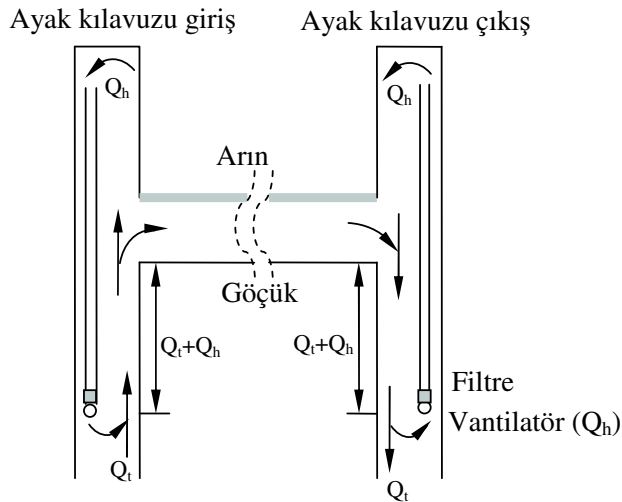
$$Q_4 = F \cdot Q_1 / (1 - F) \quad (3)$$

olacaktır (Alexander vd. 1987, Lee vd. 1987).

Pano içerisinde havanın tekrar dolaştırılabilmesi için yerleştirilmesi gereken yardımcı vantilatörlerin konumu iki farklı durumda olabilmektedir. Şekil 3’de vantilatörlerin yerleştirme konumları verilmiştir. İlk durumda vantilatör tavan ve taban yolunu birleştiren başyukarıya yerleştirilmiş, ikinci durumda ise vantilatörün tavan yoluna ya da taban yoluna yerleştirilmesi gösterilmiştir. Burada en önemli husus vantilatör, ikinci durumda yerleştirilecek olursa panoya giren hava ile birlikte kısa devre edilecek olan havanın vantilatör tarafından basılmasıdır. Bu durumda vantilatörün tavan ve taban yolunu birleştiren bağlantı yoluna yerleştirilmesinin güç gereksinimi ve uygulama pratikliği bakımından daha avantajlı olacağını söylemek mümkündür (Şensöğüt vd. 1990). İlerletimli uzun ayak yönteminde ise hava dolaşımının Şekil 4’deki gibi düzenlenmesi durumunda, ocak içerisinde dolaşan havanın kısa devre edilmesi sağlanmış olacaktır (Pickering vd. 1977).



Şekil 3. Pano içerisinde vantilatörlerin yerleştirme konumları.



Şekil 4. İlerletimli ayakta kısa devre sistemi.

### **3 İŞLETMELERİN TANITIMI**

Çalışmalar Uyar Madencilik Darkale Kömür İşletmesi ve Turab Madencilik Yeraltı Ocağı olmak üzere iki farklı kömür işletmesinde gerçekleştirilmiştir.

#### **3.1 Uyar Madencilik Darkale Kömür İşletmesi**

Uyar Madencilik Darkale Kömür İşletmesi, Manisa İline 93 km, Balıkesir İline 90 km mesafede olup Soma İlçesine 1 km mesafededir. Bölgede kömürün ilk olarak 1916 yılında bulunduğu bilinmektedir. O günlerde ve sonraki yıllarda dönem şartlarınca değişen miktarlarda sahada kömür üretimi yapılmıştır.

Darkale Kömür İşletmesinde uygulanan tüm çalışmalar 105 m-240 m kotları arasında yapılmaktadır. En derin nokta dikey olarak 120 m'dir. Çalışmakta olan 3 ayak vardır. Nakliyat zincirli konveyör ve bant konveyörlerle yapılmaktadır. Kömür kalınlığı ara kesmelerle birlikte 3 m ile 5 m arasında değişiklik gösterir. Bu kalınlıktaki kömür damarları yatay olarak farklı kotlara yayılmış ve ayaklar arasında 10 m ile 12 m mesafe bırakılarak arkadan göçertmeli uzun ayak üretim yöntemine olanak sağlamıştır.

#### **3.2 Turab Madencilik Yeraltı Ocağı**

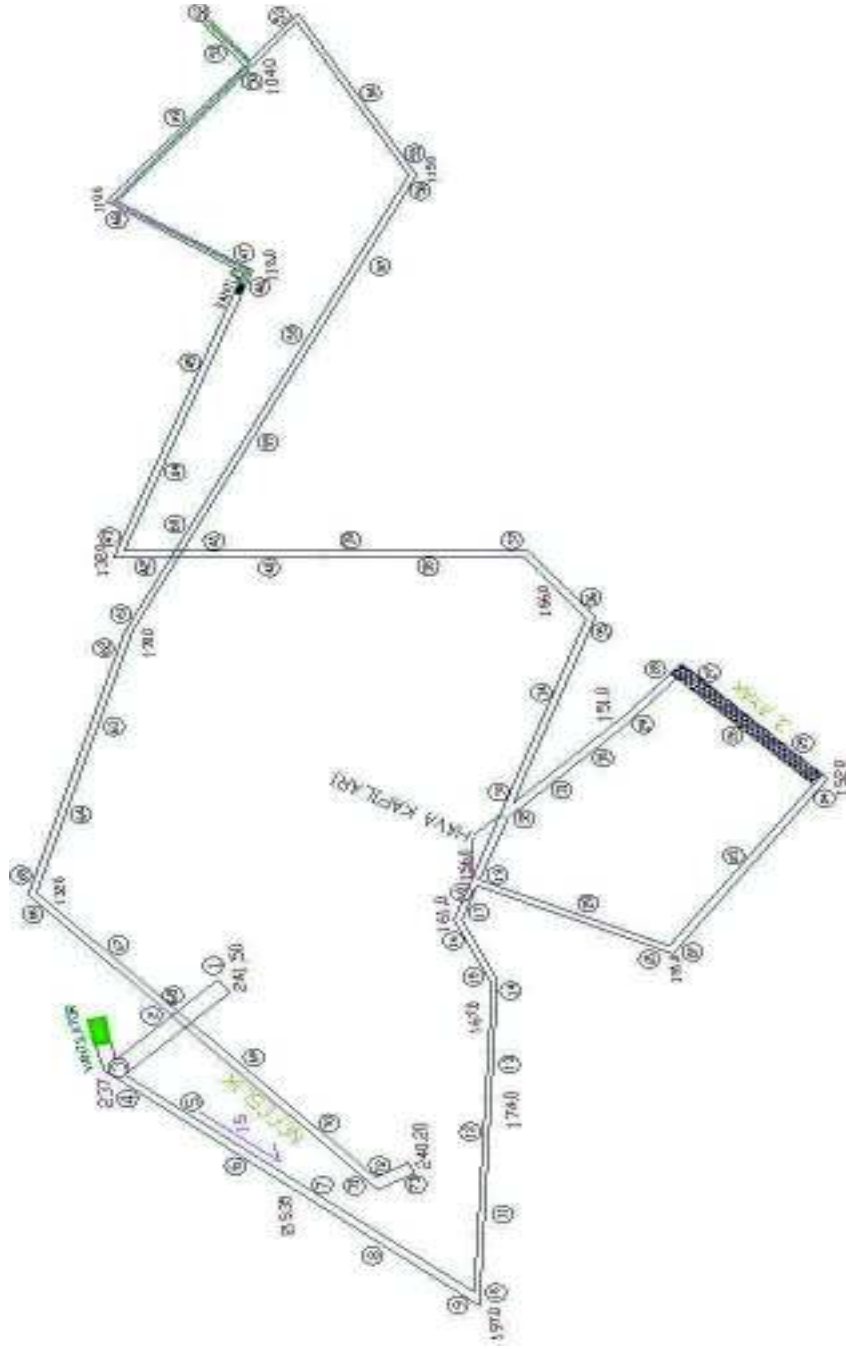
Turab Madencilik yeraltı ocağı Cenne Kömür İşletmesine bağlı İ.R. 617 Ruhsat No.lu sahada çalışan taşeron bir firmadır. 1988 yılında üretime başlamış ve halen devam etmektedir. Batı Toroslarda bulunan Ermenek Linyit Havzası yaklaşık 620 km<sup>2</sup>'lik bir alanı kapsamaktadır.

Maden ocağı Karaman İline bağlı Ermenek İlçesi Cenne Köyü mevkiinde bulunmaktadır. Ocak Ermenek İlçesine 25 km Karaman İline ise yaklaşık 170 km'lik bir mesafededir. Turab Madencilik yeraltı ocağında kömür damarı çatlaklı ve kıvrımlı bir yapı göstermektedir. Bu durumda kömür damarına girmeden önce tavan taşı (marn) içerisinde galeriler sürülmekte ve rekuplarla kömür damarı kesilerek 25-30 m'lik kısa ayaklar kurulup arkadan göçertmeli kısa ayak üretim yöntemi uygulanmaktadır.

#### **3.3 Uyar Madencilik Darkale Kömür İşletmesi Ölçümleri**

Uyar Madencilik Darkale Kömür İşletmesi yeraltı ocağında belirlenen güzergah üzerinde 73 farklı noktada toz miktarı, hava hızı, hava basıncı, galeri kesiti ve gaz ölçümleri yapılmıştır. Ölçümlere ocak girişinde (+241.50 m) başlanmış, güzergah ve nefeslik boyunca ilerlenmiş, belirlenen 73 noktada ölçümler alınmış, nefeslik çıkışında (+240.20 m) sonlandırılmıştır. Ocak içerisinde ölçüm yapılan güzergah krokisi ise Şekil 5'de verilmiştir.

İşletmede hazırlık bacalarının, kör noktaların ve ana havalandırmanın yetersiz kaldığı bölgelerin havalandırılması için 40 m<sup>3</sup>'lük tali vantilatörler kullanılmaktadır. Ölçüm yapılan güzergah üzerinde bulunan hazırlık bacası çalışmasında havalandırma için kullanılan 1 adet tali vantilatör bulunmaktadır. İşletmede değişik bölgelerde kullanılan toplam 6 adet 40 m<sup>3</sup>'lük tali vantilatör bulunmaktadır.



Şekil 5. Ölçüm yapılan güzergah krokisi.

Yapılan CO<sub>2</sub> ölçümleri neticesinde CO<sub>2</sub> oranlarının %0.03 - %0.32 arasında değişiklikler gösterdiği görülmüştür. Bu oranlar ülkemizde ocaklarda müsaade edilen maksimum %0.5 konsantrasyon sınırının altındadır. Ocak girişinden itibaren, güzergah boyunca CO<sub>2</sub> miktarında artış gözlemlenmiştir. Bu da ocak içerisine giren temiz havanın güzergah boyunca yavaş yavaş kirlendiği sonucunu vermektedir. Güzergahtaki ki ayak içerisinde alınan 24 no'lu ölçümden itibaren CO<sub>2</sub>'in ciddi bir artış gösterdiği saptanmıştır.

İşletmede yapılan CO ölçümlerinde, CO birikimine güzergahta bulunan 3. ayak ve nefeslik dışında rastlanmamıştır. Ayak içerisinde alınan ölçüm değerleri 12-16 ppm

arasında değişmektedir. Nefeslikte ise bu oran 9-15 ppm aralığındadır. Bu oranlar CO gazı için maksimum çalışma sınırı olan 50 ppm'in altında kalmaktadır.

Ayak içerisindeki CO'nun nedeni, kömürün ayak arkası göçük bölgesinde ısınmasıdır. Nefeslikte CO konsantrasyonuna rastlama nedeni ise yakınında bulunan 1 no'lu ayaktır. Ayrıca tüm ocak havası dolaşımından sonra nefeslikten dışarı çıktığı için burada CO bulunması normaldir. CO gazı ve kömürün kendiliğinden yanması, işletmenin geçmiş dönemlerinde en büyük sorunlarından birisi olmuştur.

Ocak girişinden itibaren yapılan O<sub>2</sub> ölçümlerinde 21 no'lu ayak rekubunda bulunan ölçüm noktasından sonra sistematik bir düşüş gözlemlenmiştir. Ayak rekubundan itibaren düşmeye başlayan hava hızı bu bölgelerdeki O<sub>2</sub> oranının da azalmasına neden olmaktadır. Ayağın hava çıkışında bulunan 32 no'lu ölçüm noktasından sonra O<sub>2</sub> değerlerinde temiz hava sirkülasyonunun etkisiyle bariz bir artış görülmektedir. Bu artış güzergâh boyunca nefesliğe kadar normal seviyelerde seyretmektedir. Nefeslikteki düşüş ise ocağın bütün kirli havasının toplanarak oradan dışarı atılması nedeniyle normal olarak görülmektedir.

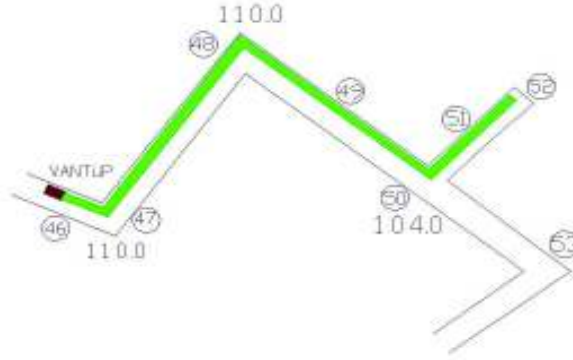
Ocak ağzında (+241.50) 2.27 m/s hava hızında ve 19.8 °C sıcaklıkta 744.9 mmHg olarak ölçülen hava basıncı ocağa girilmesi ile birlikte sistematik artışlar göstermektedir. Bu sistematik artış ocakta izlenen güzergah boyunca devam etmiş nefesliğe girildiğinde kademeli olarak düşmeye başlamış ve nefeslik çıkışında 72 no'lu ölçüm noktasında (+240.20) 1.62 m/s hava hızında ve 20.9 °C sıcaklıkta 745.8 mmHg olarak ölçülmüştür.

Ocak girişinde 19.8 °C olan hava sıcaklığı 4 no'lu noktadan sonra vantilatörün etkisiyle bir miktar daha düşmüştür. Hava hızının iyice düştüğü 24 no'lu noktadan sonra ayak rekubuna ve sonrasında ayak içersine girilmesiyle birlikte sıcaklık 23.8 °C ye, ayağın hava çıkışında 25.6 °C ye kadar ulaşmıştır. Sonrasında hava hızındaki artışın etkisiyle sıcaklık yine düşmüş ve nefesliğe kadar yakın seviyelerde seyretmiştir. Nefesliğin ortalarında 24.9 °C ye kadar çıkan sıcaklığın sebebi ise bütün ocak havasının toplanıp oradan dışarı atılmasıdır. Nefeslik çıkışına doğru sıcaklık yine düşüş göstermiştir.

Ocakta yapılan toz ölçümleri, ocak ağzından iç kısımlara gidildikçe farklılıklar göstermektedir. Bu farklılıkların ve artışların başlıca nedenleri çalışma bölgelerinde yapılan işler ve hemen hemen tüm galerilerde bulunan nakliye ekipmanlarıdır. Ocak içerisindeki toz miktarının 0.109 ile 3.230 mg/m<sup>3</sup> arasında değiştiği görülmüştür. Genel olarak çalışma bölgelerindeki ölçüm değerlerinin yönetmeliklerde müsaade edilen eşik sınır değerlerin altında olduğu görülmüştür.

### ***3.3.1 Tali havalandırma ölçümlerinin değerlendirilmesi***

Güzergah üzerinde bulunan hazırlık bacasına temiz hava sağlamak için kurulmuş olan vantüp, 46 no'lu ölçüm noktasına yerleştirilmiştir ve 52 no'lu ölçüm noktası olan hazırlık bacası aynasına hava üflemeaktadır. Bu tali havalandırma bölgesinin krokisi Şekil 6'da verilmiştir.



Şekil 6. Tali havalandırma krokisi.

Hazırlık bacasına temiz hava sağlamak için kurulmuş 46 no'lu ölçüm noktasındaki vantüp, hazırlık bacası aynasındaki 52 no'lu noktaya hava üflemetedir. Bu işlem aynı zamanda 46 no'lu noktadaki havanın 52 no'lu noktaya aktarılmasıdır. Böylece 46 no'lu noktadan sonraki hava hızı düşüşünden ve CO<sub>2</sub> kirlenmesinden etkilenmeden hava sirkülasyonu sağlanmaktadır. 46 no'lu noktada %0.9 olarak ölçülen CO<sub>2</sub> oranı bu ölçüm noktasından itibaren yükselmeye devam etmiş, 52 no'lu ölçüm noktası olan hazırlık bacası aynasında %0.10 değerine gerilemiştir. Bu da bize göstermektedir ki 46 no'lu ölçüm noktasındaki CO<sub>2</sub> oranı ile hemen hemen aynı değerdeki hava 52 no'lu ölçüm noktasına aktarılmıştır. Bu sayede hazırlık bacası aynasındaki çalışmalar devam edebilmektedir.

Tali havalandırmanın olduğu bölgede (46 no'lu ölçüm noktası ile 53 no'lu ölçüm noktaları arasında) CO gazına rastlanmamıştır.

Güzergahın ilerleme yönüne göre tali havalandırma bölgesine en yakın ölçüm noktası olan 45 no'lu ölçüm noktasında 0.862 mg/m<sup>3</sup> dolaylarında olan toz miktarı vantilatörün kurulu olduğu 46 no'lu ölçüm noktasında 0.322 mg/m<sup>3</sup> olarak ölçülmüştür. Bu düşüş neticesinde toz miktarı aynı seviyelerde seyretmiş, hazırlık bacasına girildiğinde artış göstermiştir. 52 no'lu ölçüm noktasında yani hazırlık bacası aynasında 0.294 mg/m<sup>3</sup> olarak ölçülmüştür. Bu oran ölçüm yapıldığı esnada hazırlık bacasında kazı, patlatma gibi toz üretecek bir çalışma yapılmadığı için normal seviyelerdedir.

### 3.4 Turab Madencilik Yeraltı Ocağı Ölçümleri

Turab Madencilik yeraltı ocağında belirlenen güzergah üzerinde 8 farklı noktada toz miktarı, hava hızı, hava basıncı, galeri kesiti ve gaz ölçümleri yapılmıştır. Ölçümlere ocak girişinde (+892.59 m) başlanmış, güzergah ve nefeslik boyunca ilerlenmiş, belirlenen 8 noktada ölçümler alınmış, nefeslik çıkışında (+894.99 m) sonlandırılmıştır.

Ocak içerisinde yapılan gaz ölçüm ortalamaları Çizelge 1'de, ocak içerisinde yapılan basınç, sıcaklık ve toz ölçüm ortalamaları Çizelge 2'de verilmiştir. İşletmede çalışma güzergahı boyunca yapılan ve 8 adet ölçüm noktasına ait hava debileri ortalamaları Çizelge 3'de verilmiştir.



Çizelge 1. Ocak içerisinde yapılan gaz ölçümleri.

Ölçüm No	CO <sub>2</sub> %	CO ppm	O <sub>2</sub> %	Ölçüm No	CO <sub>2</sub> %	CO ppm	O <sub>2</sub> %
1	0.03	0	20.4	5	0.60	0	19.5
2	0.05	0	20.1	6	0.40	0	20.0
3	0.77	31	19.0	7	0.42	0	20.1
4	0.42	8	19.2	8	0.03	0	20.5

Çizelge 2. Ocak içerisinde yapılan basınç, sıcaklık ve toz ölçümleri.

Ölçüm No	Basınç mmHg	Sıcaklık °C	Toz Miktarı mg/m <sup>3</sup>	Ölçüm No	Basınç mmHg	Sıcaklık °C	Toz Miktarı mg/m <sup>3</sup>
1	687.6	22.7	0.054	5	692.5	21.0	0.118
2	692.6	20.6	0.058	6	692.4	19.6	0.068
3	691.6	21.3	0.123	7	689.4	18.5	0.083
4	691.6	22.0	0.084	8	687.0	21.5	0.071

Çizelge 3. Ölçüm noktalarına göre debi analizi.

Ölçüm No	Alan (m <sup>2</sup> )	Hava Hızı (m/s)	Hava Debisi (m <sup>3</sup> /s)	Ölçüm No	Alan (m <sup>2</sup> )	Hava Hızı (m/s)	Hava Debisi (m <sup>3</sup> /s)
1	7.1	0.93	6.60	5	4.8	0.31	1.49
2	7.2	0.40	2.88	6	3.3	0.94	3.10
3	5.3	0.12	0.64	7	3.3	0.67	2.21
4	3.8	0.22	0.84	8	3.3	0.75	2.48

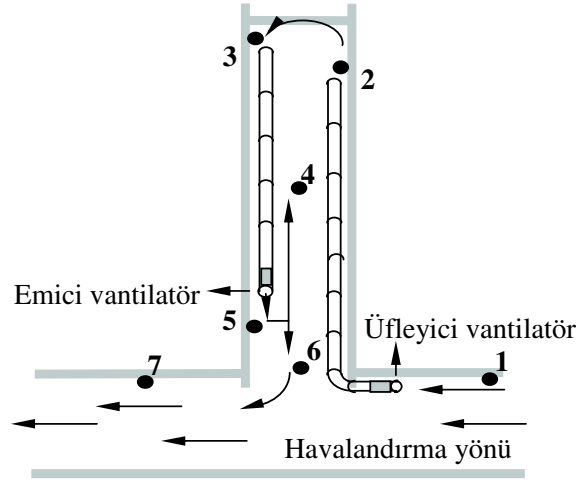
Üretim yapılan 1. baca olarak adlandırılan 3 no'lu ölçüm noktasında hava debisinin en alt seviye olan 0.64 m<sup>3</sup>/s'ye düştüğü görülmektedir. Bu yüzden hava debisine bağlı olarak, ocak girişinde %0.03 olan CO<sub>2</sub> oranının %0.77'ye, ocak girişinde 0 ppm olan CO oranında 31 ppm'e yükseldiği ve ocak girişinde %20.4 olan O<sub>2</sub> oranının da %19.0 seviyesine düştüğü görülmektedir. Toz miktarı ise en çok yine bu bölgede 0.123 mg/m<sup>3</sup> olarak ölçülmüştür.

### 3.5 Kısa Devre Havalandırma Ölçüm Sonuçlarının Değerlendirilmesi

Kısa devre havalandırma çalışmaları kapsamında tali havalandırma yapılan hazırlık galerilerinde Şekil 7'de gösterilen noktalarda ölçüm istasyonları kurulmuştur. Bu istasyon noktalarında gaz (O<sub>2</sub>, CO, CO<sub>2</sub>, CH<sub>4</sub>) ve toz miktarları ile birlikte geçen hava miktarları, sıcaklık ve basınç değerleri ölçülmüştür.

Belirlenen 7 farklı ölçüm noktası uygulanan yöntem nedeniyle meydana gelebilecek değişimleri belirlemek amacıyla; üfleyici vantilatör girişi (1), üfleyici vantilatör çıkışı ile arın arası (2), emici vantilatör giriş ve çıkışları (3 ve 5), havanın tekrar emildiği yol üzeri (4), hazırlık galerisi çıkışında (6) ve ana havalandırma yolu üzerinde (7) seçilmiştir.

Çalışmalar sırasında kısa devre havalandırma oranının kontrollü olarak artırılması sağlanmış, uygulamada gaz (O<sub>2</sub>, CO, CO<sub>2</sub>, CH<sub>4</sub>) ve toz miktarları ile birlikte geçen hava miktarları, sıcaklık ve basınç değerleri ölçülerek kayıt edilmiştir.



Şekil 7. Ölçüm noktaları.

İlk etapta yaklaşık %10'luk kısa devre havalandırma oranı ile çalışmaya başlanıp daha sonra %20 ve %30'luk KDH oranlarındaki değişimler gözlemlenmiştir. Bu değişim sonuçları Çizelge 4-6'da verilmiştir.

Çizelge 4. %10'luk KDH oranı sonuçları.

Ölçüm Yeri	Hava Hızı m/s	Basınç mmHg	Toz Miktarı mg/m <sup>3</sup>	Sıcaklık °C	O <sub>2</sub> %	CO ppm	CO <sub>2</sub> %	CH <sub>4</sub> %
1	1.21	751.8	0.325	21.8	20.8	0	0.09	0
2	1.34	752.1	0.538	22.1	20.2	30	0.22	0
3	1.51	752.1	0.269	21.6	20.7	12	0.15	0
4	1.17	751.9	0.391	21.9	20.4	19	0.19	0
5	1.53	752.1	0.382	21.8	20.5	18	0.19	0
6	1.40	752.0	0.489	21.9	20.5	16	0.17	0
7	1.23	751.7	0.561	21.9	20.5	16	0.18	0
KDH Oranı, %			Galeri Boyu, m		Kesit Alanı, m <sup>2</sup>			
12.7			162		6.82			

Çizelge 5. %20'lik KDH oranı sonuçları.

Ölçüm Yeri	Hava Hızı m/s	Basınç mmHg	Toz Miktarı mg/m <sup>3</sup>	Sıcaklık °C	O <sub>2</sub> %	CO ppm	CO <sub>2</sub> %	CH <sub>4</sub> %
1	1.25	751.6	0.412	21.7	20.6	0	0.08	0
2	1.41	752.0	0.645	23.1	19.8	42	0.32	0
3	1.72	752.1	0.372	21.3	20.3	21	0.21	0
4	1.31	751.9	0.394	21.9	20.5	15	0.15	0
5	1.53	752.0	0.386	21.4	20.4	14	0.15	0
6	1.45	752.1	0.495	21.6	20.4	10	0.16	0
7	1.26	751.8	0.480	22.0	20.4	5	0.16	0
KDH Oranı, %			Galeri Boyu, m		Kesit Alanı, m <sup>2</sup>			
22.0			170		6.82			

Çizelge 6. %30'luk KDH oranı sonuçları.

Ölçüm Yeri	Hava Hızı m/s	Basınç mmHg	Toz Miktarı mg/m <sup>3</sup>	Sıcaklık °C	O <sub>2</sub> %	CO ppm	CO <sub>2</sub> %	CH <sub>4</sub> %
1	1.18	751.9	0.260	21.9	20.7	0	0.10	0
2	1.38	752.5	0.581	23.5	19.6	35	0.41	0
3	1.80	752.5	0.109	21.1	20.6	11	0.19	0
4	1.45	751.9	0.352	21.8	20.4	18	0.17	0
5	1.54	752.2	0.298	21.0	20.5	17	0.17	0
6	1.28	752.3	0.381	21.5	20.7	9	0.15	0
7	1.20	751.8	0.295	22.0	20.5	10	0.14	0
KDH Oranı, %			Galeri Boyu, m		Kesit Alanı, m <sup>2</sup>			
30.4			181		6.82			

Çalışmaların yapıldığı üç ayrı durumda da; hava miktarlarında KDH oranına göre farklı hava debileri sağlanırken, toz miktarı, sıcaklık ve gaz (O<sub>2</sub>, CO, CO<sub>2</sub>, CH<sub>4</sub>) oranlarında önemli iyileştirmeler sağlanmıştır.

#### 4. SONUÇ VE ÖNERİLER

Klasik havalandırma yöntemleriyle istenen bölgeye yeterli hava gönderilemediği durumlarda veya gaz ve toz birikimlerinin yeterince temizlenemediği şartlarda, dönüş yolundaki havanın bir kısmının tekrar istenen bölgeye gönderilmesi prensibine dayanan kontrollü kısa devre havalandırma yöntemi uygulanabilirliği gündeme gelmektedir.

Yeraltı ocaklarında, işletme faaliyetleri sırasında yeryüzü bağlantılarından uzaklaştıkça ocak içerisinde havanın dolaştırılması güçleşmektedir. Çoğunlukla özel şirketlerin çalıştırdığı ocaklarda ekonomik sıkıntılar nedeniyle yeni bir yeryüzü bağlantısı açmanın güç olacağı göz önünde bulundurulursa, kısa devre havalandırma yöntemi daha da önemli bir hal almıştır.

Emniyet sınırları içerisinde denenen yöntemle, gaz konsantrasyonları (CH<sub>4</sub>, CO, CO<sub>2</sub>, O<sub>2</sub>) ve toz konsantrasyonları sürekli gözlenerek değişik oranlarda hava miktarları kontrollü olarak kısa devre edilerek ocak içerisindeki havalandırma problemlerinin, yeni bir yeryüzü bağlantısı açılmadan çözülmesi planlanmıştır.

Yapılan çalışmalarda %12.7, %22.0 ve %30.4'lük KDH oranları sağlanmış ve aşağıdaki sonuçlar elde edilmiştir.

%12.7 KDH oranı ile 9.14 m<sup>3</sup>/s olan hava miktarı 10.30 m<sup>3</sup>/s'ye çıkarılmıştır. Böylece 0.538 mg/m<sup>3</sup> olan toz miktarı 0.269 mg/m<sup>3</sup>'e indirilmiştir. Ayrıca ortam sıcaklığında 0.5 °C azalma sağlanırken, O<sub>2</sub> miktarında %0.5 artış, CO miktarında 18ppm azalma ve CO<sub>2</sub> konsantrasyonunda da %0.07 azalma sağlanmıştır.

%22.0 KDH oranı ile 9.62 m<sup>3</sup>/s olan hava miktarı 11.73 m<sup>3</sup>/s'ye çıkarılmıştır. Böylece 0.645 mg/m<sup>3</sup> olan toz miktarı 0.372 mg/m<sup>3</sup>'e indirilmiştir. Ayrıca ortam sıcaklığında 1.8 °C azalma sağlanırken, O<sub>2</sub> miktarında %0.5 artış, CO miktarında 21 ppm azalma ve CO<sub>2</sub> konsantrasyonunda da %0.11 azalma sağlanmıştır.

%30.4 KDH oranı ile 9.41 m<sup>3</sup>/s olan hava miktarı 12.28 m<sup>3</sup>/s'ye çıkarılmıştır. Böylece 0.581 mg/m<sup>3</sup> olan toz miktarı 0.109 mg/m<sup>3</sup>'e indirilmiştir. Ayrıca ortam sıcaklığında 2,4 °C azalma sağlanırken, O<sub>2</sub> miktarında %1.0 artış, CO miktarında 24 ppm azalma ve CO<sub>2</sub> konsantrasyonunda da %0.22 azalma sağlanmıştır.

Kısa devre havalandırma yöntemiyle; gaz, toz ve sıcaklık miktarlarında oluşması beklenen iyileşme yanında, havalandırma sorunu olan panolarda da çözüm oluşturabileceği düşünülmektedir.

## **5 KAYNAKLAR**

- Alexander, N. A., Unsted, A. D., Benecke, K. C. 1987. Controlled Recirculation: Its Effect on Blast Contaminant Decay, *Journal of the Mine Ventilation Society South Africa*, 40, 7, pp. 85-92.
- Burton, R. C., Plenderleith, W., Stuart, J. M. 1984. Recirculation of Air in the Ventilation and Cooling of Deep Gold Mines, *3rd Int. Mine Vent. Con.*, pp. 291-299.
- Çetin, O. 1995. *OAL İşletmesinde Mekanize Galerilerde Toz Kontrolü*, Yüksek Lisans Tezi, Osmangazi Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, 86 s.
- Eyyupoğlu, E. M., Çetin, O., Saraç, S. 1995. Üfleyci Tali Havalandırma Uygulanan Mekanize Galerilerde Toz Kontrolü, *Türkiye 14. Madencilik Kongresi*, s. 123-129.
- Hall, A. E., Mchaine, D. M., Hardcastle, S. 1990. Controlled Recirculation in Canadian Underground Potash Mines, *Min. Sci. and Tech.*, 10, pp. 305-314.
- Lawton, B. R. 1933. Local Cooling Underground by Recirculation, *Trans. Ins. Min. Eng.*, 85, pp. 63-76.
- Lee, R. D., Longson, I. 1987. Controlled Recirculation of Mine Air in Working Districts, *Journal of the Mine Ventilation Society South Africa*, 40, 2, pp. 13-21.
- Lowndes, I., Sensogut, C. 1990. Computer Simulation of Radon Contamination Levels around Controlled District Recirculation Circuits, *Mining Science and Technology*, 10, pp. 177-189.
- Pickering, A. J., Robinson R. 1984. Application of Controlled Air Recirculation to Auxiliary Ventilation System and Mine District Ventilation Circuits, *3rd Int. Mine Vent. Cong.*, pp. 315-322.
- Robinson, R., Harrison, T. 1988. Controlled Recirculation of Air at Wearmouth Colliery, *Journal of the Mine Ventilation Society South Africa*, 41, 6, pp. 77-88.
- Saraç, S., Çetin, O. 1998. OAL İşletmesinde Kısa Devre Havalandırma Denemesi, *Türkiye 11. Kömür Kongresi*, s. 25-42, Bartın.
- Şensöğüt, C., Saraç, S. 1990. Kısa Devre Havalandırma-Yeni Bir Alternatif, *Türkiye 7. Kömür Kongresi*, s. 177-188, Zonguldak.
- Sensogut, C. 1989. *Computer Simulation of Gaseous Contaminant Distribution in Ventilation Networks with Special Reference to Controlled District Recirculation*, PhD Thesis, Nottingham Univ., 246 p.

# **PERFORMANCE OF THE ARTIFICIAL NEURAL NETWORK IN THE PREDICTION OF CRITICAL WIND VELOCITY DURING TUNNEL FIRES**

## ***TÜNEL YANGINLARI ESNASINDA KRİTİK RÜZGAR HIZININ TAHMİNİNDE YAPAY SINIR AĞLARI PERFORMANSI***

B. Niknam, K. Shahriar, H. Madani

*Amirkabir University of Technology, Department of Mining and Metallurgical Engineering, Tehran, Iran*

**ABSTRACT:** Critical wind velocity (CWV) is the most important factor which control toxic smoke spreadion on the fire upstream and confined it in desired region. Various analytical models have been developed to determine critical wind velocity in tunnels during fire emergency based on the regression and dimensional analysis. Artificial intelligence techniques are now being used as an alternate to statistical techniques. In this study, the back-propagation (BP) artificial neural network (ANN) is applied to forecast critical wind velocity in tunnels. The model predicts Critical velocity using ambient air temperature, fire heat release rate, ventilation flow rate, burner diameter, tunnel height and widths. The predictive ANN model was implemented on ANN toolbox of MATLAB using the back propagation algorithm and was developed based on a database including 38 datasets from small scale fire test. The coefficient of determination ( $R^2$ ), the variance account for (VAF) and the root mean square error (RMSE) were calculated to check the prediction performance of the model. The  $R^2$ , VAF and RMSE indices were obtained as 99.987%, 99.87, and  $1.215 \times 10^{-5}$ . These indices revealed that the developed model is suitable for practical use at tunnels.

**ÖZET:** Kritik rüzgar hızı (CWV) yangına karşı zehirli duman yayılımını kontrol eden ve onu istenen bölgede sınırlandıran en önemli faktördür. Tünellerde acil yangın sırasında kritik rüzgar hızını belirlemek için regresyon ve boyut analize dayalı çeşitli analitik modeller geliştirilmiştir. Yapay zeka teknikleri artık istatistiksel teknikler için bir alternatif olarak kullanılmaktadır. Bu çalışmada tünellerdeki kritik rüzgar hızının tahmininde geriye yayılım (GY) yapay sinir ağları (YSA) uygulanmıştır. Model, ortam hava sıcaklığı, yangın ısı salma oranı, havalandırma akış hızı, brülör çapı, tünel yüksekliği ve genişliklerini kullanarak kritik hızı tahmin eder. Tahminci YSA modeli geri yayılma algoritması kullanılarak MATLAB'ın YSA araç kutusuna uygulanmış ve küçük ölçekli yangın testinden, 38 veri setlerini kapsayan bir veri tabanına dayalı olarak geliştirilmiştir. Modelin tahmin performansını kontrol etmek için, belirleme ( $R^2$ ) katsayısı, (VAF) için varyans hesabı ve karekök ortalama hata değerleri (RMSE) hesaplanmıştır.  $R^2$ , VAF ve RMSE endeksleri 99.987 %, 99.87 ve  $1.215 \times 10^{-5}$  .olarak elde edildi. Bu endeksler, geliştirilen modelin tünellerde pratik kullanım için uygun olduğunu ortaya çıkarmıştır.

## **1 INTRODUCTION**

Tunnel fire is a hot concern around the world due to big fire disasters occur in road or railway tunnels in recent years, such as in Mont-Blanc, France/Italy (Vuilleumier et al. 2002) and Tauern, Austria (Leitner, 2001) in 1999; Kitzsteinhorn, Austria in 2000; Gotthard, Switzerland in 2001; Dague, Korea in 2003 (Hong 2004); and Frejus, France/Italy in 2005 (SCMP, 2005). The environment in the tunnel will be polluted by smoke particle and poisonous gases, such as carbon monoxide, produced by the fire. The smoke particles decrease the visibility range in the space resulting in that the people who cannot find their way-out. Also, the toxic gases directly harm and kill the evacuee (Hu et al, 2007). Longitudinal wind flow commonly exists in tunnels. Natural airflow is induced by buoyancy due to temperature difference between the two portals due to the tunnel slope. Longitudinal ventilation system commonly designed in tunnels also forces airflow to go through the tunnel (Danziger and Kennedy 1982, Oka and Atkinson 1995, Grant et al. 1998, Grant and Jagger 2005, Kunsch 1999, 2002).

In case of a tunnel fire, there is an interaction between the longitudinal wind flow and gas/smoke dispersion induced by the fire. When the wind velocity is too low, fire gas and smoke disperses in both the upstream and downstream directions. However, due to the long narrow characteristic of the tunnel structure, it is important to ensure the space at the upstream side of the fire being free of smoke and toxic gases in an emergency of fire. Fresh airflow should enter the tunnel from the upstream portal for supplying oxygen for the evacuee and helping the fire fighter to approach the fire source for suppression. Thus, the critical wind velocity for arresting fire induced upwind gas and smoke dispersion is a key criterion for tunnel safety design.

Currently, there are several different models for predicting the critical velocity. Most of them are based on Froude or Richardson modeling with assumption that there should be a balance between the energy of the incoming fresh air and that of the buoyant fire source at the critical condition (Vauquelin 2005). Some models such as Thomas model (Thomas 1958, 1968), Danziger and Kennedy model (Danziger and Kennedy 1982), Oka and Atkinson model (Oka and Atkinson 1995) and Wu and Barker model (Lee et al. 1979) was developed based this assumption although this assumption cause to reach a prop rite air velocity as critical one in order to arrest smoke dispersion on the fire upstream side but this assumption and other commonly methods to predict critical velocity such as dimensional and regression analysis is not well enough to accurate air flow prediction.

Neural networks are interconnecting systems, which can be considered as simplified mathematical models functioning like the neuron patterns of the human brain. However, in contrast to traditional computing techniques, which are programmed with rules to perform a specific task, neural networks must be taught or trained through a training data set and create by itself the patterns and the rules governing the network. Although computers perform better than artificial neural networks, for tasks based on precise and fast arithmetic operations, neural networks can be used in problems where the associations and the patterns between the input variables are unknown, and is worth mentioning that this method does not need continuous relationships between the data that is being evaluated in order to identify key events or patterns. In this paper, the artificial neural network (ANN) has been trained with

scaled fire test data to predict appropriate air velocity versus analytical methods for the smoke confinement on the tunnel fire upstream side.

## 2 ARTIFICIAL NEURAL NETWORK

Artificial neural network is an information-processing system which tries to emulate data processing ability of human brain with two distinct characteristics. Firstly, data is generated through a trial and error learning process and secondly, neurons connections, known as weight are used to save data (Rojas 1996, Bakhshandeh Amnieh et al. 2010). Multi-layer perception (MLP), is employed in this technique which consists of at least three layers: input, output and intermediate or hidden layers. The number of hidden layers and neurons selected depends on complexity of the problem to be solved (Monjezi et al. 2011) for the first time in 1986, Rumelhart proposed back propagation algorithm (BPA) for training of the MLP networks and determination of weights (Bakhshandeh Amnieh et al. 2010). BPA is the most versatile and robust technique and provides efficient learning procedure for MLP. The fact that BPA are especially capable of solving predictive problems makes them very popular (SCMP 2005). BPA is used for convergence towards the least error. In these networks, the weights and the biases are updated in every training period and these changes are made for minimizing the network operation function. Operation function finds the error between the network output and the real one for which use is usually made of the mean square error function. Data processing details are described in several publications and to give a background here we repeat the explanation of Singh and his co-workers.

In a network, the  $j_{th}$  neuron, in the hidden layer, is connected to a number of inputs:

$$x_j = (x_1, x_2, \dots, x_n) \quad (1)$$

The net input values in the hidden layer will be

$$Net_j = \sum_{i=1}^n x_i w_{ij} + \theta_j \quad (2)$$

where  $x_i$  are the input units,  $w_{ij}$  are the weights on the connection of the  $i_{th}$  input and  $j_{th}$  neuron,  $\theta_j$  is the bias neuron (optional) and  $n$  is the number of input units. The net output from hidden layer is calculated using a logarithmic sigmoid function

$$O_j = f(Net_j) = 1 / \left[ 1 + e^{-(Net_j + \theta_j)} \right] \quad (3)$$

The total input to the  $k_{th}$  unit is

$$O_k = f(Net_k) \quad (4)$$

In the learning process, the network is presented with a pair of patterns, an input pattern and a corresponding output pattern. The network computes its own output pattern using its weights and thresholds. Now, the actual output is compared with the desired output. Hence, the error at any output in layer  $k$  is

$$e_l = t_k - O_k \quad (5)$$

Where  $t_k$  is the desired output and  $O_k$  is the actual output. The total error function is given by:

$$E = 0.5 \sum_{k=1}^n (t_k - O_k)^2 \quad (6)$$

Training of the network is basically a process of arriving at an optimum weight space for the network. The steepest descent error surface is made using the following rule:

$$\nabla W_{jk} = -\eta (\delta E / \delta W_{jk}) \quad (7)$$

where  $\eta$  is the learning rate parameter and  $E$  is the error function. The update of weights for the  $(n + 1)$ th pattern is given as:

$$W_{jk}(n+1) = W_{jk}(n) + \nabla W_{jk}(n) \quad (8)$$

Similar logic applies to the connections between the hidden and output layers. This procedure is repeated with each pair of training case. Each pass through all the training patterns is called a cycle or epoch. The process is then repeated as many epochs as needed until the error is within the user specified goal (Khandelwal and Singh 2006).

### 3 LI AND INGASON SMALL SCALE FIRE TEST

Li and Ingason carried out two small-scale experimental test which each small-scale test rig consisted of a 12 m long model tunnel, a 5.25 m long air supply duct, and a static pressure box, as shown in Figure. 1. The cross-sections of model tunnels A and B was shown in Figure. 2 The fire source in tunnel A was a 100 mm diameter porous bed burner, and that in tunnel B was a 150 mm diameter burner, with its top surface set at floor level. Propane was used as fuel, and its gas flow rate was metered by a Rota meter with 1% accuracy. The ventilation flow rate in the tunnel was metered by a vortex flow meter with a range of 30–540 m<sup>3</sup>/h and 1% accuracy (Li and Ingason, 2010). Experimental data of critical velocity obtained from Li and Ingason small-scale experimental test results are given in Table.1 (Li and Ingason 2010).



Figure 1. Schematic diagram of Li et al. (Li and Ingason 2010) small-scale test (dimensions in mm).



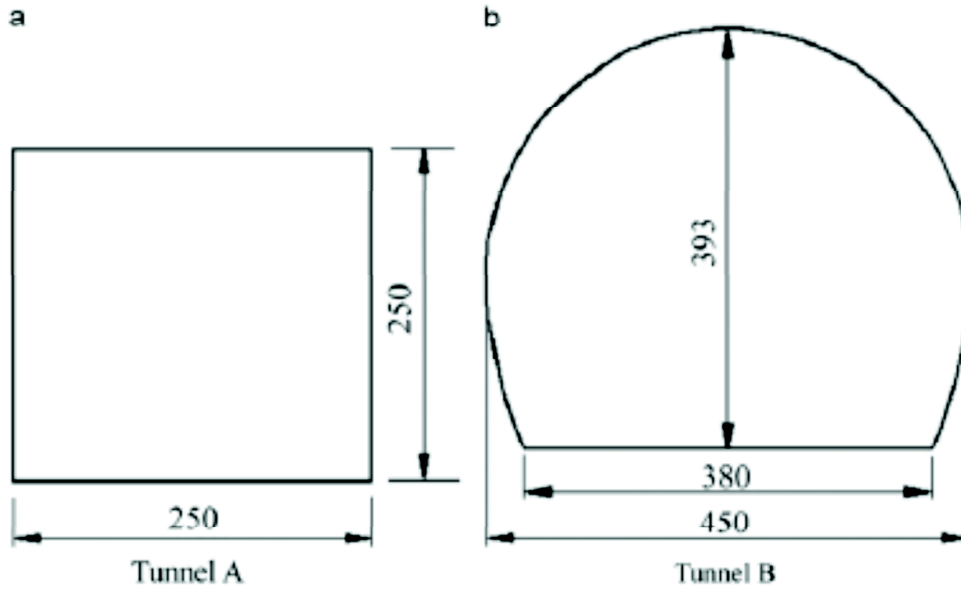


Figure 2. Cross-sections of Li et al. (Li and Ingason 2010) small-scale model tunnels (dimensions in mm).

#### 4 ANN MODEL APPLIED FOR PREDICTING CRITICAL WIND VELOCITY

To train the ANN, 38 sets of data recorded in Li and Ingason small scale fire tests were used (Li and Ingason 2010): 30 sets to train the network and 8 to test its verification. input parameters including ambient temperature, heat release rate, ventilation flow rate, burner diameter, tunnel height and widths which varied between 10-24.5 (C0), 0.7-23.2 (kW), 0.0083-0.15 m<sup>3</sup>/s, 100-150 (mm), 0.25-0.393 (m) and 0.250-0.380 (mm) respectively. The designed network output contains CWV. Figure 3 illustrates the network back propagation algorithm and Table 2 showed variation limits of the above parameters.

The network was trained using the Back propagation algorithms which do not always converge to the absolute minimum; it might stop at a local minimum (Petr et al. 2003). The errors of such networks are controlled by the performance function. As mentioned before this function controls training process by controlling error between the output and the real values. In our proposed network, the mean square error function has been chosen as the performance function. The network designed for CWV with 4 hidden layers and one output layer is shown in Figure 4. Increasing the number of layers and the number of neurons in each layer not only enhances network ability in training, but also increases training time (a limiting element in training).

The layers array of this network is in the form of {16,14,12,10,1} In the hidden layers, the Sigmoid Tangent function is the transfer function which is able to scale the response in a span of {-1,1} A linear transfer function is also used in the output layer. The Levenberg-Marquardt algorithm is used in this network, which is a BPA different from Gauss–Newton optimization method. The weights new order in the  $(k+1)_{th}$  epoch is calculated according to relation (9) (Petr et al. 2003).

Table 1. Experimental data of critical velocity obtained from Li et al. test (Li and Ingason 2010).

<b>Tunnel Height (m)</b>	<b>Ambient Temperature (C<sup>0</sup>)</b>	<b>Heat Release Rate (kw)</b>	<b>Critical Velocity (m/s)</b>
0.25	18.4	0.7	0.33
0.25	18.4	1.6	0.46
0.25	20.3	1.8	0.49
0.25	20.3	2	0.5
0.25	20	3.2	0.57
0.25	20.8	4.8	0.63
0.25	20.8	6.7	0.66
0.25	23.3	9.3	0.67
0.25	23.5	12.9	0.67
0.25	24.5	16.7	0.67
0.393	10	2	0.43
0.393	10.4	2.2	0.45
0.393	10.6	3.5	0.53
0.393	10.8	4.6	0.58
0.393	11.1	5.9	0.63
0.393	11.2	7.2	0.67
0.393	11	8.5	0.7
0.393	11	9.4	0.72
0.393	11.2	11.1	0.76
0.393	11	12.4	0.77
0.393	108	14.4	0.8
0.393	11.2	14.8	0.78
0.393	10.6	16.9	0.82
0.393	10.4	18.4	0.82
0.393	11.2	1.7	0.3
0.393	11.5	2.9	0.38
0.393	11.9	4	0.42
0.393	12.2	5.7	0.48
0.393	12.3	6.9	0.51
0.393	12.2	9.2	0.57
0.393	10.3	10.9	0.59
0.393	11	13.1	0.6
0.393	11.4	15.2	0.62
0.393	12.1	15.6	0.61
0.393	11.3	16.8	0.64
0.393	11.8	18.8	0.65
0.393	11.4	19.7	0.64
0.393	11.3	23.2	0.65

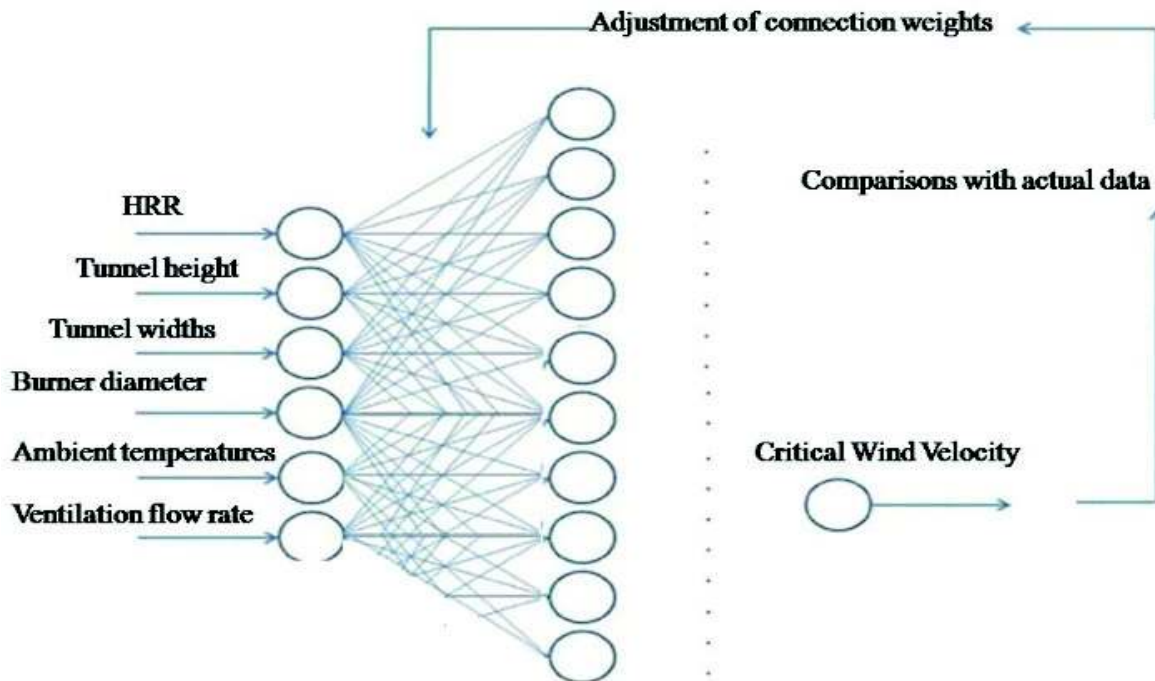


Figure 3. Network back propagation algorithm for CWV prediction.

Table 2. Variation limits of parameters used to train the network.

Parameter	Parameter Range
Ambient temperatures (C <sup>0</sup> )	10.0-24.5
Heat release rates (kW)	0.7-23.2
Tunnel height (M)	0.25-.393
Tunnel width (M)	0.25-.38
Burner diameter (mm)	100-150
Ventilation flow rate (m <sup>3</sup> /s)	0.0083-0.15

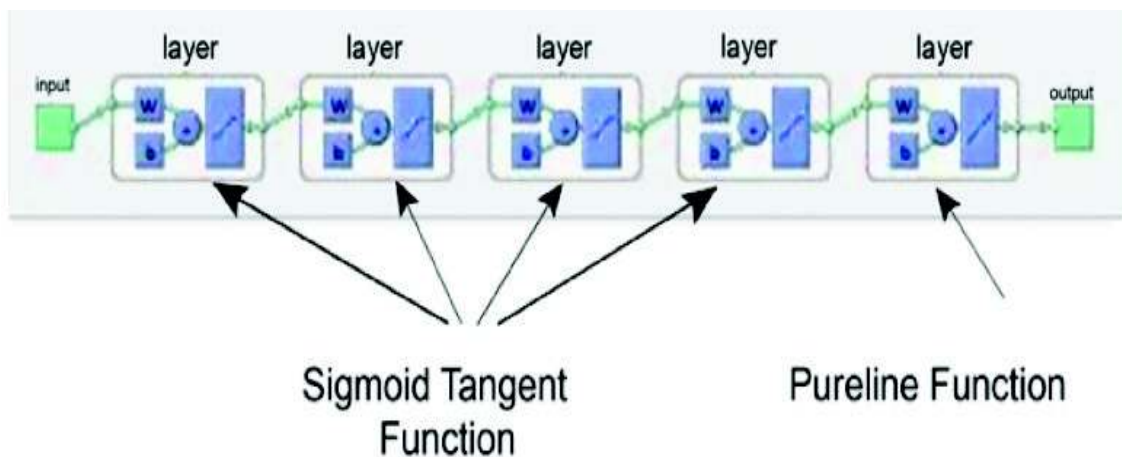


Figure 4. ANN structure developed for CWV prediction.

The layers array of this network is in the form of {16,14,12,10,1} In the hidden layers, the Sigmoid Tangent function is the transfer function which is able to scale the response in a span of {-1,1} A linear transfer function is also used in the output layer. The Levenberg-Marquardt algorithm is used in this network, which is a BPA different from Gauss–Newton optimization method. The weights new order in the  $(k+1)_{th}$  epoch is calculated according to relation (9) (Petr et al. 2003).

$$W(k+1) = w(k) - (J^T J + \lambda I)^{-1} J^T \cdot \mathcal{E}(k) \quad (9)$$

Where  $J$  corresponds to the Jacob's matrix written for each neuron as follows:

$$J = \begin{bmatrix} \frac{\partial \mathcal{E}_1}{\partial w_1} & \frac{\partial \mathcal{E}_1}{\partial w_n} & \frac{\partial \mathcal{E}_1}{\partial w_o} \\ \dots & \dots & \dots \\ \frac{\partial \mathcal{E}_p}{\partial w_1} & \frac{\partial \mathcal{E}_p}{\partial w_n} & \frac{\partial \mathcal{E}_p}{\partial w_o} \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} X_{1_1} \dots X_{n_1} \dots 1 \\ \dots \\ X_{p_1} \dots X_{n_p} \dots 1 \end{bmatrix} \quad (10)$$

And  $w$  is the weight vector,  $w_o$  the neuron bias,  $\mathcal{E}$  in the error vector (difference between the network and the real outputs).  $\lambda$  Is the modified parameter based on the error function  $E$ . If  $E$  decreases in each epoch, it will be acceptable, otherwise  $\lambda$  will vary and  $w(k+1)$  is recalculated (Petr et al. 2003).

Figure 5 shows that the error of the designed network is  $1.215 \times 10^{-5}$ . To verify the training accuracy, the network was tested by sets of data and then the correlation coefficient related to each output parameter was studied. Table 3 shows the tested values and the related correlation coefficients.

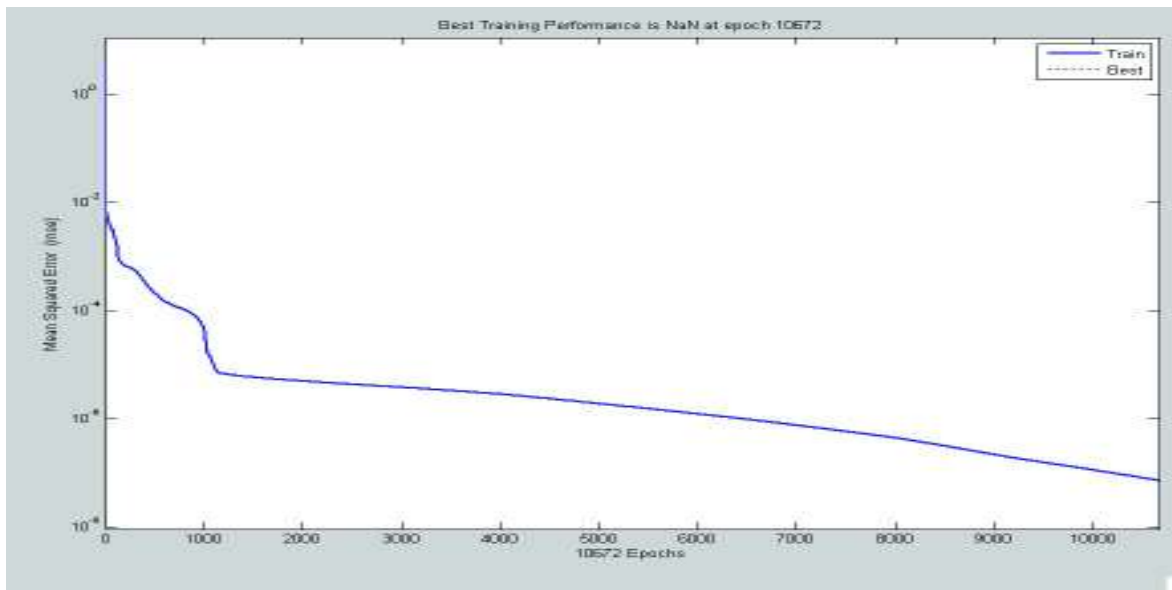


Figure 5. Mean square error versus epochs.

Table 3. Variation ranges of the parameters used in the network testing and correlation Coefficients of the network responses.

Parameter	Parameter Range	Coefficients
Ambient temperatures(C <sup>0</sup> )	10.0-24.5	---
Heat release rates(KW)	0.7-23.2	---
Tunnel height (M)	0.25-.393	---
Tunnel width (M)	0.25-.38	---
Burner diameter (mm)	100-150	---
Ventilation flow rate(m <sup>3</sup> /s)	0.0083-.15	---
Critical wind velocity(m/3)	0.33-.82	0.99987

The actual, ANN and Li and Ingason model (Li and Ingason 2010) predicted values of the critical wind velocity are illustrated in Figure 6. As seen in Figure 6, the ANN model has considered able prediction capacity. The ANN model errors vary between 0 to  $1.215 \times 10^{-5}$  m and have good agreement with actual data. The coefficient of determination ( $R^2$ ) between the actual and predicted values is a good indicator to check the prediction performance of predictive model. Figure 6 shows the relationships between actual and predicted values obtained from the ANN model for critical velocity, with good correlation coefficient. According to this figure, the obtained correlation coefficient for ANN critical wind velocity is 99.87 and for Li and Ingason model is 0.67.

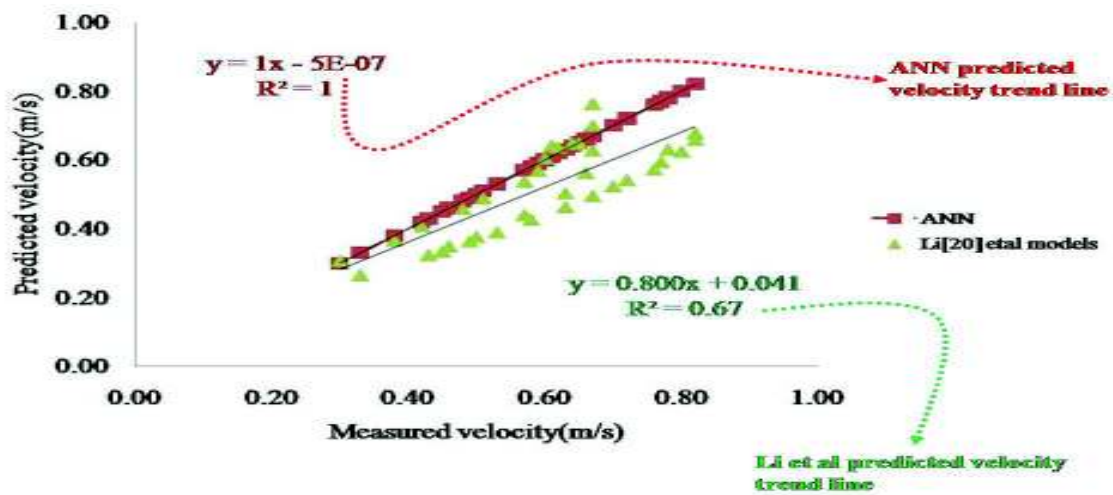


Figure 6. Comparison of CWV predicted by ANN and Li et al. models (Li and Ingason 2010).

Furthermore, variance account for (VAF) (Eq. (11)) and root mean square error (RMSE) (Eq. (12)) indices were calculated to assess the prediction capacity performance of the model (Alvarez Grima and Babuska 1999). VAF is used to investigate to what degree the model can explain the variance in data. In other words the higher the VAF, the better the model performs. If the actual and predicted values are exactly the same, VAF will be equal to 100%. The RMSE is a measure of the bias

in the data and the model performance increases as the RMSE decreases. If the RMSE is 0, then the model will be excellent.

$$VAF = \left[ 1 - \frac{\text{var}(A_i - p_i)}{\text{var}(A_i)} \right] \times 100 \quad (11)$$

$$RMSE = \sqrt{\frac{1}{N} \sum_{i=1}^N (A_i - p_i)^2} \quad (12)$$

wherever is used for symbolizing the variance,  $A_i$ , the measured (actual) value,  $P_i$ , the predicted value and  $N$  is the number of samples. The VAF and RMSE obtained were 99.875 and  $1.215 \times 10^{-5}$ .

## 5 CONCLUSIONS

In this study, a multi-input/output back propagation ANN model was developed to predict the critical wind velocity during fire emergency in tunnels. Critical wind velocity predictions in the present ANN model have been computed as a function of ambient temperature, heat release rate, ventilation flow rate, burner diameter, tunnel height and widths. The model was trained based on a database including 38 data set from Li and Ingason (Li and Ingason 2010) small scale fire test using ANN toolbox of MATLAB. 30 data set out of this data base were used for training and 8 data were used for testing and verifying the adequacy of the trained ANN model. The results of the developed ANN model were quite satisfactory in terms of  $R^2$ , VAF and RMSE performance indices. The  $R^2$ , VAF and RMSE indices were obtained as 99.987%, 99.87, and  $1.215 \times 10^{-5}$ . Hence, it is concluded that the developed ANN model is a suitable and practical technique that can be effectively used in the prediction of critical wind velocity with minor error.

## 6 REFERENCES

- Alvarez Grima, M., Babuska, R. 1999. Fuzzy Model for the Prediction of Unconfined Compressive Strength of Rock Samples, *Int. Journal of Rock Mech. Min. Sci.*, 36, pp. 339–49.
- Bakhshandeh Amnieh, H., Mozdianfard, M. R., Siamaki, A. 2010. Predicting of Blasting Vibrations in Sarcheshme Copper Mine by Neural Network, *Safety Science*, 48, pp. 319–325.
- Danziger, N. H., Kennedy, W. D. 1982. Longitudinal Ventilation Analysis for the Glenwood Canyon Tunnels, *Proceedings of the Fourth International Symposium Aerodynamics and Ventilation of Vehicle Tunnels*, pp. 169–186.
- Grant, G. B., Jagger, S. F. 2005. Use of Tunnel Ventilation for Fire Safety, *The Handbook of Tunnel Fire Safety*, Thomas Telford Publishing, pp. 144–183, London, UK.
- Grant, G. B., Jagger, S. F., Lea, C. J. 1998. Fires in Tunnels, *Phil. Trans. R. Soc.*, 356, pp. 2873–2906.
- Hong, W. H. 2004. The Progress and Controlling Situation of Daegu Subway Fire Disaster, *6th Asia-Oceania Symposium on Fire Science and Technology*, pp. 28–46, Daegu, Korea.
- Hu, L. H., Fong, N. K., Chow, L. Z., Yang, W. K., Li, Y. Z., Huo, R. 2007. Modeling Fire-Induced Smoke Spread and Carbon Monoxide Transportation in a Long Channel: Fire Dynamics Simulator Comparisons with Measured Data, *J. Hazard. Mater.*, 140, pp. 293–298.
- Khandelwal, M., Singh, T. N. 2006. Prediction of Blast Induced Ground Vibration and Frequency in Open Cast Mine: A Neural Network Approach, *Journal of Sound and Vibration*, 289, pp. 711–725.
- Kunsch, J. P. 1999. Critical Velocity and Range of a Fire-Gas Plume, in a Ventilated Tunnel, *Atmos. Environ.*, 33, pp. 13–24.

- Kunsch, J. P. 2002. Simple Model for Control of Fire Gases in a Ventilated Tunnel, *Fire Safety J.*, 37, pp. 67–81.
- Lee, C. K., Chaiken, R. F., Singer, J. M. 1979. Interaction between Duct Fires and Ventilation Flow: An Experimental Study, *Combust. Sci. Technol.*, 20, pp. 59–72.
- Leitner, A. 2001. The Fire Catastrophe in the Tauern Tunnel: Experience and Conclusions for the Austrian Guidelines, *Tunn. Undergr. Sp. Technol.*, 16, pp. 217–223.
- Li, Y. Z., Ingason, H. 2010. Study of Critical Velocity and Back Layering Length in Longitudinally Ventilated Tunnel Fires, *Fire Safety Journal*, 4, pp. 361–370.
- Monjezi, M., Ghafurikalajahim, M., Bahrami, A. 2011. Prediction of Blast Induced Ground Vibration Using Artificial Neural Networks, *Tunnelling and Underground Space Technology*, 26, pp. 46–50.
- Oka, Y., Atkinson, G. T. 1995. Control of Smoke Flow in Tunnel Fires, *Fire Safety*, 25, pp. 305–322.
- Petr, V., Simoes, M. G., Rozgonoyi, T. G. 2003. Future Development of Neural Network Prediction for Blasting Design Parameter of Production Blasting, *Explosive and Blasting Technique*, pp. 625–630, Holmberg.
- Rojas, R. 1996. Neural Network, *A Systematic Introduction*, Springer.
- SCMP, 2005. Fire Engulfs Alpine Tunnel, Killing Two, *South China Morning Post (SCMP), International*, p. A15.
- Thomas, P. H. 1958. The Movement of Buoyant Fluid Against a Stream and the Venting of Underground Fires, *Fire Research Note*, No. 351, Fire Research Station, Watford, UK.
- Thomas, P. H. 1968. The Movement of Smoke in Horizontal Passages Against an Air Flow, *Fire Research Note*, No. 723, Fire Research Station, Watford, UK.
- Vauquelin, O. 2005. Parametrical Study of the Back Flow Occurrence in Case of a Buoyant Release into a Rectangular Channel, *Exp. Therm. Fluid Sci.*, 29, pp. 725–731.
- Vuilleumier, F., Weatherill, A., Crausaz, B. 2002. Safety Aspects of Railway and Road Tunnel: Example of the Lotschberg Railway Tunnel and Mont-Blancroad Tunnel, *Tunn. Undergr. Sp. Technol.*, 17, pp. 153–158.





# **ÖMERLER YERALTI OCAĞINDA ARKA KÖMÜR KAZANMA VERİMİNİN ARAŞTIRILMASI**

## ***INVESTIGATION OF THE EFFICIENCY OF THE GAINING COAL FROM THE GOB SIDE IN ÖMERLER UNDERGROUND MINE***

A. E. Arıtan, G. Acar

*Afyon Kocatepe Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Afyonkarahisar*

**ÖZET:** GLİ Ömerler yeraltı maden ocağı arkadan göçertmeli tam mekanize uzun ayak üretim yöntemi ile çalışmaktadır. Bu yöntemde, tavan kömürü yürüyen tahkimatın penceresinden alınmaktadır ve alınamayan kısım kayıplar oluşturmaktadır. Ömerler yeraltı ocağı M8 panosunda göçertilerek alınan kömür miktarı toplam rezervin yaklaşık %62'sini oluşturmaktadır. Bu yüzden tavan kömürü kazanımı toplam üretimde önemli bir yer tutmaktadır. Bu çalışmada; göçertme esnasında kömüre karışan taş oranı ve oluşan kayıp değerleri belirlenmeye çalışılmış ve mevcut yöntem alternatifler sunulmuştur. Bu amaçla ayakta aylık arka kömür üretim miktarları hesaplanmış, alınan numunelerle taş karışım oranı belirlenmiştir. Yapılan çalışmanın sonucunda, kömür kaybına sadece taş karışım oranının etkisinin olmadığı, üretim yönteminin çalışma ortamının ve arazi şartlarının bu durumu desteklediği görülmüştür. Mekanize üretim sisteminde, yürüyen tahkimatlarda değişiklik yapılması ve ayak arkası konveyörlü tip tahkimatlarının kullanılması sayesinde göçertme ile tavandan alınan kömürün kayıplarının azalacağı önerilmiştir.

**ABSTRACT:** GLI Ömerler underground mine is working of fully mechanized longwall top coal caving (LTCC) method. In LTCC method, some part of top coal cannot be drawn through the support window, so it is lost in gob. In the Ömerler underground coal quarry, from the gob in the amount of coal constitutes about 62% of total reserves. Therefore roof coal recovery is an important part of total production. In this study, top coal caving during purchase of coal and coal losses involved in the stone ratio was studied to determine their values and an alternative to existing methods are presented. For this purpose the top coal production quantities monthly calculated and the mixing ratio the samples were of stone. As a result of studies from the loss of coal is not only the effect of the mixture ratio of stone, method of production has been supported by the situation of the working environment and terrain conditions. In the mechanized production system, modification of roof support and using the back of the foot conveyor-type supports proposed to be reduced thanks to losses in the coal taken from the roof coals.

## 1 GİRİŞ

Kömür; bataklık alanlarda biriken bitkilerin zamanla, sıcaklık ve basınç altında, değişim geçirmesi sonucunda oluşmuştur. Karbon, hidrojen, oksijen ve azottan oluşan, kükürt ve mineral maddeler içeren, fiziksel ve kimyasal olarak farklı yapıya sahip yanabilen, sedimanter, organik bir kayadır. Kömür, artan nüfus, gelişmekte olan ekonomilerde kentleşme, sanayileşme ve yükselen yaşam standartlarına bağlı olarak artan enerji talebini karşılamada önemli bir enerji kaynağıdır. Kömür rezervleri; diğer fosil yakıtlar gibi (petrol ve doğalgaz) Dünya'nın belli bir bölümünde değil 70 ülkede yaygın bir şekilde bulunmakta ve 50 ülkede üretilmektedir. Dünya kömür fiyatları, diğer fosil yakıtlar gibi istikrarsızlık göstermemektedir. Enerji içeriğine göre hesaplandığında kömür diğer fosil yakıtlara kıyasla büyük fiyat avantajlarına sahiptir. Bu nedenle özellikle gelişmekte olan ekonomiler için enerjiye “ulaşılabilirliği” yüksektir. Kömüre dayalı elektrik üretimi ucuz, güvenilir ve yaygın bir şekilde yapılmaktadır. Kömür kullanımı, depolaması ve nakliyesi açısından en emniyetli fosil yakıttır. Kömürün; dünyada yaygın bir şekilde bulunuşu, birçok ülke tarafından üretiliyor oluşu ve fiyatlarının ucuz ve istikrarlı oluşu tedarikte güvenilirliği sağlamaktadır (Ersoy 2007).

Günümüzde artan hammadde ihtiyacını karşılamak için, madencilik yöntemleriyle daha fazla miktardaki cevheri daha yüksek verimle üretmek zorunluluk halini almıştır. Bunun gerçekleşebilmesi için madenciliğin her aşamasında mekanizasyona gidilmesi gerekmektedir. Madencilik üretim aşamalarının başarılı bir şekilde mekanize sisteme dönüştürülebilmesi için gerekli donanım ve yöntemler dikkatli ve gerçekçi bir şekilde seçilmelidir (Arıtan 2011).

Çin’de arkadan göçertmeli olarak çalışan kömür madenlerinde çalışma verimleri bazı araştırmalarda verilmiştir (Hebblewhite 2000, Kelly 2000). 8 m’nin üzerindeki kalın damarlarda 3 m’lik kısmın tabandan uzun ayak olarak üretilmekte, geriye kalan kısım ise arkadan göçertilerek kazanılmaktadır. Bu madenlerde kömür üretim verimi genel üretim için %75-80 arasında verilmektedir (Hebblewhite 2005). Ancak bu ocaklarda günlük üretim 15,000–20,000 ton arasında değişmekte, yıllık olarak düşünüldüğünde 5 milyon ton kömür üretimi gerçekleştirilmektedir.

Türkiye’de linyit üretimi, hem yeraltı hem açık ocak işletmecilik yöntemleriyle gerçekleştirilmektedir. Üretilen linyit kömürünün büyük bölümü termik santraller de yakıt olarak kullanılmaktadır. Ülkemizde elektrik enerjisi üretiminde termik santraller önemli bir yer tutmaktadır. Türkiye’nin olası petrol ve doğalgaz krizlerine müdahale gücünün olmaması enerji kaynağının temininde güvenilirlik gerekliliğini ön plana çıkarmaktadır. Bu da yerli linyit kömürü gibi kaynaklarımızın, enerji ihtiyacını karşılamada kullanım oranının artırılması ile mümkündür. Sadece diğer fosil kaynaklara göre rezervin büyüklüğü açısından değil, kömür yataklarının yurdumuzun çeşitli bölgelerine dağılmış olması da önemli bir etkidir. Ayrıca eko-coğrafik-kültürel kalkınmaya son derece olumlu etkide bulunması, işletilmesi nedeniyle ortaya çıkan katma değer, elektrik enerjisi üretiminde kWh başına ucuz hammadde olması ve emniyetli taşınması gibi faktörler kömürü Türkiye’nin en önemli fosil enerji kaynağı haline getirmektedir (Yılmaz 2008).

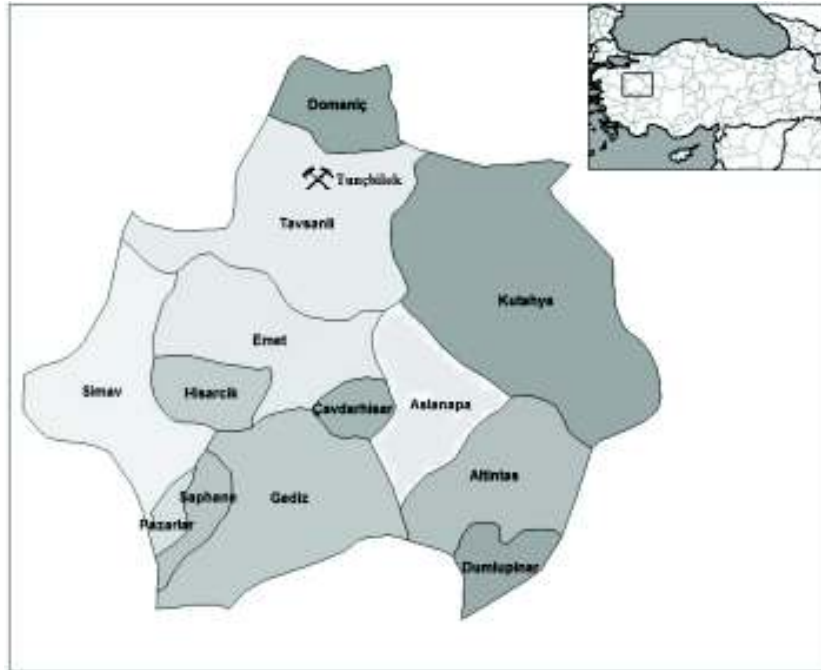
Ömerler yeraltı ocağında üretilmekte olan kömür damarının kalınlığı ortalama 8 m, damarın yatımı ise ortalama 10°'lik açı oluşturacak şekilde uzanmaktadır. Kömür üretimi, mekanize panolardan yapılmaktadır. Üretim metodu olarak; geri dönümlü arkadan göçertmeli uzun ayak üretim yöntemi uygulanmaktadır. Üretim, mekanize panoda tam mekanize kazı ve tahkimat olarak taban ayaktan yapılmaktadır. Mekanize ayakta üretim periyodu; ayna kömürünün çift tamburlu kesici-yükleyici makine ile kazılması, tahkimatların kazılan bölüme ilerletilerek açılan boşluğun tahkim edilmesi, tavan kömürünün göçertilerek arka taraftan alınması şeklinde olmaktadır. Çalışmalar mekanize sistemin geliştirilmesi yönünde devam etmekte ve bu amaçla yeni yatırımlar yapılmaktadır (Yılmaz 2008).

Mekanize sistemde; üretilmekte olan kömürün tabandan 3 m'lik kısmı kesici makine ile kesilerek alınırken kalan 5 m'lik üst kısım ise arka kömürü olarak göçertilerek tahkimat penceresinden alınmaktadır. Kömürün büyük bir çoğunluğu göçertilerek alındığından, arka (tavan) kömürünün verimli bir şekilde alınmasının önemi ortadadır (Yılmaz 2008).

Bu çalışmada, Ömerler yeraltı ocağında üretimi yapılmış olan M8 panosundan arka kömürün kazanılması işleminde kömür kayıp miktarları tespit edilmiş ve bu kaybın en aza indirilmesi için önerilerde bulunulmuştur.

## 2 MATERYAL

Garp Linyitleri İşletmesi Türkiye Kömür İşletmeleri Kurumunun yapılmasındaki değişiklikler nedeniyle, önce Garp Linyitleri İşletmesi Bölge Müdürlüğü, 30.04.2012 tarihinden itibaren ise GLİ İşletme Müdürlüğü adı altında faaliyet göstermektedir. Linyit üretimi Tunçbilek havzasında yapılmaktadır (Şekil 1).



Şekil 1. GLİ üretim bölgesi (Tunçbilek) coğrafi konum.

## 2.1 Kömür Damarının Yapısı

Bu bölümdeki kömür, mikroskobik bakımdan taneli ve sıkı doku göstermektedir. Rengi siyah olup, mükemmel bir parlaklık arz eder. Bu özellikleriyle “parlak kömür” olarak tanımlanabilir. Ömerler yeraltında üretilen tüvenan kömürün genel özellikleri Çizelge 1’de verilmiştir (Nebert 1960, TKİ 2012).

Çizelge 1. Tüvenan kömürünün genel özellikleri.

Rutubet (%)	14-16
Kül (%)	40-42
Uçucu Madde (%)	25-30
Sabit Karbon (%)	18-20
Toplam Kükürt (%)	1.5-2.0
Alt Isıl Değer (Kcal/kg)	2,000-2,500
Yerinde Yoğunluk (t/m <sup>3</sup> )	1.5

## 2.2 İşletme Faaliyetleri

Tunçbilek sahasında, açık ocak ve yeraltı işletmeleri ile kömür üretimi yapılmaktadır. Buna ilaveten iki lavvar tesisi ve üç adet torbalama tesisi bulunmaktadır. Tunçbilek kömür havzasında, yeraltında kömür üretimi mevcut bulunan Ömerler yeraltı ocağında mekanize yöntemle kömür üretimi gerçekleştirilmektedir. 1985 yılında faaliyete geçen Ömerler yeraltı ocağında 1997 yılına kadar sadece klasik yöntemle kömür üretimi yapılırken bu tarihte kurulan mekanize sistem ile hem klasik yöntemle hem de mekanize yöntemle kömür üretimi gerçekleştirilmiş, şuan ise mekanize sistemle üretim yapılmaktadır (Yılmaz 2008).

## 2.3 Mekanize Sistem

Ömerler Ocağında kömür üretimi mekanize sistemle yapılmaktadır. Sistemde genel manasıyla kullanılan donanım;

- Tamburlu kesici makine,
- Zincirli konveyör,
- Hidrolik (yürüyen) tahkimatlar,
- Taşıyıcı sistem olarak band konveyörler kullanılmaktadır.

Mekanize sistemle üretim yapılan ocakta ayrıca ana yollarda çelik tahkimat sistemi, malzeme ve insan nakliyesinde ise tabanda hareketli raylı sistem ve tavandan hareketli monoray sistemleri kullanılmaktadır.

## 3 METOD

### 3.1 Kömüre Taş Karışım Oranının (TKO) Belirlenmesi

Kömür damarının kazanılması esnasında, 5 m’lik kısmı oluşturan tahkimatların üstünde kalan kömür, tahkimatların üst kısımlarında bulunan hidrolik sistemle çalışan pencerelerin açılması ile alındığından, tavan kömürü akışı sırasında kömürle beraber yan kayalarda belli miktarda pencerelerden akmakta ve kömüre karışmaktadır. Dolayısıyla kömürde seyrelme meydana gelmektedir. Ara kesme olarak tabir edilen

ve damarın içerisinde bulunan bu yapının etkisiyle, toplam kütlenin kalorisi düşmektedir. Bu etkenden dolayı; taş karışım oranını belirlemek için, kömür kalitesini değerlendirme parametresi olarak kalori değeri ile hesaplama yapılmaktadır. Yapılan hesaplamalarda kullanılan kalori değerleri, kömürün yerindeki (üretim öncesi) ve bant üzeri (üretim sonrası) değerlerinin ortalamasıdır.

$$TKO = (Q_y - Q_ü) / Q_y \times 100 (\%) \quad (1)$$

Burada; TKO: Arka kömüründe üretilen kömüre taş karışım oranı (%),  $Q_y$ : Göçertilecek (yerinde) kömürün kalori ortalaması, (Kcal/kg),  $Q_ü$ : Göçertilen (üretilen) kömürün kalori ortalaması (Kcal/kg).

Hesaplanan bu değer, arka kömür alınması işlemi sırasında üretilen kömürle beraber kömürün içerisine hesaplanan oranda taşın karıştığı ve bu karışımı bantlar vasıtasıyla yeryüzüne çıkarılmakta olduğunu gösterir. Yeraltında kömürden ayrılması mümkün olmayan taşlı karışım nakliyat kapasitesini etkilemektedir. Ayrıca dışarıda kömür yıkama tesisinde (lavvar) kömürden ayrışması işleminde, kömür yıkama maliyetlerini arttırmaktadır (Yılmaz 2008).

### **3.2 Tavan Kömürü Kayıp Oranının (KKO) Belirlenmesi**

Tavan kömürü kayıp oranının belirlenmesinde kullanılacak değerler ortalama üretim değerleridir. Tavan kömürü alınması işlemlerinde her ne kadar kömürün arkada kalmaması amaçlanmaktadır. Buna rağmen kömürün kendi akışı ile göçertilerek alınması ve göçertilen kömür kalınlığının fazla olması sebebiyle arka kömür alınması işleminde belirli oranlarda kömür kayıpları yaşanmakta ve kömür göçük içerisinde kalmaktadır. Üretim verimliliği ve emniyeti açısından kömür kayıplarının mümkün olan en düşük seviyede kalması gerekmektedir. Bu oranın belirlenmesinde;

Tavandan arka kömürü olarak alınacak kömür bloğunun yerinde, üretilmeden önceki miktarı (KMy) (Yılmaz 2008);

$$KMy = L \times Lt \times Li \times Qk \text{ (ton)} \quad (2)$$

KMy: Aynada kesim işlemi sonrası alınması gereken tavan kömürü miktarı (yerinde), L: Ayak uzunluğu (m), Lt: Tavan kömürü kalınlığı (m), Li: İlerleme miktarı (m), Qk: Kömür yoğunluğu ( $\text{ton/m}^3$ ).

Kullanılan sabit değerler ise; ayak ilerleme miktarı her bir ayna kesimi için: 0.6 m, M8 pano uzunluğu: 400 m, ayak uzunluğu çalışılan M8 panosu için: 90 m, tavan (arka) kömürü kalınlığı: 5 m, kömürün yoğunluğu:  $1.6 \text{ ton/m}^3$ , maksimum 30 cm kalınlığında 4 ara kesme vardır. Kömürün yerinde, kazanılmadan önceki durumu göz önüne alınarak hesaplama yapılmıştır.

Arka kömürü işleminde üretilen gerçek kömür miktarı (KMg) (Yılmaz, 2008);

$$KMg = KMü - (KMü \times TKO) (\%) \quad (3)$$

Burada; KMü: gözlemlenerek belirlenen arka kömürü üretim miktarlarının toplamıdır (ton). Üretilen gerçek kömür miktarı bulunurken, arka kömürü üretimi yapılan

vardiyalarda elde edilen kömürün kantardaki tonajları not alınarak yapılmaktadır. Böylece bir ay içerisinde kaç ton arka kömürü üretimi yapıldığı hesaplanmaktadır. Arka kömürü alma işlemi sırasında üretilen kömürün içerisinde taş karışımı da vardır. Bu sebeple üretilen değerden, içerisindeki taş miktarını ayırarak gerçek üretilen kömür miktarının belirlenmesi gerekmektedir. Arka kömürde kömür kayıp oranı (KKO) ise;

$$KKO = ((KMy - KMg) / KMy) \times 100 (\%) \quad (4)$$

Arkada, göçükte kömür oranını belirlemede; alınabilecek (yerinde) kömür miktarı belirli olduğundan, bu değerle, alınan gerçek kömür miktarı değerinin farkının, alınabilecek kömür miktarına bölünmesi, kömür kayıp oranını verir (Yılmaz 2008).

#### **4 HESAPLAMALAR**

GLİ Ömerler yeraltı ocağı M8 panosunda yerinde yapılan incelemelerde, yapılan verim hesaplamalarında, sabit değer olarak alınacak temel parametrelerin; pano uzunluğu, arka kömürü damar kalınlığı ve ocağın ortalama kömür yoğunluğu miktarının olması uygun görülmüştür. GLİ Laboratuvar Şube Müdürlüğünden alınan safi kömür yoğunluğu değeri 1.6 t/m<sup>3</sup>'tür.

Üretim esnasında meydana gelebilen istihsal (direklerin çekimi, su kesintisi vb.), elektrik ve mekanik (tambur değişimi, tahkimat kızıak, AFC motor değişimi vb.) arıza gibi nedenlerden ve ayrıca çalışan ay içinde uygulanan resmi tatillerden dolayı ilerleme miktarları değişebilmektedir. Buda iki kesimde bir yapılması gereken arka kömürü alımını ve aylık üretim miktarlarını olumsuz yönde etkilemektedir.

Ayna kesiminde kullanılan tamburun çapı 1.6 m, kesme derinliği 0.6 m'dir. Yani tamburlu kesicinin bir havelik ilerlemesi 0.6 m olarak kabul edilmektedir. Aylık ilerleme miktarları ve elde edilen burgu toz - bant altı parça numunelerinin alt ısıl değerleri (kcal/kg) ışığında arka kömürü alınması esnasında meydana gelen kömür kayıp oranının belirlenmiştir. Burgu toz ve bant altı numuneleri alt ısıl değerleri ile kömüre taş karışım oranı hesaplanmıştır (Çizelge 2-3).

Ardından aylık ilerleme miktarına göre yerinde yapılması gereken üretim miktarı hesaplanmıştır. Taş karışım oranı yardımıyla üretilen gerçek kömür değeri bulunmuştur. Bu iki değer ortalama bize kömür kayıp oranını vermiştir (Çizelge 4, Şekil 2). M8 panosu 2011 yılı temmuz ayında faaliyete geçmiştir. Ancak Temmuz ayında pano hazırlık işleri, montaj çalışmaları, mekanik ve elektrik arızaları sebebiyle üretimin gerçekleştirilmesi mümkün olmamıştır. Bu nedenle Temmuz ayı değerleri hesaplarda yer verilmemiştir.

#### **5 SONUÇLAR**

Yapılan çalışmada, sadece arkadan göçertilen malzeme miktarı hesaplara katılmış ve alınabilmesi muhtemel arka kömür miktarı ile oranlayıp taş karışım değerlerini de dikkate alarak aylık arka kömür verim analizi yapılmıştır. Göçertme esnasında kayıpların oluşmasındaki en önemli faktör, tavan kömürünün özellikleri ile hemen üzerindeki tavan taşının özellikleridir.

Çizelge 2. Aylara göre kömür analiz sonuçları.

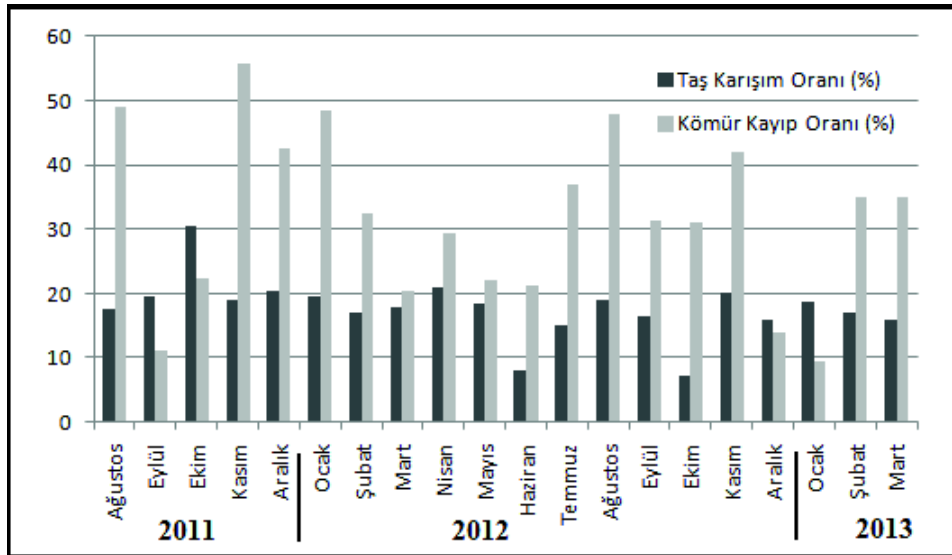
Yıllar	Aylar	Burgu Toz Numunesi Alt Isı Değeri (Kcal/kg)	Bant Altı Parça Numunesi Alt Isı Değeri (Kcal/kg)
2011	Ağustos	2,836	2,336
	Eylül	3,053	2,455
	Ekim	4,584	3,182
	Kasım	4,833	3,922
	Aralık	4,640	3,694
2012	Ocak	4,947	3,976
	Şubat	4,512	3,745
	Mart	4,983	4,097
	Nisan	4,868	3,858
	Mayıs	4,181	3,419
	Haziran	3,249	2,987
	Temmuz	3,054	2,606
	Ağustos	4,402	3,562
	Eylül	3,363	2,811
	Ekim	3,234	2,997
	Kasım	3,477	2,776
	Aralık	4,167	3,509
	2013	Ocak	4,472
Şubat		2,945	2,445
Mart		4,393	3,688

Çizelge 3. M8 panosu performans değerleri.

Yıllar	Aylar	İlerleme Miktarı (m)	KMy (t)	KMü (t)	KMg (t)	Planlanan Çalışma Süresi (h)	Gerçekleşen Çalışma Süresi (h)
2011	Ağustos	12.74	9,173	5,679	4,680	540.0	286.0
	Eylül	13.68	9,850	12,161	9,777	540.0	304.0
	Ekim	12.69	9,137	10,220	7,093	540.0	285.0
	Kasım	17.10	1,312	6,706	5,445.3	495.0	375.0
	Aralık	14.47	10,418	7,522	5,988	607.5	321.0
2012	Ocak	18.94	13,637	8,728	7,017	585.0	405.0
	Şubat	18.31	13,183	10,716	8,894	562.5	406.5
	Mart	16.28	11,722	11,367	9,344	607.5	355.0
	Nisan	15.55	11,196	9,988	7,644	540.0	349.0
	Mayıs	13.48	9,706	9,358	7,644	585.0	317.0
	Haziran	12.75	9,180	7,856	7,228	585.0	284.5
	Temmuz	10.80	7,776	5,770	4,905	585.0	241.0
	Ağustos	9.00	6,480	4,158	3,368	517.5	262.0
	Eylül	9.18	6,610	5,437	4,545	562.5	222.5
	Ekim	10.61	7,639	5,710	5,293	495.0	237.0
	Kasım	16.80	12,096	8,830	7,046	585.0	375.0
	Aralık	15.00	10,800	12,534	9,337	585.0	335.0
	2013	Ocak	15.60	11,232	12,513	10,161	585.0
Şubat		8.00	5,760	4,536	3,765	540.0	237.0
Mart		14.00	10,080	7,793	6,546	585.0	331.5

Çizelge 4. Taş karışım ve kömür kayıp oranları.

Yıllar	Aylar	Burgu Toz Numunesi Alt Isı Değeri (Kcal/kg)	Bant Altı Parça Numunesi Alt Isı Değeri (Kcal/kg)	Taş Karışım Oranı (%)	Kömür Kayıp Oranı (%)
2011	Ağustos	2,836	2,336	17.60	49.0
	Eylül	3,053	2,455	19.60	11.0
	Ekim	4,584	3,182	30.60	22.4
	Kasım	4,833	3,922	18.85	55.7
	Aralık	4,640	3,694	20.40	42.5
2012	Ocak	4,947	3,976	19.60	48.5
	Şubat	4,512	3,745	17.00	32.5
	Mart	4,983	4,097	17.80	20.3
	Nisan	4,868	3,858	21.00	29.5
	Mayıs	4,181	3,419	18.30	22.0
	Haziran	3,249	2,987	8.06	21.3
	Temmuz	3,054	2,606	15.00	37.0
	Ağustos	4,402	3,562	19.10	48.0
	Eylül	3,363	2,811	16.40	31.2
	Ekim	3,234	2,997	7.30	31.0
	Kasım	3,477	2,776	20.20	42.0
	Aralık	4,167	3,509	16.00	14.0
2013	Ocak	4,472	3,632	18.80	9.5
	Şubat	2,945	2,445	17.00	35.0
	Mart	4,393	3,688	16.00	35.0



Şekil 2. M8 panosu taş karışım oranı kömür kayıp ilişkisi.

Arka kömürün kazanılması esnasında her iki formasyonun akıcılığı birbirine yakın olduğundan taş karışım oranı olarak hesapladığımız seyrelme ve kömür kayıpları oluşmaktadır. Yapılan hesaplamalarda taş karışım oranının %30.6 ile en yüksek olduğu 2011 yılı Ekim ayında, kömür kayıp oranı %22 olduğu tespit edilmiştir. Diğer yandan taş karışım oranının %7.3 ile en düşük olduğu 2012 yılı Ekim ayında, kömür kayıp oranı %31 olduğu tespit edilmiştir. Hesaplamalardan da görüldüğü gibi



karşılaştırılan iki değer arasında doğru bir orantı yoktur ve kömür kayıp oranlarında sadece taş karışım oranlarının etkili olmadığı anlaşılmaktadır.

Yeraltı çalışmalarında şartların değişken olması, önceden tahmin edilemeyen ani fay atımları, su gelirinin artışı, zorlu çalışma şartlarından dolayı elektrik ve mekanik arızalarla karşılaşılmaktadır. Planlanan iş akışının, beklenmeyen durumlarla değişmesi ayaktaki üretim sistemini tamamen etkilemekte ve ortam şartlarını ağırlaştırarak çalışanların iş gücü veriminin düşmesine, üretim kapasitesinin olumsuz yönde etkilenmesine neden olmaktadır. Bunlara ek olarak makine ve ekipmandan beklenen randıman sağlanamamaktadır.

Arka kömürün pencerelerden alınması işlemine geçildiğinde tahkimatlar aşağı yukarı hareket ettirilerek tavan kömürünün gevşemesi ve akışının artırılması sağlanmaktadır. Ancak tavanın istenilen boyutta kırılmaması durumunda kendiliğinden geçemeyen kömür delme patlatma yapılarak parçalanır ve pencerelerden akabilecek boyuta getirilmelidir. Bu işlem esnasında kömür düzenli bir şekilde alnamamakta ve tavan taşı ile karışarak göçükte kalmaktadır. Tavan kömürünün göçertme işlemleri uzadıkça bir vardiyada alınması gereken malzeme bitirilememekte iki, bazen üç vardiyaya kadar devam etmekte buda kömür seyrelme oranını ve aylık üretim miktarlarını olumsuz yönde etkilemektedir. Ayrıca pencere boyut ve geometrilerinin de gözden geçirilmesinde fayda vardır.

Tavan kömürünün arzu edilen şekilde göçertilememesinin sebepleri; yatağın jeolojik ve tektonik özellikleri nedeniyle tavan kömürün düzenli bir şekilde akma gerçekleştirememesi, tavan taşının kolay kırılması sonucu tavan kömürüne karışması ve tavan taşının büyük kütleler halinde kırılarak kömürün ayak arkasında kalmasına neden olmasıdır.

Tavan kömürü istenilen boyutta kırılmaması durumunda kesinlikle delme patlatma yapılmalı ve kömür pencerelerden akabilecek boyuta getirilmelidir. Arka kömürü alınması sırasında ayak içi tahkimatları belirli sayılarda gruplandırılarak pencereleri kontrollü bir şekilde açılıp kapatılmalı, tavanın kademeli oturtulması sayesinde ani göçmelerin önüne geçilerek tavan kömürünün kazanımının artırılması sağlanmalıdır.

Uygulanan sistemde görülen en önemli problemlerden biri, arka kömürün göçertilmesi sonrası, ayak içinin tamamen tahkimat pencerelerinin açılması sonucu akan malzeme ile dolması sebebiyle ayak içi temizliğinin yapılabilmesi için işçi sayısının artırılması ile yığılan malzemenin ayaktan uzaklaştırılması için harcanan zaman ortadan kalkabilecektir.

Önceki çalışmalarda bahsedildiği gibi, tahkimatın arkasında ikinci bir konveyörün bulunması, ayna kesiminin ve arka kömürün göçertilmesi işleminin aynı anda yapılabilmesine imkân vermesi, tahkimat penceresinin iptal edilmesi sayesinde arka kömürün alınması işleminin daha kolay, daha kontrollü ve daha randımanlı olduğu bilinmektedir. Bu uygulamanın ocağın tümünde uygulanması sayesinde ocağın yıllık üretim değerleri arttırılabileceği düşünülmelidir.

## **6 KAYNAKLAR**

Arıtan, A. E. 2011. *Garp Linyitleri İşletmesi Mekanize Sistem Performans ve Maliyet Analizleri*, Doktora Tezi, Dumlupınar Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Kütahya, 147 s.

- Ersoy, M. 2007. Dünya ve Türkiye Kömür Sektöründe Yaşanan Gelişmeler, *TKD Genel Müdürlüğü Hidrojen Teknolojisi Eğitim Programı 2*, Çankaya Üniversitesi, Ankara.
- Hebblewhite, B. 2000. Review of Chinese Thick Seam Underground Coal Mining Practice, *The Australian Coal Review*.
- Hebblewhite, B. 2005. Status and Prospects of Underground Thick Coal Seam Mining Methods, *International 19th Mining Congress and Fair*, pp. 169-178.
- Kelly, M. 2000. 3D Aspects of Longwall a Geomechanics, *The Australian Coal Review*.
- Nebert, K. 1960. Tavşanlı'nın Batı ve Kuzeyindeki Linyit İhtiva Eden Neojen Sahasının Mukayeseli Stratigrafisi ve Tektoniği, *MTA Dergisi*, 54.
- TKİ, 2012. *Kömür Sektör Raporu*, Linyit (2011), Ankara.
- Yılmaz, M. 2008. *GLİ Ömerler Yeraltı Ocağı Mekanize Üretim Sisteminde Arka Kömürü Alınmasına Başlamada Uygun Kesim Aralığının Belirlenmesi*, Yüksek Lisans Tezi, Dumlupınar Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Kütahya, 75 s.

## **PREDICTION AND CONTROL OF OCCURRENCE OF ROOF CAVITIES IN TABAS COAL MINE**

### **TABAS KÖMÜR MADENİNDE TAVAN BOŞLUKLARI OLUŞUMUNUN KESTİRİMİ VE DENETİMİ**

H. Kamranpoor Jahromi, K. Shahriar

*Amirkabir University of Technology, Department of Mining and Metallurgical Engineering, Tehran, Iran*

J. Khademi Hamidi

*University of Tarbiat Modares, Faculty of Engineering, Mining Group, Tehran, Iran*

**ABSTRACT:** Cavities in a longwall roof may be caused by faults, existence of water or human-made conditions. Regardless of the causes of how cavities are formed in the roof, these cavities reduce extraction rate of face. Tabas coal mine (TCM), E2 panel is chosen to be studied in this research. For this reason, after making and equalizing the initial model, the maingate and tailgate are excavated and all is equalized again. In this step, for simulation of extracting stope, rear of the longwall face is caved. Next, longwall support equipments are designed and installed. Face extraction and powered support applied pressure are simulated using FISH programming language. A sensitivity analyses have been performed on the different materials of immediate roof and effect of them on the cavity occurrence in the longwall face. As a result of analyses siltstone is probably the best material for the immediate roof. This conclusion has been drawn by examining the characteristics of stress distribution around the longwall face and increase of cavity occurrence in the graph of roof convergence in other roof materials.

**ÖZET:** Uzunayak tavanındaki kazı boşluklarına, arızalar, suyun varlığı veya insan kaynaklı durumlar neden olabilir. Tavanda boşlukların nasıl oluştuğunun sebepleri önemli olmaksızın, bu boşluklar ayağın ilerleme hızını azaltacaktır. Bu çalışmada Tabas kömür madenindeki E2 paneli seçilmiştir. Bu nedenle, ilk modeli yapıp dengeledikten sonra tabanyolu ve tavan yolu kazılmış ve tümü tekrar dengelenmiştir. Bu aşamada kazı arını kazanım simülasyonu için, uzunayağın arka yüzü kazılmıştır. Sonra uzunayak tahkimat malzemeleri tasarlanmış ve kurulmuştur. Arın kazanımı ve yürüyen tahkimatın kurulma yükü FISH programlama dili kullanılarak simüle edilmiştir. Duyarlılık analizleri farklı yalancı tavan malzemeleri ve onların uzunayak arınında oluşan kazı boşluklarına etkileri üzerine uygulanmıştır. Analiz sonuçlarına göre silttaş, yalancı tavan için muhtemel en iyi malzemedir. Bu sonuca uzunayak çevresinde yük dağılım karakteristikleri inceleyerek ve diğer tavan malzemelerinde tavan konverjans grafiğinde boşluk oluşumun artışından varılmıştır.

## **1 INTRODUCTION**

Longwall mining is one of the most productive coal extraction methods, which required great investment. Initial investment for the fully mechanized longwall method is such high that any halt is not acceptable. Cavities in the longwall roof can be caused by faults, existence of water or human-made conditions. Regardless of the causes of how cavities are formed in the roof, these cavities reduce extraction rate of face. Furthermore, the occurrence of these delays increases the pressure on power supports due to roof weighting, and this will exacerbate the problems.

Vervoort (1991) has stated that geometric parameters of power supports are important like the roof and floor strength parameters and have key roles in replication of roof collapses. Additionally, two main factors in formation and expansion and destressed zone in longwall roof cavities are increment of distance between the canopy tip and face and lack of pressure in shield's jacks (Vervoort 1988). According to Barczak and Oyler (1991), longwall method is a combination of main roof structure and three support parts such as the longwall panel, powered support and goaf part which main roof is supported by all these three parts, but the immediate roof is like a double cantilever beam that one side of it is longwall panel, and the other side is powered supports. Nemcik et al. (2010) have done a conceptual analysis of failure mechanisms in the longwall roof based on multiple sliding block model.

Suchowerska et al. (2012) proposed a new method for prediction of roof collapse base on the Hoek-Brown failure criterion (1988). Wiklund et al. (2011) evaluated factors affecting the stability of the roof and impact of geological factors in creating these instabilities by a case study in Moranbah mine. Hoyer (2012) based on data recorded at several mines, which monitored by Longwall Visual Analysis (LVA) suggested Cavity Risk Index (CRI). LVA is a software package for controlling of jack pressure and shearer position continuously. Trueman et al. (2009) developed a proved method for interpretation of shield pressure data in each loading cycle, which can provide using in real-time or unreal-time.

A prediction of cavity's behavior and optimization of powered support capacity in different geology and geotechnical conditions of strata based on a numerical simulation were done by Singh and Singh (2009, 2010). Follington and Isaac (1990) based on Wistow mine in England presented a numerical modeling of the layers around the perimeter of the excavation according to the different rock mass rating methods. Mangal (2013) stated that interaction between roof and powered support is a key issue in longwall strata mechanics.

Vakili and Hebblewhite (2010) attempted to investigate failure mechanisms and new criteria for evaluating the destruction capability in thick coal seam longwall extraction by using a combination of analytical methods, observational and experimental methods. Zhang et al. (2009) investigated mechanized longwall face based on field observations, analysis of behavior rules of ground pressure and their details.

## 2 TABAS COAL MINE (TCM)

TCM is the first fully mechanized coal mine in Iran that produces 1.1 million tonnes coal per annum. The mine is located in coal bearing basins of Parvadeh 1, which is in a remote rugged desert environment approximately 85 kilometers south of town of Tabas in Yazd province in mid-Eastern Iran. North, south, east and west of the region is surrounded by quite smoothly desert plains, Triassic Jurassic heights, Shotori Mountains and Kalmard heights, respectively. Regional structure is almost uneven and its height from sea level is 800 to 1,050. Parvadeh 1 anticline is limited to Rostam fault in north, boundary fault of Parvadeh 1 and 2 in south and southeast, sediments formation of Nayband in east and currently to a special North - South cross section in the west (Kamranpoor and Shahriar 2013).

## 3 NUMERICAL MODELING

A discrete element numerical simulation of longwall method is selected due to the discontinuous media of the mining system. Rock mass in longwall panel contains series of pre-existing discontinuities and also large sized gob in its path interacts with lots of natural discontinuities in the rock mass. Furthermore, according to the three-dimensional nature of the discontinuity, the best option for numerical modeling of this issue is 3DEC software.

### 3.1 Construction of model geometry

This is one of the most basic and important parts of the model construction which has great influence on the results. To monitor the proper scope of the model, it should be considered large enough to provide a capability of spread control of roof cavity in three directions. Figure 1 shows sequences, materials and thickness of layers in the model.

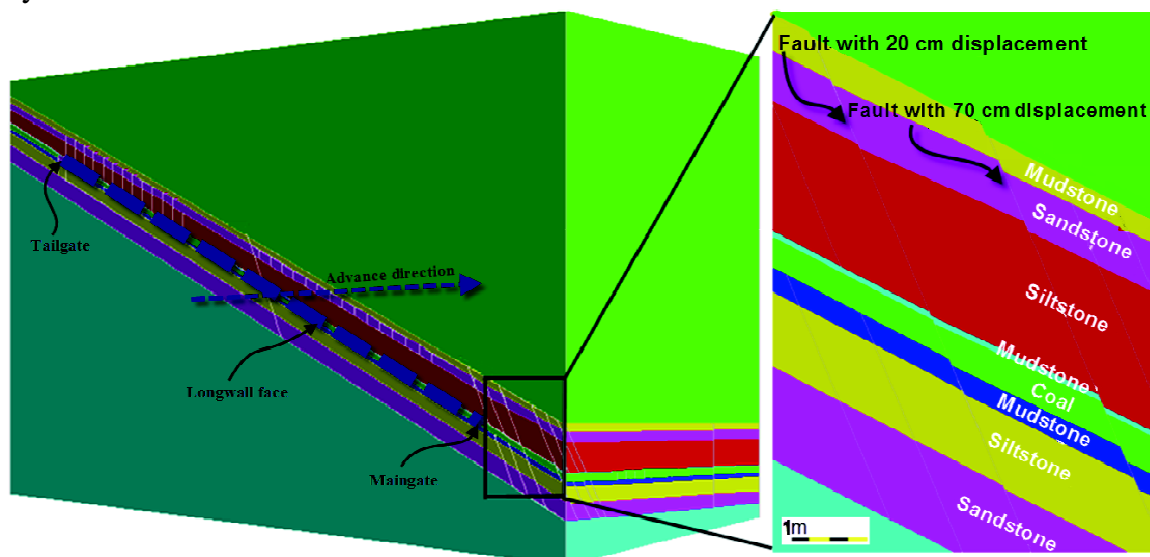


Figure 1. Sequence, materials and thickness of layers and position of faults in constructed model.

#### 4 DISCUSSION AND RESULTS

The general trend of this research is as follow: 1) construction of the initial model that is part of the E2 panel of TCM, 2) equilibrium of the model, 3) excavation of maingate and tailgate, 4) installation of bolts and flexi bolts supports based on the implemented pattern in TCM, finally 5) equilibrium of the whole model. In this stage, cave-in simulation of 10 meters rear the longwall face was carried out by using strain-softening approach proposed by Salamon (1990), which simulates the gob area by continuous updating of the elastic bulk modulus (k) of the destruction zone based on vertical strain of the roof. In figure 2, the stress distribution around the longwall face in base situation was shown, and each color shows stress values in longwall face line, also unit of these amounts is Pascal (Pa).

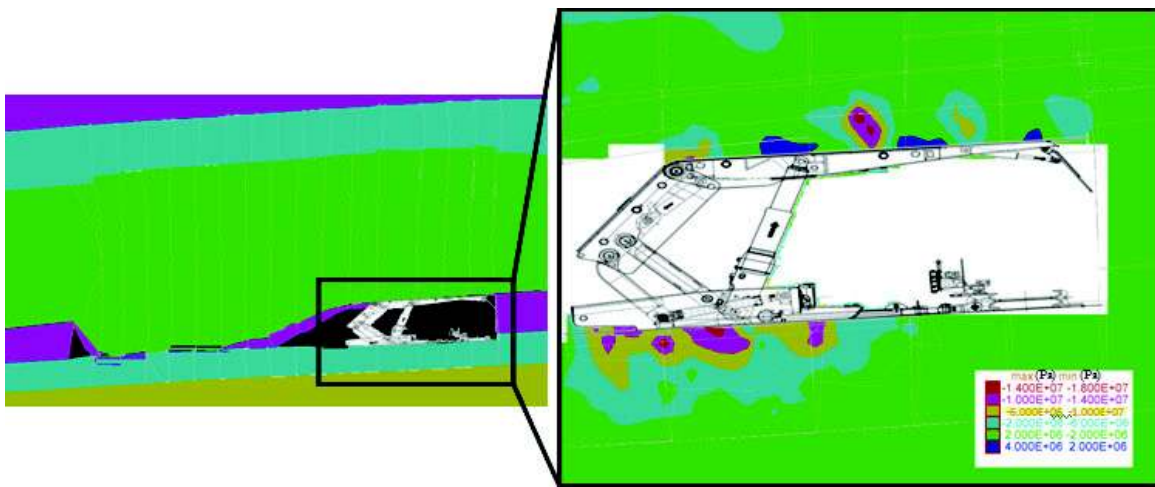


Figure 2. Cross-section of the E2 panel of TCM in the base situation (siltstone roof) with stress distribution around the longwall face.

This research focuses on the extraction of coal in sedimentary environment. It makes more sense, therefore, to conduct sensitivity analysis on simulation models using a range of possible demand parameters. In this study, for sensitivity analysis of rock mass strength on the immediate roof which is considered siltstone in the base model, two different sets of values are used. First option is related to strength properties of mudstone that have a lower strength than siltstone, and the other option is related to strength properties of sandstone that have a higher strength than siltstone (Table 1).

Table 1. Strength properties of different options for sensitivity analysis.

Strength properties / Rock type	Elastic modulus (MPa)	Internal friction angle (degree)	Cohesion (MPa)	Tensile strength (MPa)
Mudstone	704	17.33	0.206	0.0047
Siltstone	864	20.53	0.264	0.006
Sandstone	1,205	24.73	0.341	0.012

In this study, Sakurai (1997) relation was used for determining of cavity occurrence, which the critical convergence of the immediate roof in base situation (siltstone roof)

is equal 15 mm, and it means a roof collapse occurs when the convergence is greater than the critical amount. Furthermore, critical convergence for sandstone and mudstone are 13.5 and 15.5 mm, respectively. These analyses are presented in the following charts; in figure 3 cavities position based on the immediate roof convergence in different situations were determined.

In part (a) and (b) of figure 4 cross-section of stress distribution around the longwall face in sandstone immediate roof and mudstone immediate roof were shown, respectively.

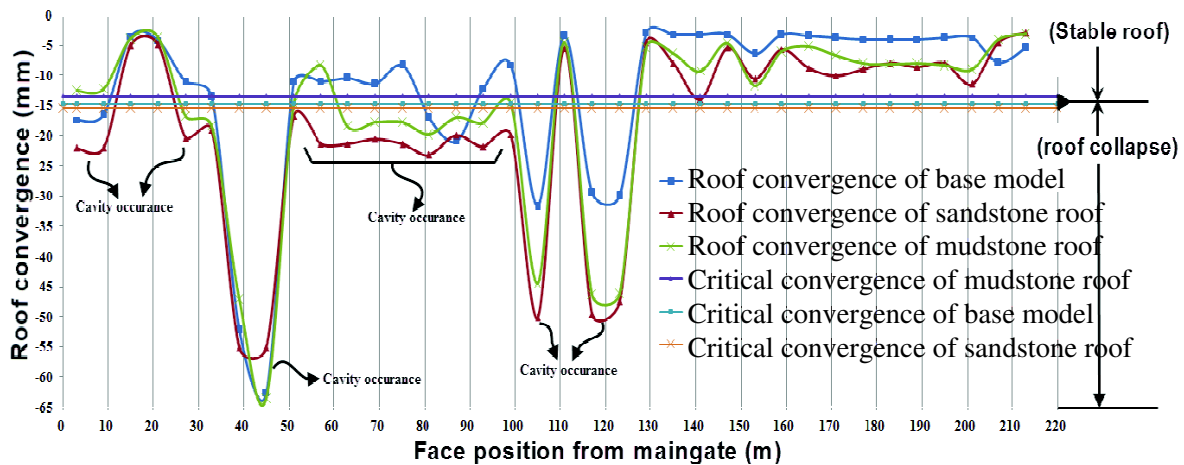


Figure 3. Determining cavities position based on the immediate roof convergence in different situations.

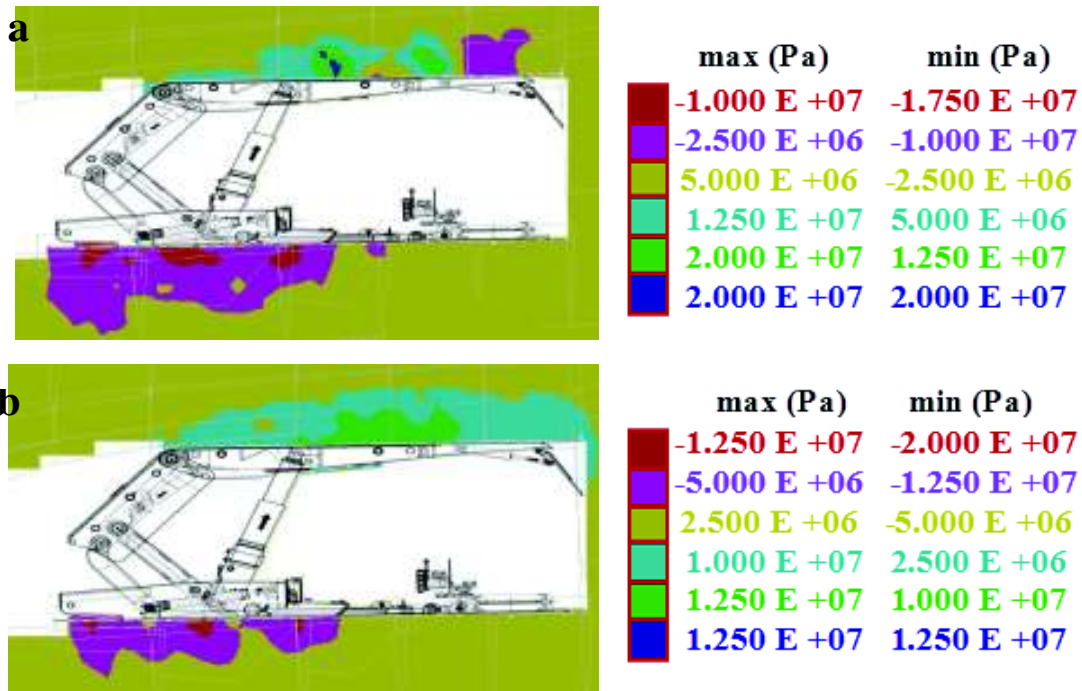


Figure 4. Cross-section of stress distribution around the longwall face a) sandstone immediate roof b) mudstone immediate roof.

## 5 CONCLUSION

Roof cavities can be caused by faults, existence of water or human-made conditions. Regardless of the cause of creating cavities in the roof, these cavities reduce extraction rate of face. Based on the sensitivity analyses performed on the different materials of immediate roof and their effects on the cavity occurrence in the longwall face, it seems that the siltstone provides the best immediate roof conditions. This result is achieved through the state of stress distribution around the longwall face and the frequency of cavity occurrence for other roof lithotypes in the roof convergence graph.

This result can be explained by the lack of sufficient strength of mudstone roof which results in more convergence and consequently a roof fall in the longwall face. Cause of the roof falls in the sandstone roof is related to resistance against destruction of the roof in gob area, which causes overload of powered supports in the face that cause yield and more and more convergence of roof and finally roof fall. As a result, the best type of roof should have suitable cavability and enough strength, which siltstone roof in Tabas region has the best condition of strength property among other materials.

## 6 REFERENCES

- Barczak, T. M., Oyler, D. C. 1991. A Model of Shield-Strata Interaction and Its Implications for Active Shield Setting Requirements, *Tenth International Conference on Ground Control in Mining*, Morgantown WV.
- Follington, I. L., Isaac, A. K. 1990. Failure Zone Development Above Longwall Panels, *Mining Science and Technology*, 10, pp. 103–116.
- Hoek, E., Brown, E. T. 1988. The Hoek-Brown Criterion-A 1988 Update, *Proceedings of the 15th Canada Rock Mechanical Symposium*, pp. 31-38, Toronto.
- Hoyer, D. 2012. Early Warning of Longwall Roof Cavities Using LVA Software, *12th Underground Coal Operators' Conference*, University of Wollongong & the Australasian Institute of Mining and Metallurgy.
- Kamranpoor Jahromi, H., Shahriar, K. 2013. Behavior Assessment of Seismic Activity in Tabas Coal Mine, *23rd International Mining Congress and Exhibition*, Antalya, Turkey.
- Mangal, A. 2013. Data Interpretation of Periodic Strata Loading Characteristics in a Mechanized Powered Support Longwall Caving Face - A Trend Setter, *Indian Journal of Engineering*, 4, pp. 31–36.
- Nemcik, J. A., Porter, I., Indraratna, B. 2010. Stress Analysis in Failed Roof at a Longwall Face, *Proceedings of the 17th Coal Congress of Turkey*, pp. 193-202, Zonguldak.
- Sakurai, S. 1997. Lessons Learned from Field Measurements in Tunneling, *Tunneling and Underground Space Technology*, 12, pp. 453-460.
- Salamon, M. D. G. 1990. Mechanism of Caving in Longwall Mining, *Rock Mechanics Contributions and Challenges, Proceedings of the 31st US Symposium*, Rotterdam, Balkema, pp. 161-168, Colorado.
- Singh, G. S. P., Singh, U. K. 2009. A Numerical Modeling Approach for Assessment of Progressive Caving of Strata and Performance of Hydraulic Powered Support in Longwall Workings, *Computers and Geotechnics*, 36, pp. 1142–1156.
- Singh, G. S. P., Singh, U. K. 2010. A Prediction of Caving Behavior of Strata and Optimum Rating of Hydraulic Powered Support for Longwall Workings, *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*, 47, pp. 1–16.
- Suchowerska, A. M., Merifield, R. S., Carter, J. P., Clausen, J. 2012. Prediction of Underground Cavity Roof Collapse Using the Hoek–Brown Failure Criterion, *Computers and Geotechnics*, 44, pp. 93-103.



- Trueman, R., Lyman, G., Cocker, A. 2009. Longwall Roof Control Through a Fundamental Understanding of Shield–Strata Interaction, *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*, 46, pp. 371–380.
- Vakili, A., Hebblewhite, B. K. 2010. A New Cavability Assessment Criterion for Longwall Top Coal Caving, *Mining Science and Technology*, 47, pp. 1317–1329.
- Vervoort, A. 1988. Influence of the Longwall Support on the Occurrence of Roof Cavities, *International Journal of Mining and Geological Engineering*, 6, pp. 313-326.
- Vervoort, A. 1991. Study of Shield Support Characteristics and Their Influence on the Roof Behavior in Coal Longwalls, *Mining Science and Technology*, 13, pp. 315-322.
- Wiklund, B., Kizil, M., Canbulat, I. 2011. Development of A Cavity Prediction Model for Longwall Mining, *11th Underground Coal Operators' Conference*, University of Wollongong & the Australasian Institute of Mining and Metallurgy.
- Zhang, S. J., Li, C. W., Nie, B. S., Zhang, H., Sun, X. Y. 2009. Ground Pressure Behavior Law at Fully-Mechanized Face in Fenxi-ShuGuang Coal Mine, *Mining Science and Technology*, 47, pp. 275–280.



## **ÖMERLER YERALTI OCAĞI MEKANİZE SİSTEM PERFORMANS ANALİZİ**

### **ÖMERLER UNDERGROUND MINE MECHANIZED SYSTEM PERFORMANCE ANALYSIS**

A. E. Arıtan

*Afyon Kocatepe Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Afyonkarahisar*

C. Şensöğüt, H. Akçakoca

*Dumlupınar Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Kütahya*

**ÖZET:** Bu çalışmada, Ülkemizde devlet eliyle mekanize sistemle üretim yapan tek işletme olan, Garp Linyitleri İşletmesi Müessesesi bünyesinde bulunan Ömerler Yeraltı İşletmesinin mekanize sistem performansı analizi yapılmış, çıkan veriler doğrultusunda değerlendirmelerde bulunulmuştur. Performans analizleri kullanım oranlarına göre yapılmıştır. Yapılan performans ölçüm sonuçlarına göre mekanize sistemin performansına direkt etki eden duruş süreleri ortaya konmuştur. Sonuç olarak, sistemde ya tam bir yenileme yapılması gerektiği ya da devamlı arıza yapan donanımların değiştirilmesi gerektiği ortaya çıkmıştır.

**ABSTRACT:** In this study, performance analysis of the mechanized system used in Ömerler Underground Colliery of Western Lignite Enterprises which is the only state owned company utilizing mechanized system for coal production have been realized. In addition, the assessments have also been made according to the data obtained. Performance analyses were carried out according to both of classical and modern methods. According to the results of performance measurements, stopping time affecting directly performance of mechanized system was shown. Consequently, it is come out that a full revision is needed to be done on the system or the equipments which break continually down are needed to be changed.

## **1 GİRİŞ**

Ülkemizde, doğal gaz ve petrol rezervleri oldukça sınırlı olmasına karşın, 515 milyon tonu görünür olmak üzere, yaklaşık 1.3 milyar ton taşkömürü ve 10.8 milyar tonu görünür rezerv niteliğinde toplam 11.8 milyar ton linyit rezervi bulunmaktadır. Bu miktar dünya kanıtlanmış işletilebilir kömür rezervlerinin %1.5'ini oluşturmaktadır. Linyit rezervleri ise dünya linyit rezervinin %6'sı büyüklüğündedir. Ülkemiz 2010 yılı taşkömürü arzının yaklaşık %30'luk kısmı elektrik üretimi ve %29'luk kısmı ise ısınma amaçlı tüketilmiştir. Kalan %40'luk bölüm ise kok fabrikaları ve diğer sanayi arasında hemen hemen eşit olarak paylaşılmıştır. Aynı yılda, linyit arzının ise %80'lik bölümü elektrik üretimi amaçlı kullanılmıştır. Sanayi amaçlı tüketim %7.5 ve ısınma amaçlı tüketim ise %8.6 düzeyindedir. Asfaltitlerin %45'i elektrik üretimi ve %46'sı ısınma amaçlı tüketilmiş, kalan kısmı sanayi amaçlı kullanılmıştır. Petrokok ithalatının tamamı ise; önemli kısmı çimento fabrikaları olmak üzere sanayi sektörlerinde tüketilmiştir (TKİ 2012).

Kömür üretiminin büyük bir kısmının (%80) elektrik üretimi amaçlı kullanıldığı düşünülürse; Yıllık yaklaşık 5 milyon ton linyit üretimi yapan Türkiye Kömür İşletmeleri Garp Linyitleri İşletmesinin önemi daha da açık görülebilmektedir.

Bu ocakla ilgili olarak yapılan en ayrıntılı performans analizi, 2009 yılı Temmuz-2010 yılı Aralık ayları arasında M7 panosundan alınan verilerle 2011 yılında tamamlanan doktora tezi ile yapılmıştır (Arıtan 2011).

Çalışmada, 2012 yılı Temmuz-Aralık arasında ocaktan alınan verilerle, mekanize sistemin performansının tespiti hedeflenmiş ve bu amaçla; TKİ Garp Linyitleri İşletmesi Ömerler Yeraltı Ocağı mekanize sistemle kömür üretiminin performansı incelenmiştir. İnceleme sırasında, 2012 yılı Temmuz-Aralık arasında ocaktan alınan verilerle mekanize sistemin çalışma-duruş saatlerini dikkate alan, kullanım oranlarına dayalı değer veren performans analiz sistemi ile mekanize sistemin performansı ölçülmüştür.

Performans incelemesi sonucunda, en düşük değerlerin efektif kullanım oranına ait oldukları görülmektedir. Sistemin efektif olarak kullanılamamasının sebebine bakıldığında karşımıza arızalar çıkmaktadır. Sistemin durmasına sebep olan arızalara bakıldığında ise mekanik arızaların başrol oynadığı görülmektedir. Mekanik kullanım oranının düşüklüğü bu durumu doğrulamaktadır. Fiziksel kullanım oranının mekanik kullanım oranından büyük olması ise makinenin tam kapasite kullanılmadığını göstermektedir.

### **1.1 Performans**

Performans ölçümü; literatür incelendiğinde maden makineleri üzerinde yapılan performans ölçümleri için kullanılan performans ölçüm sistemi ile üretim yapılan işletme/ocakta kullanılan makinelerin performanslarının tespitiyle verimlilikleri analiz edilmektedir. Bu yöntemde; makinelerin performans incelemesi, makinelerin kullanım oranlarının hesaplanmasıyla mümkün olmaktadır. Bu sistemle sağlıklı bir performans ölçümü yapabilmesi için, incelenecek işletmede lüzumlu performans boyutlarının doğru olarak tespit edilmesi ve bu boyutların tamamının göz önüne

alınması gerekmektedir. Literatürde mevcut olan, makinelerin performans incelemelerinde uygulanan kullanım oranlarına ilişkin bilgiler aşağıda verilmektedir (Drucker 1977, Arıtan 2011).

## **1.2 Kullanım Oranları İle Performans Analizi**

Kullanım oranı, bir donanım veya makinenin bulunduğu çalışma şartlarında kendisinden istenilen işlevi yerine getirebilme olasılığı olup,

$$KO = (W/T) \times 100 \quad (1)$$

eşitliği ile hesaplanmaktadır. Burada;

- KO : Kullanım oranı (%)  
W : Makinenin çalışma süresi (saat)  
T : Toplam çalışma ve durma süresi (saat)

Kullanım oranı amaca göre üç grupta incelenebilmektedir. Bunlar; mekanik kullanım oranı, fiziksel kullanım oranı ve efektif kullanım oranıdır. Ayrıntılı analiz için, her üç kullanım oranının da hesaplanması gerekmektedir (Ergüler 2007, Arıtan 2011).

### **1.2.1 Mekanik kullanım oranı**

Mekanik verimlilik, herhangi bir işe özgü koşullarda çalışan donanımın verimliliğinin güvenilir olup olmadığını göstermektedir. Ekipman kullanılabilirliğini, mekanik sebeplerden dolayı durma sürelerine bağlı olarak göstermektedir. Hazır halde bekleme zamanı mekanik verimlilik için kullanılan eşitliklerde çoğu zaman kullanılmamaktadır. Bunun nedeni ise, bu değer eşitlik içine katılmasının, sonucu değiştirilemeyeceğinin ve güvenilir bir sonuç elde edilemeyeceğinin düşünülmesidir. Bu değer hesaplamalara katılırsa verimlilik değeri yüksek olacaktır. Mekanik kullanım oranı;

$$MKO = [W / (W + R) \times 100] \quad (2)$$

eşitliği ile hesaplanmaktadır. Burada;

- MKO : Mekanik kullanım oranı (%)  
W : Makinenin net çalışma süresi (saat)  
R : Revizyon süresi (saat)

Çalışılan süre; makinenin çalışılabilir olduğu ve operatörün bulunduğu süreyi kapsamaktadır. Bunun dışında he türlü durma süresini içermektedir. İşe başlama, operatörün dinlenmesi, yakıt ikmali, yağlama, hava şartlarından dolayı durma, vb. gibi durma süreleri de buna dahildir. Tamir bakım süresi; donanım bozulduğunda tamir için harcanan süreyi, planlı bakım sürelerini ve parça beklemeden dolayı durma sürelerini kapsamaktadır. Mekanik kullanım oranı, makinenin bozulma ve bakım dışında ne kadar süreyle kullanılabileceğini göstermektedir. Mekanik kullanım oranı makinenin bozulma ve bakım dışında ne kadar süreyle kullanılabileceğini göstermektedir. Farklı markalardaki makinelerin karşılaştırılmasında oldukça

faydalıdır. Ayrıca, bir makinenin yaşlanma ve eskimeden dolayı azalan performansının bir göstergesidir (Ergüler 2007, Arıtan 2011).

### **1.2.2 Fiziksel kullanım oranı**

İdari planlamanın ve organizasyonun ne derecede iyi olduğunun bir göstergesidir. Bir makinenin ne kadar süre kullanılabileceğini göstermektedir. Her ne kadar makine mekanik olarak hazır olsa da uygun veya kullanım için ekonomik olmayabilmektedir.

Fiziksel verimlilik bu koşullar için hesaplanmaktadır. Ayrıca, makinenin planlanan programının verimliliğinin bir göstergesidir. Fiziksel kullanım oranı Eşitlik 3 ile hesaplanmaktadır:

$$FKO = [(W+S)/P] \times 100 \quad (3)$$

Burada;

- FKO : Fiziksel kullanım oranı (%)
- W : Makinenin net çalışma süresi (saat)
- S : Makinenin hazır halde bekleme süresi (saat)
- P : Makinenin çalışması planlanan süresi (saat)

Çalışması planlanan süre; çalışılan süreyi, tamir ve bakım sürelerini ve makinenin hazır halde bekletildiği süreyi kapsamaktadır. Bir başka deyişle, toplam süreden planlı durma sürelerinin çıkarılmasıyla bulunur. Planlı durma süreleri ise Eşitlik 4 ile hesaplanmaktadır.

$$PDS = B+R+İBK+OD \quad (4)$$

Burada;

- PDS : Planlı durma süresi (saat)
- B : Bakım süresi (saat)
- R : Revizyon süresi (saat)
- İBK : İşe başlamadaki kayıp süre (saat)
- OD : Operatörün dinlenme süresi (saat)

Makinenin yedekte bekletildiği süre planlı durma süresine dâhil edilmez. Eğer fiziksel kullanım oranı, mekanik kullanım oranından çok büyükse bu makinenin tam kapasite kullanılmadığını göstermektedir (Ergüler 2007, Arıtan 2011).

### **1.2.3 Efektif kullanım oranı**

Makinenin gerçekte üretim için kullanıldığı süre, efektif kullanım oranı ile hesaplanmaktadır. Efektif kullanım oranı;

$$EKO = (F/T) \times 100 \quad (5)$$

eşitliği ile hesaplanmaktadır. Burada;

EKO : Efektif kullanım oranı (%)  
F : Fiili iş süresi (saat)  
T : Toplam süre (saat)

Eğer makinenin efektif kullanım oranı çok düşük ise, bu makinenin işletmeye gerçekte ne kadar faydalı olduğu detaylı olarak incelenmektedir. Oranın düşük olma nedenlerinin mekanik nedenlerden mi yoksa idari nedenlerden mi kaynaklandığı, uygun kullanım oranlarına bakılarak analiz edilmelidir (Ergüler 2007, Arıtan 2011).

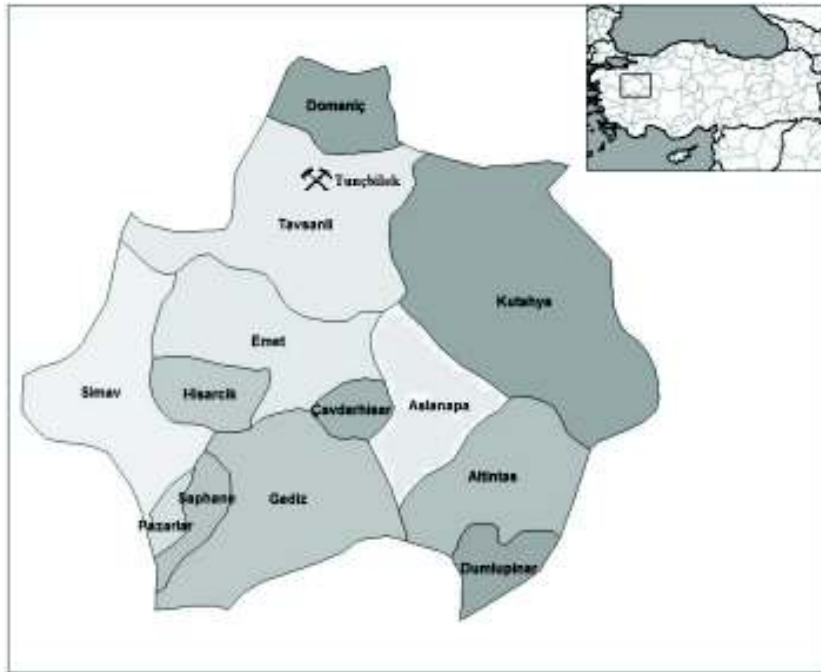
## 2 MATERYAL VE METOD

### 2.1 Ömerler Yeraltı İşletmesi

Devlet eliyle yapılan linyit işletmeciliği ilk defa 16.02.1938 tarihinde Etibank'a bağlı olarak Değirmisaz işletmesinin kurulmasıyla başlamıştır. Daha sonra 18.05.1939 tarihinde Tunçbilek ve 23.09.1939 tarihinde Soma işletmeleri (Yunus Nadi şirketinden devir alınarak) faaliyete geçmiştir (Yılmaz 2008, Arıtan 2011).

Bu üç işletme 01.01.1940 tarihinde birleştirilerek Etibank'a bağlı "Mahdut Mes'uliyeti Garp Linyitleri İşletmesi Müessesesi" kurulmuş ve 15.09.1957 tarihinden itibaren 6974 sayılı kanunla kurulan "Türkiye Kömür İşletmeleri (TKİ) Kurumu" içinde yer almıştır (Yılmaz 2008, Arıtan 2011).

İşletme kurum yönetim kurulunun 12.02.2004 tarih 2/144 sayılı kararı ile Ilgın Linyitleri ile birleştirilerek 01.04.2004 tarihinden geçerli olmak üzere müessese müdürlüğüne dönüştürülmüştür (Şekil 1) (Yılmaz 2008, Arıtan 2011).



Şekil 1. GLİ (Tunçbilek) coğrafi konumu.

### **2.1.1 Üretim yapılan M8 panosu hakkında bilgiler**

M8 panosunda üretim Temmuz 2011’de başlamıştır. Yıllık yapılan temrine göre; 2012 yılı üretim programı, GLİ İstihsal Şube Müdürlüğü tarafından yıllık 350,000 ton olarak belirlenmiştir. Hedeflenen üretim mekanize sistemin kuruluşunda hesaplanan kapasitesine uygun olarak seçilmektedir. Mekanize sistem aşağıdaki makine ve donanımlardan oluşmaktadır.

#### **2.1.1.1 Kesici makine (EICKHOFF EDW-150-2L)**

Ayna kömürünün kazılmasında ve yüklenmesinde kullanılan kesici makine; çift tamburlu, ayak konveyörü üzerine monteli, zincirsiz çekme sistemine sahiptir. Su püskürtmeli olarak çalışan tambur çalışırken toz sorunu yaratmayacak şekilde tasarımılandırılmıştır. Makine ile ilgili teknik özellikler Çizelge 1’de verilmiştir (Arıtan 2011).

Çizelge 1. Kesici makine teknik özellikleri.

Makine Yüksekliği	1,500 mm
Tambur Kolu Uzunluğu	1,635 mm
Tambur Çapı	1,600 mm
Kesme Derinliği	600 mm
Tambur Kol Motorları	2*150 kW
Makine Yürüyüş Hızı	4.4-7.12 m/dak
Pik Sayısı	2*48 ADET
Ön Pik Sayısı	2*6 ADET

#### **2.1.1.2 Ayak zincirli konveyörü**

Ayak içinde kömür nakli için baştan ve kuyruktan tahrikli ortadan çift sıra zincirli bir konveyör kullanılmaktadır. Bu konveyörün redüktörü su soğutmalı olarak tasarımılandırılmıştır. Zincirli konveyör bitiminde, bant konveyör bağlantısı için toplayıcı konveyör kullanılmaktadır. Bu konveyör 40 m uzunluğunda, bantlı konveyör üzerinde 12 m’ye kadar yürüyebilme özelliğine sahip, motor başı tahkimat ünitelerine bağlı pistonlarla ilerletilebilecek şekilde tasarımılandırılmıştır. Ayak zincirli konveyörü ile ilgili özellikler Çizelge 2’de verilmiştir (Arıtan 2011).

Çizelge 2. Ayak zincirli konveyörü teknik özellikleri.

Tip	SGZ 730/264
Taşıma Kapasitesi(ton/saat)	800
Kurulu Güç	2*132 kW
Çalışma Eğimi	15 <sup>0</sup>
Zincir Tipi	26*92 mm
Paletler Arası Mesafe	920 mm
Oluk Tipi	Altı Açık
Oluk (Uzunluğu x Geniliği x Yüksekliği)	1,500 x 730 x 222
Elektrik Motoru	2*132 kW
Motor devri	1,470 d/d
Voltaj	1,140 V
Zincir Hızı	0.94 m/sn



### 2.1.1.3 Ayak tahkimatları

Ayak içerisinde yürüyen tahkimatlar kullanılmaktadır. Mekanize panoda dört tip ayak tahkimatları kullanılmaktadır. Bunlar;

- 1) Ayak sonu tahkimatları (Tip 1): Bu ünite ortada ana tahkimat ve her iki tarafta büyük boyutta iki tahkimat olmak üzere üç parça tahkimattan oluşur. Ana tahkimatının taban şasesi üzerine toplayıcı konveyörün kuyruk ünitesi oluşturulacak şekilde tasarımılandırılmıştır.
- 2) Ayak sonu tahkimatları (Tip 2): Bu üniteler, ayak sonu tip 1 ünitelerinin yanına birer adet ve ayak kuyruk yolu girişini tahkim etmek üzere iki adet yerleştirilerek tasarımılandırılmıştır.
- 3) Geçiş tahkimatları: Bu tahkimatlar ayak motor başı ve kuyruk girişine konulan Tip2 tahkimat ünitelerinin yanına birer adet kurulmak üzere ayak içi tahkimatların birbiriyle uyumunu sağlamaktadır.
- 4) Ayak içi tahkimatları: Ayak içerisinde kullanılan tahkimatlar yürüyen hidrolik tahkimatlardır (Arıtan 2011).

### 2.1.1.4 Bant konveyör

Toplayıcı konveyör önüne montaj edilmek üzere tasarlanan bu konveyör 800 ton/saat kapasiteli, 50 metreye kadar kayış depolama ünitesine sahiptir. Ayak ilerledikçe bantlı konveyör kuyruğundan konsol üniteleri sökülerek, 50 metreye kadar bant kayışı çıkarılıp, bantlı konveyörü kısaltmak mümkündür (Arıtan 2011).

## 2.2 Performans Analizi

Literatür incelendiğinde; maden makineleri üzerinde yapılan performans ölçümleri için kullanılan performans ölçüm sistemi ile üretim yapılan işletme/ocakta kullanılan makinelerin performanslarının verimlilikleri analiz edilmektedir. Bu yöntemde; makinelerin performans incelemesi, makinelerin kullanım oranlarının hesaplanmasıyla mümkün olmaktadır. Bu sistemle sağlıklı bir performans ölçümü yapabilmesi için, incelenecek işletmede lüzumlu performans boyutlarının doğru olarak tespit edilmesi ve bu boyutların tamamının göz önüne alınması gerekmektedir. Performans ölçümü ile ilgili veriler, Ömerler Yeraltı Ocağı üretimi devam etmekte olan M8 panosundan 2012 yılı Temmuz-Aralık ayları arasında alınmış ve performans analizi yapılmıştır. Performans analizde, Çizelge 3'deki parametreler kullanılmıştır.

Çizelge 3. Kullanım oranları parametreleri.

Performans Parametresi	Teorik Genel Tanımı	Sisteme Uygulanışı
Fiziksel Kullanım Oranı	$[(\text{Makinenin net çalışma zamanı} + \text{Hazır halde bekleme süresi}) / \text{Çalışması planlanan süre}] \times 100$	$[(\text{Sistemin çalıştığı süre} + \text{İstihalsalden kaynaklanan duruş süresi}) / \text{Çalışması planlanan süre}] \times 100$
Mekanik Kullanım Oranı	$[\text{Makinenin net çalışma zamanı} / (\text{Makinenin net çalışma zamanı} + \text{Tamir ve bakım zamanı})] \times 100$	$[\text{Sistemin çalıştığı süre} / (\text{Sistemin çalıştığı süre} + \text{Arıza süreleri})] \times 100$
Efektif Kullanım Oranı	$(\text{Fiili iş süresi} / \text{Toplam süre}) \times 100$	$(\text{Sistemin çalıştığı süre} / \text{Çalışması planlanan süre}) \times 100$

### 3 MEKANİZE SİSTEMİN PERFORMANS ANALİZİ

Ocaktan alınan verilerle, sistemin kullanım oranı açısından performansı; fiziksel, mekanik ve efektif kullanım oranları kullanılarak yapılmıştır.

#### 3.1 Fiziksel Kullanım Oranı

Ocaktan, mekanize sistemin net çalışma zamanı (saat), hazır halde bekleme süresi ve çalışması planlanan süre (saat) alınarak fiziksel kullanım oran hesaplamaları yapılmış ve Çizelge 4'deki sonuçlar elde edilmiştir.

Çizelge 4. Fiziksel kullanım oranları.

Aylar	Çalışması Planlanan (Saat)	Net Çalışma Zamanı (Saat)	Hazır Halde Bekleme Zamanı (Saat)	Fiziksel Kullanım Oranı (%)
Temmuz	585.0	241.0	115.5	60.94
Ağustos	517.5	262.0	179.0	85.22
Eylül	562.5	222.5	105.0	58.22
Ekim	495.0	237.0	100.0	68.08
Kasım	585.0	375.0	32.5	69.66
Aralık	585.0	335.0	57.5	67.09

#### 3.1.1 Mekanize sistemin duruş süreleri

Ayak ilerleme miktarını düşüren, üretimin azalmasına sebep olan ve ocakta üretim çalışmalarını durduran sebepler aşağıda sıralanmıştır;

- 1) Mekanik arızalar,
- 2) İstihsal faaliyetleri,
- 3) Elektrik arızaları,
- 4) Bakım çalışmaları,
- 5) Hazırlık çalışmaları,
- 6) Resmi tatiller.

2012 yılı Temmuz- Aralık aylarına ait, ayak üretimine direk etkisi olan duruş saatleri Çizelge 5'de verilmiştir.

Çizelge 5. Duruşlar (saat).

Aylar	Duruş (Saat)
Temmuz	344.0
Ağustos	255.5
Eylül	340.0
Ekim	258.0
Kasım	210.0
Aralık	250.0
Toplam	1,657.5

Duruş süreleri incelendiğinde üretimi aksatan 4 çeşit duruşun aylık dağılımının Çizelge 6'daki gibi olduğu görülmüştür.

Çizelge 6. Duruşların aylık dağılımı (saat).

Arızalar	Temmuz	Ağustos	Eylül	Ekim	Kasım	Aralık	TOPLAM
Mekanik	203.5	47.0	218.5	137.5	162.5	169.0	938.0
İstihsal	115.5	179.0	105.0	100.0	32.5	57.5	589.5
Elektrik	25.0	29.5	16.5	20.5	15.0	23.5	130.0
TOPLAM	344.0	255.5	340.0	258.0	210.0	250.0	1,657.5

Çizelge 6'da mekanik arızalar sebebiyle oluşan duruş süresi, tüm duruş sürelerinin %59'unu oluşturmaktadır. Mekanik arızalar 4 mekanize sistem ögesinden meydana gelmektedir. Bunlar; bant konveyör, zincirli konveyör, kesici makine, tahkimat arızalarıdır.

Bu kadar yüksek orana sahip olan mekanik duruş süreleri araştırıldığında bu duruşlara sebep olan arızaların dağılımı Çizelge 7'deki gibi oluşmuştur.

Çizelge 7. Mekanik duruş sürelerinin dağılımı.

Arıza Türü	Aylar	Temmuz	Ağustos	Eylül	Ekim	Kasım	Aralık	TOPLAM
Bant Konveyör		65.0	8.0	106.5	65.5	62.0	68.5	375.5
Zincirli Konveyör		64.5	20.0	79.0	37.0	31.5	34.5	266.5
Kesici makine		7.5	19.0	11.5	12.0	6.0	7.5	63.5
Tahkimat		66.5	0.0	21.5	23.0	63.0	58.5	232.5
TOPLAM		203.5	47.0	218.5	137.5	162.5	169.0	938.0

Mekanik duruşa sebep olan; bant konveyör arızaları 375.5 saatle %40, zincirli konveyör arızaları 266.5 saatle %28, kesici makine arızaları 63.5 saatle %7 ve tahkimat arızaları 232.5 saatle %25'ini teşkil etmektedir.

Çizelge 7'de görüldüğü üzere, nakliye sistemlerinde oluşan arızalar tüm arızaların %68'i kadardır. Kesici makine ve tahkimat sistemlerinde oluşan arızaların süresi ise %32'lik bir orandadır.

### 3.2 Mekanik Kullanım Oranı

Mekanik verimlilik, herhangi bir işe özgü koşullarda çalışan donanımın ya da sistemin verimliliğin güvenilir olup olmadığını göstermektedir. Çalışmada, R ile ifade edilen tamir ve bakım süresi olarak; mekanik, elektrik vb. arızaların sürelerinin toplamı alınmıştır (Çizelge 8). Mekanik kullanım oranı; tamir ve bakım zamanlarına ve net çalışma zamanına bağlı olarak; Ağustos ayında en yüksek değere ulaşırken, %48.63'le Eylül ayında en düşük değeri görmüştür.

Çizelge 8. Mekanik kullanım oranları.

Aylar	Net Çalışma Zamanı (Saat)	Tamir ve Bakım Zamanı (Saat)	Mekanik Kullanım Oranı (%)
Temmuz	241.0	228.5	51.33
Ağustos	262.0	76.5	77.40
Eylül	222.0	235.0	48.63
Ekim	237.0	158.0	60.00
Kasım	375.0	177.5	67.87
Aralık	335.0	192.5	63.51

Buradan da görüleceği üzere; M8 panosunda performans analizi yapılan aylarda en fazla (235 saat) duruşla yani en fazla arıza ile Eylül ayı mekanik kullanım oranı en düşük ay olmuştur.

Mekanik kullanım oranının düşüklüğü, bir sistemin/makinenin eskimeden dolayı azalan performansının göstergesidir. Ayrıca fiziksel kullanım oranından düşük olması da tam kapasite kullanılmadığının bir göstergesidir. Mekanize sistemin mekanik kullanım oranı ortalama %61.46, fiziksel kullanım oranı ise %68.20'dir. Buradan da görüleceği üzere mekanize sistem tam kapasite ile kullanılmamaktadır.

### 3.3 Efektif Kullanım Oranı

Sistemin gerçekte üretim için kullanıldığı süre, efektif kullanım oranı ile hesaplanmaktadır. Efektif kullanım oranı ise;

$$EKO = (F/T) \times 100 \quad (5)$$

eşitliği hesaplanmaktadır (Çizelge 9). Burada;

- EKO : Efektif kullanım oranı (%)  
F : Fiili iş süresi (saat)  
T : Toplam süre (saat)

Çizelge 9. Efektif kullanım oranları.

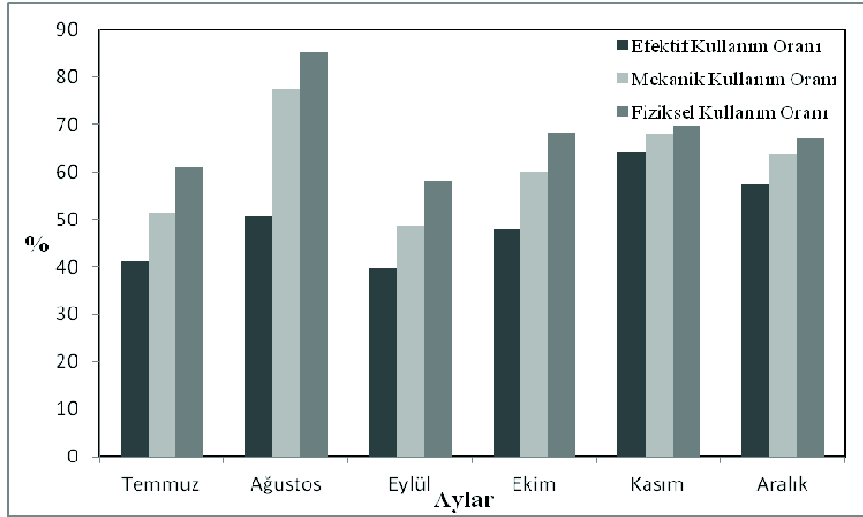
Aylar	Çalışması Planlanan (Saat)	Net Çalışma Zamanı (Saat)	Efektif Kullanım Oranı (%)
Temmuz	585.0	241.0	41.20
Ağustos	517.5	262.0	50.63
Eylül	562.5	222.5	39.56
Ekim	495.0	237.0	47.88
Kasım	585.0	375.0	64.10
Aralık	585.0	335.0	57.26

Çalışmada F ile ifade edilen fiili çalışma süresi olarak; tüm duruşlar çıktıktan sonraki sistemin net olarak çalıştığı süre alınmıştır. T ise; sistemin çalışabileceği teorik süre olan günlük 22.5 saatlik sürenin aylık bazdaki miktarı olarak alınmıştır.

### 3.4 Kullanım Oranı Sonuçları

Yapılan analiz sonucunda sistemin efektif kullanım oranı düşüktür. Buna göre, sistemin üretim için faydalı olup olmadığı, başka bir deyişle istenilen düzeyde üretim yapıp yapamadığı sorusuna cevap istenirse, çıkan sonuca göre sistem istenilen performansta çalışmamaktadır.

Çizelge 9 ve Şekil 2'ye bakıldığında, Eylül ayında efektif kullanımda bir düşüş görülmektedir. Bunun sebebi, anılan ayda oluşan arızaların artışından dolayı mekanize sistemin net çalışma saatinin düşmesidir. Ekim ayında tekrar yükselmeye başlayan efektif kullanım oranı Aralık ayında tekrar düşmüştür. Burada sebep yine sistemde oluşan arızalardır.



Şekil 2. Kullanım oranları.

## 4 SONUÇLAR

Yapılan performans analizi sonuçlarına göre; veriler, efektif kullanım oranlarının diğer kullanım oranlarına göre her zaman en düşük değerleri aldığı görülmektedir. Efektif kullanım oranının bu denli düşük çıkması ise; üretimin yapıldığı mekanize sistemin Garp Linyitleri İşletmesine ne kadar fayda sağlayıp sağlamadığını sorgulamamıza sebep olmuştur.

Fiziksel kullanım oranının mekanik kullanım oranından her zaman büyük olmasının sonucunda ise mekanize sistemin tam kapasite ile kullanılmadığı sonucuna varılmaktadır. Bu arızaların tespiti ve tamiri ise birkaç saati ile birkaç vardiya arasında değişmektedir.

Sistemde kullanım oranlarına göre performans analizi yapılırken, mekanik, istihsal kaynaklı, elektrik, bakım çalışmaları, hazırlık çalışmaları ve resmi tatil günlerinin oluşturduğu duruş süreleri olabileceği geçmiş senelerdeki kayıtlar incelenirken tespit edilmiştir. Yapılan çalışmada, mekanik, istihsal ve elektrikten kaynaklanan duruş sürelerinin etken olduğu görülmüştür. Bu arıza türlerinden özellikle mekanik arızalar toplamda 938 saatle öne çıkmaktadır.

Mekanik arızaların toplam duruşların %59'unu oluşturması mekanik kullanım oranının düşüklüğüne sebep olmaktadır. Mekanik arızalara sebep olan makine/donanım arızalarına bakıldığında; bant konveyör arızalarının %40'la öne çıktığı görülmektedir. Zincirli konveyör, kesici makine ve tahkimat arızalarının, arıza oranları ile bant konveyör arızalarını takip ettiği görülmektedir.

Bant konveyörde meydana gelen arızalara bakıldığında ise bant kopmalarının sıklıkla yaşandığı, motor, tambur arızalarının yaşandığı görülmektedir. Ayrıca bant eklenmeleri ve eksilmesi durumlarında ise şase arızalarının yaşandığı tespit edilmiştir.

Toplamda 266.5 saat ve %28'lik mekanik sebeplerle duruşa neden olan zincirli konveyör arızalarının, genellikle ayaktaki açı değişiklikleri sebebi ile meydana geldiği ve motor, kaplin arızaları, palet kırılması, zincir kopmaları gibi durumları meydana getirdiği görülmektedir. Bu arızaların giderilmesi de yine birkaç vardiyalık duruşlara neden olabilmektedir.

Kesici makinede oluşan arızalara bakıldığında ise; pompasında, elektrik sistemlerinde, kesici kollarında, kesici kafasında ve kesici uçlarda meydana gelen arızalar görülmektedir. Bu arızaların giderilmesi birkaç saat ile birkaç vardiya arasında değişmektedir.

Tahkimatlardaki arızalar incelendiğinde özellikle ana yol tahkimatında sıkışmalar, ayaktaki hidrolik tahkimatlarda ise ayağın açısının bozulmasından ileri gelen konektörlerinin şaseden kırılması, ana direk, itme pistonu arızaları gibi arızalar meydana geldiği görülmektedir. Tahkimat arızalarında sistem durmakta ve yine arızanın boyutuna göre tamir süresi, birkaç saat ile birkaç vardiya arasında değişmektedir.

Üretimden (istihsalden) kaynaklanan duruşlarda kömür nakil kelebesinin tıkanması, temiz su kesintisi, ana yol ve ayak içerisindeki tahkimat direklerine oluşan arızalar (sıkışma vb) sebebiyle tahkimatların ilerletilememesi vb. sebeplerden dolayı oluşan duruşlardır. İstihsalden kaynaklanan duruşlar (589.5 saat) performans üzerine menfi etki eden ikinci etken olarak karşımıza çıkmıştır.

Sonuç olarak sistemin performansını menfi yönde etkileyen etken olarak karşımıza duruşlar ve özellikle mekanik arızalar çıkmaktadır. Bu da bize sistemin kullanım süresi olan 10 yılın tamamlanması sonucunda sistemde ya tam bir revizyona gidilmesi gerektiği ya da devamlı arıza yapan mekanik sistem ekipmanlarda değişikliğe gidilmesi gerekliliğini ortaya koymaktadır.

## **5 TEŞEKKÜR**

Bu çalışma, Afyon Kocatepe Üniversitesi Bilimsel Araştırma Projeleri Koordinasyon Birimi'nden alınan 12.MUH.07 no'lu proje tarafından desteklenmiştir.

## **6 KAYNAKLAR**

Arıtan, A. E. 2011. *Garp Linyitleri İşletmesi Mekanize Sistem Performans ve Maliyet Analizleri*, Doktora Tezi, Dumlupınar Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Maden Mühendisliği Anabilim Dalı, (yayımlanmamış).

- Drucker, P. 1977. *Management; an Abridged and Revised Version of Management: Task, Responsibilities, Practices*, New York, Pan Books.
- Ergüler, G. K. 2007. Metal Madencilğinde Kullanılan Bazı Makinelerin Performans Analizi, *I. Maden Makineleri Sempozyumu*, Kütahya.
- TKİ, 2012. *Kömür Sektör Raporu*, Linyit (2011), Ankara.
- Yılmaz, M. 2008. *GLİ Ömerler Yeraltı Ocağı Mekanize Üretim Sisteminde Arka Kömürü Alınmasına Başlamada Uygun Kesim Aralığının Belirlenmesi*, Yüksek Lisans Tezi, Dumlupınar Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, (yayımlanmamış).





**TTK HAZIRLIK GALERİLERİ İÇİN UYGUN  
PATLATMA DÜZENLERİNİN ARAŞTIRILMASI**  
*INVESTIGATION OF OPTIMUM BLASTING PATTERNS  
FOR TTK DEVELOPMENT ROADWAYS*

Ö. Yılmaz

*Bülent Ecevit Üniversitesi, ZMYO, Madencilik ve Maden Çıkarma Bölümü,  
Zonguldak*

T. Ünlü

*Bülent Ecevit Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Zonguldak*

**ÖZET:** Bu çalışmada, öncelikle TTK Üzülmaz Müessesesi'nde seçilen bir yeraltı galerisinde uygulanmakta olan delme ve patlatma çalışmaları tasarım açısından detaylı olarak incelenmiş ve mevcut patlatma uygulamalarının eksik ve/veya hatalı yanları ortaya koyulmaya çalışılmıştır. Bu aşamadan sonra, daha önce Paşamehmetoğlu ve Bilgin (1990) tarafından TTK Asma İşletmesi için yapılan bir proje çalışması kapsamında önerilmiş olan delik düzenlerinin aynı galeri için uygulanabilirliği araştırılmıştır. Daha sonra, yapılan incelemeler ve gözlemler ışığı altında, mevcut donanım kullanılarak işletmedeki patlatma verimliliğini arttırmak amacıyla uygulanabilecek pratik çözümler irdelenmiştir. Son olarak elde edilen sonuçlar ve önerilere yer verilmiştir.

**ABSTRACT:** In this study, firstly, drilling and blasting applications that have been carried out at TTK Üzülmaz Coal Mine, were investigated by taking into account some important design parameters. Ineffective points in current drilling and blasting applications were determined. Then, the applicability of blasting design patterns suggested by Pasamehmetoglu and Bilgin (1990) for the development roadways driven at TTK Asma Coal Mine, has been investigated. Furthermore, practical solutions were sought to improve drilling and blasting applications conducted by the drilling equipment which are currently available at the mine. Finally, results of the investigation were summarised and recommendations were made for future investigations.

## **1 GİRİŞ**

Tünel veya galeri patlamaları ile basamak patlatmaları arasındaki ana farklılık, tünel patlatmaları tek bir serbest yüzeye doğru yapılırken basamak patlatmalarının iki veya daha çok serbest yüzeye doğru yapılmasıdır. Bu nedenle, tünel patlatmalarında çevre kaya daha fazla zorlanır ve kayanın yüzeyden ayrılabilmesi ve parçalanabileceği ikinci bir serbest yüzey oluşturulması zorunluluğu vardır. Başarılı bir patlatma tasarımının birinci ve en önemli görevi bu ikincil serbest yüzeyi oluşturmaktır. Bunu başarmak için ise orta çekme olarak adlandırılan delikler delinir. Orta çekme terimi, tünel arınında açılmış olan ve ilk olarak ateşlenen bir grup patlatma deliğini ifade etmekte olup, orta çekmenin temel amacı; tünel arınında geri kalan deliklerin rahatça genişleyebileceği ikincil bir boşluk oluşturmak ve geri kalan kayayı bu açıklığa doğru patlatmaktır. Herhangi bir serbest yüzey yoksa ya da oluşturulamamışsa, patlatma sırasında kayaç yerini terk edemeyerek kilitlenecek, donacak veya boğulacaktır. Bu nedenle, doğru bir patlatma tasarımı ilk öncelikle orta çekme delikleri ile başlamaktadır. Patlatma tasarımının son aşaması ise istenilen tünel kesit alanı çevresinde aşırı sökülme meydana vermeden patlatmayı gerçekleştirmektir.

Tünel patlatmalarından daha tehlikeli oldukları için, yeraltı kömür madenlerinde kullanılacak olan patlayıcı maddeler ve ateşleme sistemleri, kanun, tüzük ve yönetmelikler ile sıkı kurallara bağlanmıştır. Ülkemizde, yeraltı kömür madenciliğine özel delme ve patlatma uygulamalarını içeren maddeler sadece “84/8428 sayılı Maden ve Taş Ocakları İşletmelerinde ve Tünel Yapımında Alınacak İşçi Sağlığı ve İş Güvenliği Önlemlerine İlişkin Tüzük’te yer almaktadır. Bu maddeler incelendiğinde, Türkiye yeraltı kömür madenciliğinde patlayıcı madde kullanımı ile ilgili özel kuralların, oldukça sınırlı olduğu görülmektedir. Bu durum günümüzde gelişen patlayıcı madde veya delici makinelerle ilgili ihtiyaçları karşılamaktan oldukça uzak kalmaktadır.

Bu çalışmada, öncelikle işletmede uygulanan mevcut delme ve patlatma çalışmaları incelenmiş ve uygulamaların eksik ve/veya hatalı yanları ortaya koyulmaya çalışılmıştır. Bu aşamadan sonra, işletmede Paşamehmetoğlu ve Bilgin (1990) tarafından TTK Asma İşletmesi için yapılan bir proje çalışması kapsamında önerilmiş olan delik düzenlerinin uygulanabilirliği araştırılmıştır. Son olarak bu uygulamalardan yararlanarak işletmedeki mevcut donanım kullanılarak patlatma verimliliğini arttırmak amacıyla uygulanabilecek pratik çözümler irdelenmiş ve elde edilen sonuçlara yer verilmiştir.

## **2 İŞLETMEDEKİ MEVCUT PATLATMA UYGULAMALARI**

### **2.1 Deliklerin Delinmesi**

Zonguldak Taşkömürü Havzası’nda galeri ve lağım ilerlemesi çalışmalarında TTK Merkez Atölyesi Zonguldak (MAZ) tipi, darbeli delik delen martoperforatörler kullanılmaktadır. Kullanılan bu martoperforatörler sulu delik delen pnömatik makineler olup, 25 kg’lık matkapsız ağırlıklarıyla “ağır delici makina” sınıfına girmektedirler. Martoperforatör matkaplı şekilde doğal olarak daha da ağırlaşmakta ve bir işçinin bu delici makinayı arına itmesi çok zahmetli bir iş olmaktadır. Bu durum, aşağıdan yukarıya delinen deliklerde daha da zor bir hal almaktadır. Bu sorunun çözümü için basınçlı hava ile çalışan sehpa geliştirilmiştir. Sehpa iç içe

geçmiş silindirlerden oluşmaktadırlar. MAZ tipi sehpa, elle kumanda edilen, döner hava mandalı ile verilen basınçlı havanın pistonu itmesi sonucu çalışır. Bu sehpaların ağırlığı 10-13 kg, boyu 1,350 mm ve uzama miktarı ise 1,000 mm'dir.

İncelemeler sırasında tutulan kronometre sonucu bulunan delme hızları yaklaşık 4-5 dk/m civarındadır. İşletmede 1.6 m'lik burgu kullanılarak açılan delikler 6-8 dakikada, 2.4 m'lik burgu kullanılarak açılan delikler ise 9-12 dakikada delinebilmektedir. Buna göre örneğin, boyu 2.4 m olan burgularla 50 delikten oluşan bir patlatma düzenini bir sehpa martoperforatörle delme süresi yaklaşık 8 saat olmaktadır. Bu süre fiili vardiya çalışma süresinden fazla olup, böyle bir patlatma şablonunun tek bir seferde uygulanmasını zorlaştırmaktadır. Aynı anda iki martoperforatörle deliklerin delinmesi çözüm olarak kullanılabilir ancak bu durumda da işletmenin mevcut altyapısı yetersiz kalmakta ve gerekli hava ve su basıncı iki martoperforatöre birden ulaşmamaktadır. Bununla birlikte, aynı koşullar için boyu 1.6 m olan burgularla deliklerin delinme süresi yaklaşık 5 saat civarındadır. Bu süre bile mevcut donanım ve çalışma düzeniyle tam bir galeri atımının tek bir vardiyada yapılmasının çok zor olduğunu göstermektedir. Bu nedenlerden dolayı, işletmede halen yapılmakta olan patlatma uygulamalarında delikler 1.6 m'lik burgularla delinmekte ve arının orta ve çevre kısımları kademeli olarak iki aşamada patlatılmaktadır.

Gözlemlenen delik delme sürelerini kısaltmak için Jumbolar gibi ileri düzey gelişmiş delik delme makinalarının kullanımı çözüm olarak getirilebilir. Ancak 25-30 m gibi kısa uzunluktaki geçiş galerilerinde ileri düzey makinalar ekonomik ve pratik değildir. Bu tür makinaların kullanılacak galeri arınında kurulmaları ve sökülmeleri zaman alıcı ve zahmetli olmaktadır. Uygulaması biten bir galeriden başka bir galeriye taşınmaları da pratik olmamakta ve makine ömürlerinin azalmasına yol açmaktadır. Ayrıca B10 gibi dar kesitlerde ve eğimli galerilerde işletmedeki mevcut delici makinalar kullanıma uygun değildir. Deliklerin delinmesi işleminin uzun zaman alması nedeniyle, bu süreyi kısaltacak çözümler getirilmeden işletmede tam cephe veya uzun ilerlemeler kaydedilmesi mümkün görünmemektedir.

## **2.2 Delik Boyları ve Açıları**

İşletmede yapılan delme işlemlerinde genellikle delik boylarına yeterli özen gösterilmediği görülmektedir. Oysaki başarılı bir patlatma işlemi için delik dipleri daima aynı düşey düzlem üzerinde bulunmalıdır. Bu nedenle, ilerlemeler beklenenin altında olabildiği gibi, diğerlerine göre boyu uzun olan deliklerde, patlayıcı madde ve infilak dipte olduğundan kayanın örselenmesine yol açmakta ve bir sonraki atım için düzgün olmayan bir arın oluşmasına neden olabilmektedir.

Delik boylarının kısalığı ve açılarının gereğinden çok fazla olması özellikle tavan tarama deliklerinde görülmektedir. Bu duruma, tabanca sehpasından başka bir platform veya sehpa kullanılmaması yol açmaktadır. Tabanca sehpasının tek başına yeterli olmaması nedeniyle meydana gelen bu soruna, işletmedeki lağım ustaları ya bir önceki vardiyada orta çekme patlatmasından çıkan posta henüz alınmadan bunun üzerine çıkıp delik delerek ya da posta makinasının üzerine kamalar yerleştirilerek yapılan platform üzerine çıkarak, pratik çözümler getirmeye çalışmaktadırlar. Ancak her atımda bunları yapmak mümkün olmadığından tavan ve tavana yakın delikler gereğinden fazla yukarı meyilde ve diğer deliklere göre daha kısa uzunlukta

delinmektedirler. Bu durum tavanda kesitten fazla açılmalara ve ulaşılabileceğinden daha az ilerlemelere yol açmaktadır.

Delik açıları ise tamamen tecrübeye dayalı olarak, delikleri delen ustadan ustaya bağlı olarak değişmektedir. Orta çekme delikleri genel olarak içe doğru 15-20 derece eğimli olarak delinmeye çalışılmaktadır. Orta çekmeyi takip eden orta çekme genişletme deliklerinde ise bu açı 10-15 dereceye kadar düşmektedir. Bu rastgele verilen açılar deliklerdeki yük mesafelerinin sabit olmayıp sürekli değişmesine bu durum da patlatma etkinliğinin düşmesine neden olmaktadır. Örneğin arının bir tarafındaki kayaç iyi bir şekilde parçalanırken, arının diğer tarafında yük mesafesinin artmasından dolayı iri kaya parçaları çıkmaktadır. Bu durumla sık sık karşılaşılma olup genellikle lağım vardiyası sırasında daha önceki atımda çıkan iri kaya parçaları yarım veya bir adet dinamit kullanılarak patlatılmaktadır.

### **2.3 Kullanılan Patlayıcı Madde Cinsi ve Miktarı**

Yeraltı kömür madenlerinde kullanılacak güvenli patlayıcıların temel özelliği, infilak sırası ve sonrasında oluşan sıcaklık derecelerinin, diğer benzeri patlayıcılardan daha düşük olmasıdır. Bu özelliği sağlayan madde, grizu güvenli patlayıcı maddelerin içerisine katılan sodyum klorür tuzudur (NaCl). Sodyum klorür, ısı düşürücü, soğutma yapabilen ve hatta ateş kaynağı üzerinde, ince tuz taneciklerinden oluşan oksijensiz kabuk oluşturarak örtü görevi yapabilen özelliğe sahiptir (Erdil 2011).

Grizu güvenli dinamitlerin infilak ısı ve sıcaklıkları, diğer normal dinamitlerden oldukça aşağıdadır. Bununla birlikte, her ne kadar sıcaklık ve ısı değerlerinde olumlu yönde düşme sağlanmasına rağmen, patlayıcıdan elde edilecek enerji de düşmektedir. Çünkü tuz, yakıt özelliği olmayan ve tepkimeye girmeyen inert madde olması nedeniyle, patlayıcının birim miktarından elde edilecek enerjiyi olumsuz yönde düşürmektedir. Bu yüzden, özellikle taşa sürülen galerilerde atım verimi, diğer patlayıcılara göre daha düşük olmaktadır.

İşletmede patlayıcı madde olarak MKEK (Makine Kimya Enstitüsü Kurumu) tarafından üretilen nitrogliserin bazlı grizutin klorür dinamit kullanılmaktadır. İşletmenin grizu içeren bir yeraltı işletmesi olması nedeniyle bu durum teknik ve yasal bir zorunluluktur. Bu sınıftaki patlayıcılar kömür ayaklarında, taşa veya kömürde sürülen galerilerde kullanılabilirler. Ancak kömür tozlarından en az 15 metre uzakta patlatılması tavsiye edilmektedir (MKEK 2013).

İşletmede patlatma delikleri 1.6 m'lik burgularla delinmekte olup genel bir uygulama olarak bu delikler 3 adet dinamit kartuşu ile doldurulmaktadır. Ancak, ateşleyici ustanın tercihine bağlı olarak kayaç dayanımına göre 2 veya 4 adet dinamit kartuşu da kullanıldığı olmaktadır. Dinamit kartuşlarının peşine sulu sıkılama kartuşu deliğe yerleştirilmektedir. Geri kalan boşluk ise sıkılama çamuru ile doldurulup delikler ateşlenmeye hazır hale gelmektedir.

### **2.4 Kullanılan Ateşleme Sistemi**

Bilindiği gibi tünel patlatmaları kapsüle duyarlı patlayıcı madde kullanılarak yapılmaktadır. Grizu güvenli ateşleme sistemleri açık alev çıkarmayan, ısıyı tutmayan ve kolay yanmayan malzemedir yapılmış olmalıdır. 8 no'lu tahrip kapsülü +

emniyetli fitil, infilaklı fitil ve çok tüp esaslı kapsül sistemleri gibi genel ateşleme sistemleri ele alındığında, açık alev içermeleri nedeniyle yeraltı kömür madenlerinde kullanılamazlar. Bununla birlikte, elektrikli kapsül ve elektronik kapsüller ise patlatma deliğine kadar hiçbir açık alev içermedikleri için yeraltı kömür madenlerinde kullanılabilirler. Ancak bu kapsüllerin dış gövdeleri metanın ateşlenmesi için gerekli ısı kaynağı süresini asgariye düşürebilmek için hızlı ısı iletkenliğine sahip, ısıyı bünyesinde en az tutan özellikte veya yanarak ilave ısı enerjisi yaratmayan özellikte olmalıdır. Bu yüzden grizu güvenli kapsüllerin dış gövdesi hızlı ısı iletkenlik özelliğine sahip ve yanma sırasında ilave ısı üretme özelliği düşük olan bakır metalinden olmalıdır.

İşletmede MKEK tarafından üretilen grizu güvenli elektrikli kapsüller kullanılmaktadır. Bu kapsüller 6.85 mm çapında 53 mm boyunda bakır tüpler şeklinde üretilmektedir.

Gecikmeli kapsüller, deliklere aynı anda elektrik enerjisi verilmesine rağmen, deliklerin farklı zamanlarda patlatılmasını sağlayan kapsüllerdir. Gecikmeli kapsülün yapısı prensip bakımından diğer kapsüllerle aynıdır. Ancak, gecikmeli kapsüllerde, gecikmesiz kapsülden farklı olarak rezistans teli ile cıva fulminat arasında, kızgın tel köprüünün sıcaklığının cıva fulminata ulaşmasını geciktiren piroteknik esaslı bir geciktirme maddesi bulunmaktadır. Gecikmeli kapsül kullanımı durumunda bir aynada toplam patlama süresi 400 ms, delikler arası gecikme ise 125 ms gecikme süresi ile sınırlandırılmıştır (Erdil 2011).

## **2.5 Kullanılan Sıkılama Malzemesi**

Etkin bir patlatma işleminde göz önüne alınması gereken deşitirgelerden birisi de sıkılamadır. Sıkılama malzemesinin kullanımındaki temel amaç, delik içerisinde infilak eden patlayıcı maddenin açığa çıkardığı gaz ürünleri tutmaktır (Jimeno vd. 1995). TTK Üzülmez Müessesesi'nde sıkılama malzemesi olarak hem plastik sulu sıkılama kartuşları (PSSK) hem de sıkılama çamuru birlikte kullanılmaktadır.

Su sıkıştırılmaz bir malzeme olduğundan patlatmayla oluşan basınç su tarafından her yönde eşit olarak dağıtılmaktadır. Ayrıca statik su hızlı bir şekilde hareket ettirilemez olduğundan patlayıcının infilakıyla suyun üzerine hızlı ve ani bir etki yapıldığında (impact loading) delikten çıkma, fırlama ihtimali oldukça zayıf olmaktadır. Bu nedenlerden dolayı plastik sulu sıkılama kartuşlarında kullanılan su oldukça iyi bir sıkılama malzemesi olarak kabul edilir. Ayrıca, kullanılan su atım sonucu açığa çıkan tozun büyük bir kısmı bastırılmaktadır. Ateşlemelerden sonraki solunabilir ve toplam toz konsantrasyonları %50-70 arasında azalmaktadır. Genel olarak atımdan sonra ortama girme süresi 30-35 dakikadan 10-15 dakikaya düşmektedir (Özözen ve Ünver 1998).

Plastik sulu sıkılama kartuş malzemeleri alev geciktirici ve anti-statik özelliğe sahiptir. Özellikle grizulu ortamlarda yapılan patlatmalarda kullanılan malzemelerin elektro statik özyapıları güvenlik açısından son derece önemli olmaktadır. İşletmede 32 mm'lik patlatma deliklerinde 26 x 400 mm ebatlarında ve 300 cm<sup>3</sup> hacminde bir ucu eğri tipte plastik sulu sıkılama kartuşları kullanılmaktadır. Kartuşlar, delik dışında, çalışma alanında su ile doldurulduktan sonra şarjın arkasından deliğe yerleştirilerek sıkılama yapılmaktadır. Kartuşlar su ile doldurulduktan sonra,

ağızlarının tıkanması ise tırnaklı tapalarla kolayca yapılabilmektedir. Doldurulduktan sonra, her deliğe bir adet kartuş, sivri ucu dinamit lokumunun üzerine gelecek şekilde deliğe itilip sıkılır. Daha sonra patlatma deliğinde geri kalan boşluk çamur sıkılama malzemesi ile doldurularak delikler ateşlenmeye hazır hale getirilir.

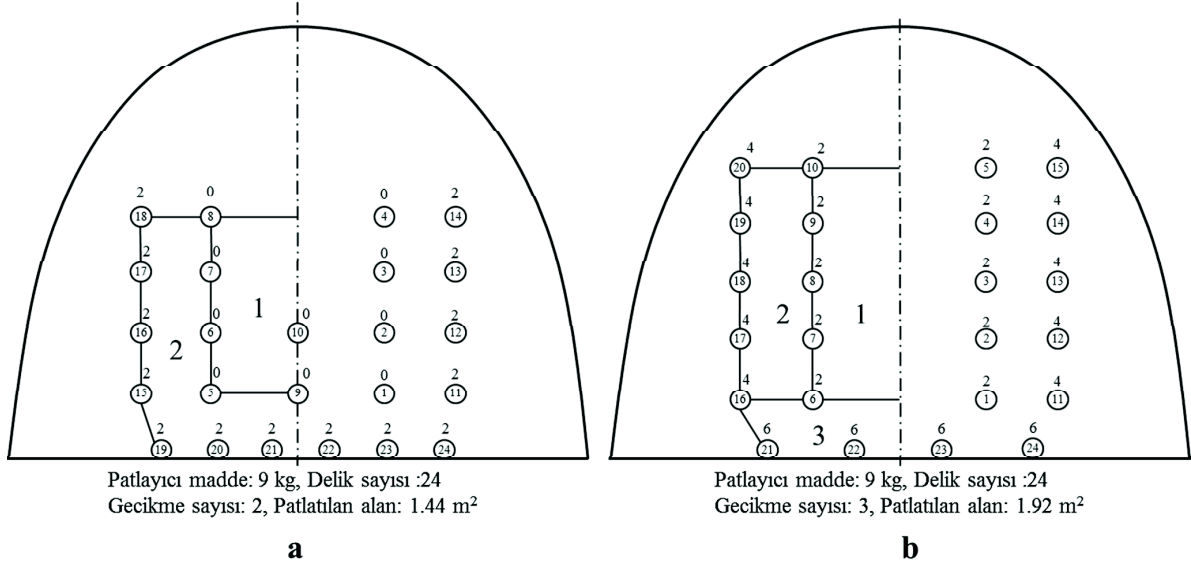
Çamur sıkılamaları her atım evresi öncesinde bir işçi tarafından elle yoğrulmuş hazırlanmaktadır. Bir miktar suyla nemlendirilerek macun formuna getirilen çamur, elle yoğrulmuş delik çapına uygun çapta ve ortalama 10-12 cm uzunluğunda olmak üzere atımdan önce hazırlanmaktadır. Delik başına kullanılan çamur sıkılaması ise delik boyuna göre 2-3 adet arasında değişmektedir. Çamur sıkılamasının hazırlanması için patlatma ekibinden en az bir işçi bu iş için ayrılmaktadır. Çamur kullanılarak yapılan sıkılama uygulaması klasik düzende (aşamalı veya tam kesit) gerçekleştirilen patlatmalar için yeterli olmaktadır. Bunun nedeni gerekli patlayıcı madde miktarının deliğin ancak yarısını işgal etmesi ve kalan yarısının sıkılama için yeterli olmasıdır.

## **2.6 İşletmede Mevcut Delik Düzenleri**

TTK Üzülmez Müessesesi'ndeki galeri patlatma işlemleri, önce V düzeninde orta çekip, arının geri kalanının da birkaç aşamada taranarak tam kesite ulaştırılması şeklinde yapılmaktadır. Yapılan gözlemlere göre, işletmede standart, yerleşik ve belirli bir delik delme düzeni olmayıp, galeri atımı (lağım) ustalara göre değişmektedir. Birkaç aşamada gerçekleştirilen patlatma işlemlerinde delici usta arına gelip bir önceki vardiyada yapılan işe göre kendi kararını verip, delikleri konumlandırmaktadır. Böylelikle açılacak olan arın, önce orta kısmı (orta çekme ve tarama delikleri) daha sonra ise işletmede bağ tarama olarak adlandırılan çevre kısmı (çevre delikleri) iki kademeli olarak patlatılmaktadır.

Delik düzenlerinin ustadan ustaya değişmesine bir örnek orta çekme uygulamalarından verilebilir. Aynı lağımda ve aynı cins kayada iki ayrı ustanın yaptığı orta çekme delikleri arasından bırakılan uzaklıklar birbirinden farklı olmaktadır. Bu durum toplam delik sayısı ve patlayıcı madde tüketiminin sürekli değişmesine yol açmaktadır. Delik aralıkları genellikle 40-60 cm arasında olup bu değer tamamen göz kararı olarak arının o anki şekli ve kaya yapısına bağlı bir şekilde belirlenip gerçekleştirilmektedir.

Delik düzenlerine ilişkin bir diğer gözlem ise orta çekme bölgesi boyutu ile ilgilidir. Bilindiği gibi orta çekmenin başarıyla ve gereğince yapılması arının kalan bölümünün en uygun sayıda delik ve patlayıcı madde ile patlatılabilmesi için ön koşuldur. Mevcut uygulamalarda orta çekme bölümünün alanı neredeyse her patlatmada bir birinden farklı ve yaklaşık olarak 1 ila 1.5 m<sup>2</sup> arasındadır. Bu durum serbest yüzey azlığı ve ortamın sıkışık bir konumda çekilmesi anlamını taşımakta olup, ya delik veriminin düşmesine, ya da olması gerekenden fazla patlayıcı madde tüketilmesine neden olmaktadır. Şekil 1'de farklı zamanlarda kaydedilmiş iki farklı patlatma şablonunun bir kıyaslaması sunulmaktadır.



Şekil 1. Farklı zamanlarda kaydedilmiş iki farklı patlatma şablonu.

Şekil 1'de görülebileceği gibi, her iki patlatma şablonunda da eşit miktarda delik delinmiş ve yine eşit miktarda patlayıcı madde kullanılmıştır. Ancak, Şekil 1a'da verilen orta çekme şablonunda, delikler tabanda gereksizce artırılmış ve ilaveten orta çekme bölgesine yardımcı delikler delinmiş olup, yetersiz gecikme kullanılmıştır. Şekil 1b'de verilen orta çekme şablonunda ise aynı miktarda patlayıcı maddeyle çok daha geniş bir bölgenin patlatıldığı görülmektedir. Patlatma sonrası galeri arını incelendiğinde bu atımın daha etkin bir şekilde orta bölgeyi aldığı gözlemlenmiştir.

Orta çekmeye ilişkin olarak gözlenen bir diğer husus orta çekme bölgesinin yeridir. Halen orta çekme tabandan itibaren başlamakta olup, bu nedenle orta çekme deliklerinden alttakiler aşağıya doğru meyilli olarak delinmektedir. Gerçekte, orta çekmenin adından da anlaşılacağı gibi arının ortasına yakın olması gerekmektedir. Bu yanlış uygulamanın başlıca sakıncalarından birisi alt taraftaki aşağı meyilli deliklerden yukarı doğru fırlayan taşların bağları bozabilme olasılığıdır.

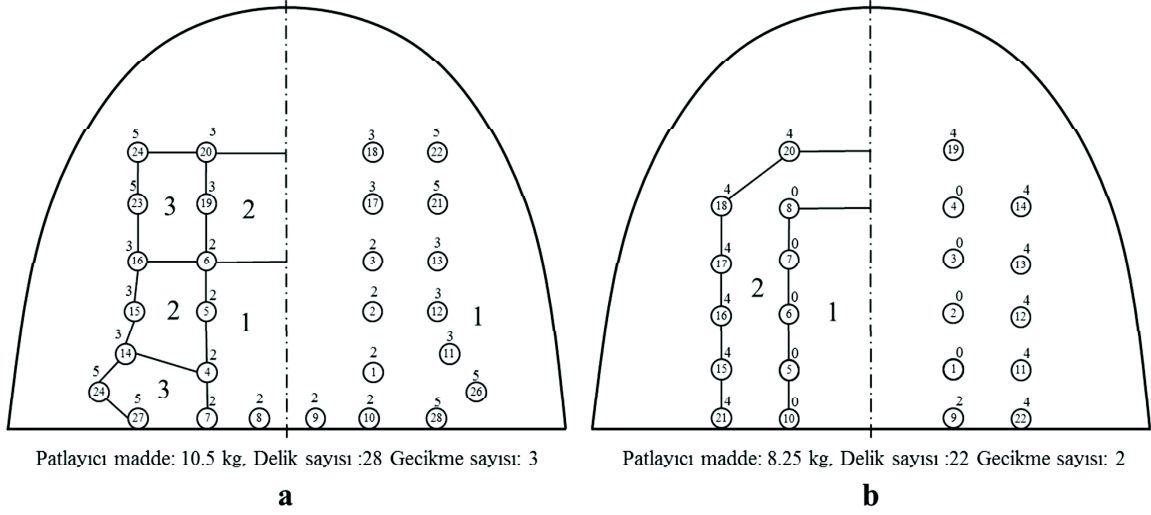
Bir diğer husus da, alttaki orta çekme delikleri sıkışık konumda olduklarından bunlara konulacak patlayıcı madde miktarını artırılması gerekir. Bu yapılmadığı takdirde beklenen ilerleme sağlanamaz. Şekil 2'de orta çekme bölgesi tabandan itibaren başlayan farklı tarihlerde kaydedilmiş patlatma şablonları verilmektedir.

Şekil 3'de ise patlatma şablonu Şekil 2.a'da verilmiş olan atımının patlatma sonrası çekilmiş bir fotoğrafı sunulmaktadır. Şekil 3'den de görülebileceği gibi, patlatma anında, özellikle ilk sırada patlatılan taban deliklerinden fırlayan taşlar bağ tavanına oldukça hasar vermiştir.

## 2.7 Patlatma Şekli ve Sırası

İşletmede patlatmalar gecikmeli kapsüller kullanılarak yapılmaktadır. Diğer bütün patlatma değiştirgeleri gibi bu işlemde de belirgin düzen mevcut değildir. Kullanılacak gecikme sayısı patlatmayı yapacak ateşleyiciden ateşleyiciye göre farklılık göstermektedir. Bu farklılıkların bir diğer nedeni de işletmede o anki mevcut gecikmeli kapsül stoklarının sürekli değişmesidir. Bu durumda ateşleyici usta

stoklarda var olan gecikmeli kapsülleri ocağa indirmektedir. Ayrıca, ateşleyici usta patlatma yapacağı galeri arınına gelmeden önce, o günkü iş tertibi gereğince başka yerlere uğrayarak patar atma veya genişletme çalışmaları gibi ufak patlatma işlemlerinde elindeki kapsüllerden bazısını kullanmaktadır. Bütün bu nedenlerden dolayı, galeri arınına gelen gecikmeli kapsül çeşidi ve sayısı her atımda farklılık göstermektedir.



Şekil 2. Orta çekme bölgesinin galeri tabanından başladığı patlatma tasarımları.

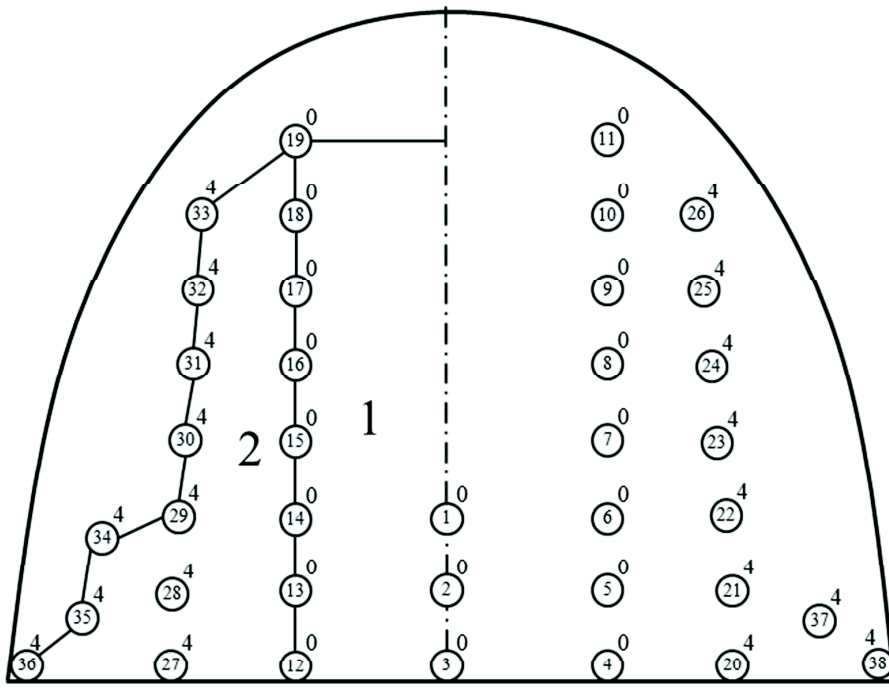


Şekil 3. Patlatma sonrası galeri arınının görünümü (Şekil 2a şablonu için).

Delikleri delen ekiple ateşleme yapan ekip arasında koordinasyon eksikliği olmasından dolayı, ateşleyici ekip deliklerin delinmesi esnasında veya delikler delindikten sonra arına gelerek elindeki kapsül çeşidi ve sayısına göre kendi kararını verip, delikleri doldurmaktadır. Bu durum bazen ideal olmayan ateşleme düzenlerinin oluşmasına sebebiyet vermektedir. Örneğin; sadece orta çekme delikleri en küçük numaralı kapsül ile patlatılması gerekirken bazı durumlarda orta çekmenin üzerindeki



ve altındaki deliklerde orta çekme delikleriyle aynı anda patlatılmaktadır. Bazı durumlarda ise gecikme çeşidi (numarası) sayısı delinen delik sayısına göre yetersiz kalmakta, bu durumda ise peş peşe patlatılması gereken delik sıraları aynı anda patlatılmaktadır. Şekil 4’de gecikme kapsül numaralarındaki yetersizlik nedeniyle orta çekme ve diğer yardımcı deliklerin birlikte patlatıldığı bir delik şablonu sunulmaktadır.



Patlayıcı madde: 14.25 kg, Delik sayısı :38 Gecikme sayısı: 2

Şekil 4. Orta çekme ve diğer yardımcı deliklerin birlikte patlatıldığı bir delik şablonu.

Şekil 4’de verilen patlatma şablonunda, 7-10 ve 15-18 numaralı delikler asıl V tipi orta çekme deliklerini oluşturmaktadır. Orta alanda bulunan diğer delikler ise aslında orta çekme genişletme delikleri olup aslında bu deliklerin belirli bir sıraya göre patlatılması gerekmektedir. Şekil 5’de bu delik şablonu kullanılarak yapılan patlatma sonrasındaki galeri arınının bir görünüm sunulmaktadır. Bu şekilden de görülebileceği gibi, tabandan itibaren başlayan orta çekme delikleri, yetersiz sayıda gecikme numarası kullanımı ve birçok delik gurubunun birlikte patlatılmasından kaynaklanan olumsuzluklardan dolayı galeri arınına en yakın bağ bir hayli zarar görmüştür. Ayrıca, patlatılan kaya parçalarının sistemli bir patlatma sırasıyla birbirine çarptırılarak parçalanmadığı bu durumda, patlatma sonrası birçok iri kaya parçası çıkmıştır. Bu iri kaya parçaları çıkan postanın nakliyesini zorlaştırmakta ve galeride yapılması gereken diğer çalışmaları yavaşlatmaktadır.

Kapsül ve patlayıcı madde miktarında yaşanan bu olumsuzluklardan dolayı, ateşleyici usta elindeki patlayıcı madde (dinamit) ve kapsül miktarına göre delikleri mümkün olduğunca doldurmakta, nadiren de olsa delinen bir veya birkaç deliği doldurmadan bırakma zorunda kalmaktadır. Bununla birlikte bazı durumlarda, kapsül ve dinamit sayılarının delinen delik sayılarına göre fazla geldiğini de söylemek gerekmektedir. Bu durum ateşleyici elinde kalan dinamit ve kapsülleri sayarak ocak çıkışında gerekli

birime teslim etmektedir. Doldurulan delikler ateşleyici usta tarafında birbirine seri olarak bağlanarak kontrolü yapılmakta ve arını en son ateşleyici terk etmektedir.



Şekil 5. Patlatma sonrası galeri arınının görünümü.

## 2.8 Genel Değerlendirme

İşletmede, patlatma deliklerini delen delici usta ve deliklerin doldurulup ateşlenmesinden sorumlu ateşleyici ustanın yaptıkları çalışmalar gözlenmiş ve bu patlatmalara ait ayrıntılı kayıtlar tutulmuştur. Tutulan bu bilgiler ışığında, patlatma sonrası net ilerleme/delinen delik boyu oranı olan delik verimi ve galeri kesiti ve cidarının durumu gibi etmenler incelenmeye çalışılmıştır. Bu gibi değerlendirmeler yapılırken ayrıca, yer sarsıntısı ölçümleri de gerçekleştirilmiştir.

İnceleme çalışmalarında yapılan gözlemlerde delik veriminin %70 ila %80 arasında değiştiği, genellikle de %75 civarında olduğu gözlemlenmiştir. Literatüre bakıldığında delik veriminin başarılı bir patlatma için %95 olması gerektiği ve bu değerlerin %90'dan az olmaması gerektiği vurgulanmaktadır.

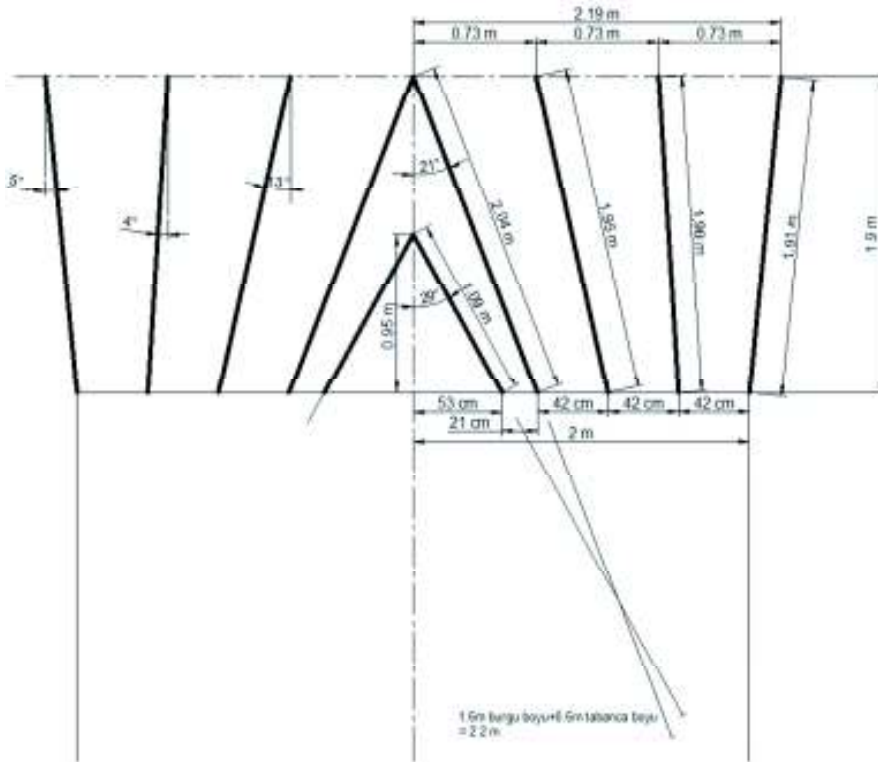
Yapılan gözlemlerde genellikle tavan tarama deliklerinin gerektiğinden daha fazla yukarı meyilde delindikleri görülmüştür. Bu nedenle istenilen kesitten büyük açılmalar tavanda sıkça görülmektedir. Bununla birlikte, uygulama yapılan kaya birimi sağlam kumtaşı olduğundan, gerek yan duvarda gerekse tavanda büyük boşluklar seyrek bir şekilde oluşmaktadır.

Genellikle yapılan patlatmalardan yaklaşık 5-10 dk sonra galeri arınına girmek mümkün olmaktadır. Ancak, açılan galeri uzunluğu arttıkça, üfleyici havalandırma (vantüp) galeri arınına yakın bölgede olduğundan, galeri arınına ulaşmak için patlatma sonrası açığa çıkan insan sağlığı için zararlı zehirli gazların içinden geçmek durumunda kalınmıştır. Bu gibi durumlarda en az yarım saat kadar beklemek gerekmektedir. Ancak, işletmede çalışan işçilerin ve galeride gerçekleştirilen çalışmalara yardımcı olan teknik ekibin ocaktan çıkmak için belirli bir saatte kuyu dibinde olmaları gerektiğinden havalandırma için gereken bu süre beklenememiştir. Bu koşullar altında galeri arınına ulaşıldığında hafif bir toz bulutu altında gözlemler yapmak mümkün olmasına karşın patlatma sonrası galeri arınına fotoğrafını çekmek

her zaman mümkün olmamıştır. Bu duruma ortamın karanlık olması ve dolayısıyla gerekli olan ışığın azlığı ve flaş kullanılması halinde ise açığa çıkan yüksek ışığın toz bulutunun üzerinde patlaması gibi teknik nedenler gösterilebilir.

### 3 İŞLETMEDE UYGULANAN FARKLI PATLATMA ŞABLONLARI

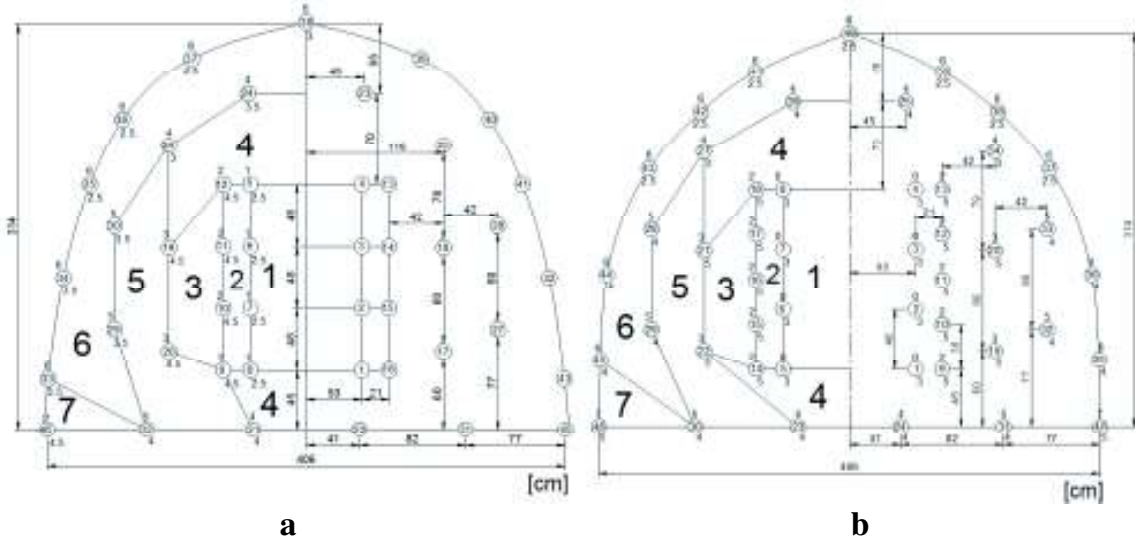
Orta çekme bölgesi boyunun belirlenmesinde en önemli değişirge bilindiği gibi kullanılan patlayıcı madde (kuvveti ve delik doldurma yoğunluğu) cinsidir. Gustafsson (1973), işletmede halen kullanılmakta olan grizutin klorür tipte patlayıcı madde için orta çekme bölgesi yüksekliğinin 1.4 x 1.4 m boyutunda olması gerektiği tavsiye etmektedir. Orta çekme bölgesi genişliğinin belirlenmesindeki önemli unsurlar ise V tepe açısı ile ilerleme yani atım mesafesidir. V tipi orta çekmeli patlatma düzeninde yeteri kadar patlayıcı madde tüketimi ile başarılı şekilde orta çekilebilmesi için, orta çekme tepe açısının  $60^\circ$  olması önerilmektedir. Bu durumda orta çekme genişliği de 1.4 m olmaktadır. B10 kesitli bir galeri için tepe açısı  $60^\circ$  alındığında bir atımda ulaşılabilecek ilerleme 1.3 m ile sınırlı olduğundan, Paşamehmetoğlu ve Bilgin (1990) yaptıkları patlatma tasarımında çift V içeren bir orta çekmeli düzeni geliştirmişlerdir. Bu tasarımda, kaya birimine bağlı olmaksızın orta çekme deliklerinden birinci V  $29^\circ$ , ikinci V  $21^\circ$  yarı-tepe açısı ile delinmektedir. Şekil 6'da bu delik şablonu galeri plan görünüşü üzerinde sunulmaktadır.



Şekil 6. Çift V'li delik şablonu plan görünüşü (Paşamehmetoğlu ve Bilgin 1990).

Bu tasarımda, B10 galeri genişliğinin yeterli olmaması sebebiyle ikinci V delikler önce 1.6 m'lik matkap ile delinmekte, sonra 2.4 m'lik matkap deliğe sokulup, tabanca daha sonra takılarak 2.04 m'ye derinleştirilmektedir. Ayrıca birinci ve ikinci V delik açıları kaya biriminden bağımsız olarak tasarlanmış ise de bu deliklere konulan patlayıcı madde miktarı kaya cinsine ve yapısına göre belirlenmiştir.

Şekil 7’de araştırmacıların zayıf ve sağlam kumtaşı birimleri için önermiş oldukları delik şablonları sunulmaktadır. Delik numaralarına göre her deliğe konulması gereken gecikmeli kapsül numarası ve patlayıcı madde kartuş adetleri şekil üzerinde belirtilmiştir. Sağlam kumtaşında açılacak B10 kesitli bir galeride, grizutin klorür gibi düşük kuvvetli ve düşük yoğunluklu bir patlayıcı madde kullanarak 42° V tepe açısı ile orta çekme mümkün olmadığından araştırmacılar tarafından orta çekme delikleri ikinci V için her sırada birer artırılarak 10’a çıkarılmıştır. Orta çekme başarıyla gerçekleştirildikten sonra tarama kolay olduğundan tarama delik sayısı zayıf kumtaşı ile aynı sayıda tutulmuş, fakat deliklere konulacak patlayıcı madde miktarları artırılmıştır.



Şekil 7. Zayıf (a) ve sağlam (b) kumtaşında, B10 kesitte açılacak galeride delik konumları (Paşamehmetoğlu ve Bilgin 1990).

Paşamehmetoğlu ve Bilgin (1990) tarafından TTK Asma İşletmesi için yapılan bu proje kapsamında, araştırmacılar tarafından galeri genişliği, delici donanım boyutları ve V tepe açısının orta çekme delikleri boyuna ve dolayısıyla teorik ilerleme miktarına (1.3 m) getirdiği sınırlama, iç içe iki adet V çekmekle aşılmış ve net ilerleme 1.9 m’ye kadar çıkarılmıştır. Araştırmacılar tarafından çift V’li düzende yapılan denemelerde, ilerleme miktarının hiçbir zaman %90’nın altına düşülmediği rapor edilmiştir.

Bu çalışma kapsamında, Paşamehmetoğlu ve Bilgin (1990) tarafından önerilen çift V’li orta çekme tasarımının denemeleri için, öncelikle sadece orta çekme bölgesinin patlatılıp sonuçlarının denenmesi amaçlanmıştır. Ancak pratikte ocak şartları (vardiya düzeni ve iş akışı gibi etmenler) bu durumun değişmesine neden olmuştur. Bu nedenden dolayı ilk önce Paşamehmetoğlu ve Bilgin (1990) tarafından zayıf kumtaşı için önerilen çift V’li orta çekme delikleri işletmede rutin olarak uygulanan tarama delikleriyle (42 cm aralıklı) birlikte delinmiştir. Çevre delikleri ise patlatmanın yapılacağı vardiyadan bir önceki vardiyada 2.40 m’lik burgularla tamamen delici ustanın tercihine göre delinmiştir. Bu delik düzeninde Paşamehmetoğlu ve Bilgin (1990) tarafından zayıf kumtaşı için önerilenden daha fazla delik delinmiş ve daha fazla patlayıcı madde kullanılmıştır. Buna neden olarak galerinin eğimli olması nedeniyle tabanda ve de tarama kısmında fazladan delinen delikler gösterilebilir.

Denenen bu patlatma şablonu sonucunda, orta çekmenin iyi bir şekilde çalıştığı ancak tarama ve çevre deliklerinin başarısız olduğu görülmüştür. Buna neden olarak kullanılan patlayıcı madde miktarının bu kaya yapısını kırmak için yetersiz kaldığı gösterilebilir. Bu denemelerde, 1 başlık kısım tamamen patlatılmış 2. başlık kısmın ise sadece orta kısmı alınmıştır. Bu denemeden sonra, durumu basitleştirerek sadece orta çekme denemesi yapılmaya karar verilmiş ve Paşamehmetoğlu ve Bilgin (1990) tarafından sağlam kumtaşı için önerilen çift V'li orta çekme düzeni ilgili arında tekrar denenmiştir. Bu patlatma uygulamasında, dış sıradaki 2.10 olması gereken delikler, delici burğu tamamen kullanılarak 2.4 olarak delinmiştir. Delik açıları istenilen açıda tam olarak verilemediğinden bu delikler arın içinde birbirini kesmemektedir. Ayrıca, düz olması gereken orta çekmenin üst bölgesindeki delikler tavana doğru meyilli olarak delinmiş, aşağıdaki deliklerde de aksine aşağı meyilli olarak delinmişlerdir. Bu durumda deliklerin yük mesafesi istenilen seviyede olmamaktadır. Bütün bu olumsuzluklara rağmen, bu deneme sonunda 2.15 m'lik bir ilerlemede galeri orta kısmı başarıyla patlatılmıştır.

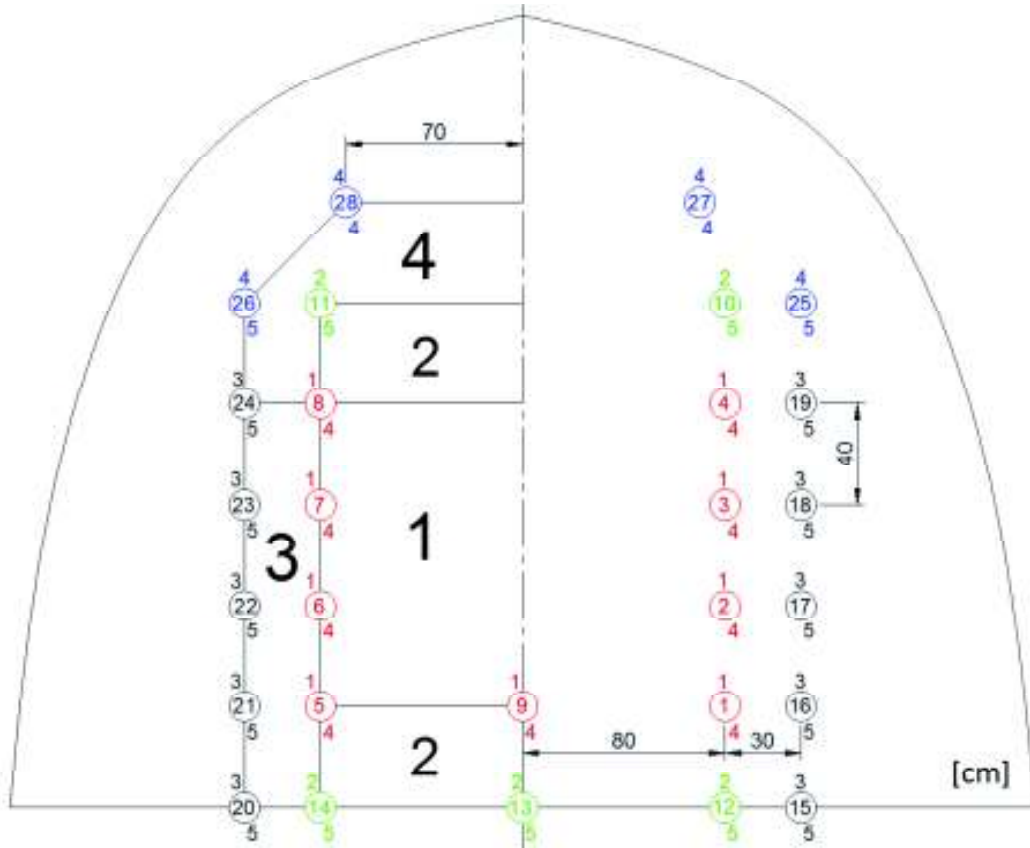
Sadece orta çekme kısmı patlatıldığı zaman, bir sonraki vardiya fazla miktarda patlatılacak kısım kaldığı için hem tarama, çevre deliklerini delemek ve patlatacak hem de bağ kuracak zaman kalmamaktadır. Bu yüzden sadece orta çekme kısmının patlatılması ocaktaki iş akışını düzenini çok etkilemektedir. Bu nedenle, başarı sağlanan bu denemeden sonra orta çekme bölgesini biraz genişleterek üst ve taban kısmının patlatıldığı bir başka deneme daha yapılmıştır.

Bu patlatmada 2.40 m'lik burğu ile delikler olması gerekenden uzun delindiği için biraz yana kaydırılarak deliklerin düzgün açı verilerek arın içerisinde kesişmesi sağlanmıştır. Bu patlatma sonrasında da orta çekmenin başarıyla çalıştığı sonucuna varılmış ve bu kaya birimi için çift V'li 18 delikten oluşan bu orta çekme şablonunun (Şekil 7.b) 2 m'ye kadar ilerlemeyi rahatlıkla sağlayabildiği görülmüştür. Sonuç olarak, olumlu ve olumsuz etkiler birlikte değerlendirildiğinde, uygulama yapılan galeri için çift V'li bu orta çekmenin başarılı bir şekilde uygulanabileceği sonucuna varılmıştır.

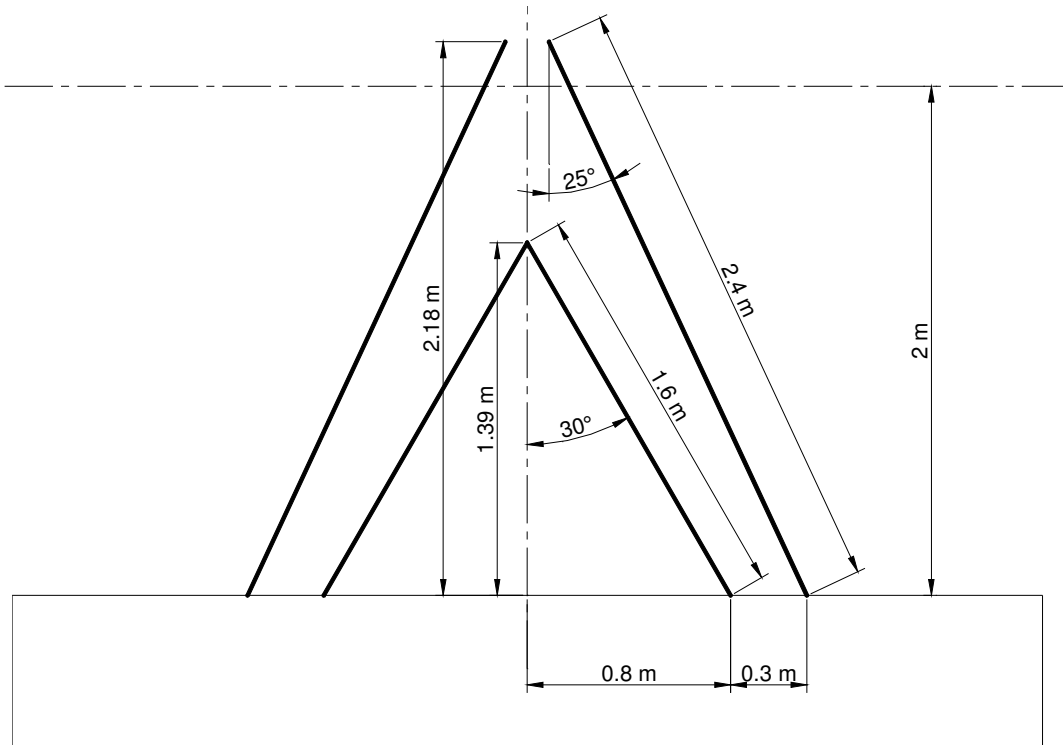
Özetlemek gerekirse, işletmede yapılan gözlemlerde genel olarak, delici ekip tarafından delici burğu boylarının her seferinde tamamının kullanılması ve bir vardiyada delinebilecek delik sayısı ile mümkün olduğunca geniş bir orta çekme-tarama bölgesinin patlatılması ve dolayısıyla da bir sonraki vardiyaya sadece bağ tarama ve tahkimat işlerinin kalması istenmektedir. Bu gibi nedenlerden dolayı kullanılan burğu boylarına göre yeni bir değiştirilmiş orta çekme tasarımı yapılmıştır. Şekil 8'de önerilen bu yeni çift V'li patlatma şablonunun delik düzeni, Şekil 9'da ise bu şablonun plan görünüşü sunulmaktadır. Tasarlanan bu şablona, ocakta çalışanlar tarafından fazladan yardımcı delikler eklenmiş ve son halini almıştır. Denenen bu patlatma şablonu ile 2 m'ye kadar ilerleme başarıyla sağlanmıştır.

#### **4 SORUNLAR VE ÇÖZÜM ÖNERİLERİ**

TTK Üzülmez Müessesesi için, B10 kesite sahip, kumtaşı kaya biriminde açılan eğimli galerilerde (10-15 derece) yapılan patlatma uygulamalarında gözlemlenen sorunları ve bu sorunlara getirilebilecek önerileri özetlemek gerekirse aşağıda verildiği gibidir;



Şekil 8. İşletme için yeniden hazırlanmış 2 m ilerlemeli delik şablonu.



Şekil 9. Burgu boyları tamamen kullanılarak hazırlanan delik şablonunun kesit görünüşü.

Delici matkabın tüm uzunluğu her seferinde kullanıldığından eğimli delinen delik boyları galeri arınına dik uzaklıkta hiçbir zaman aynı mesafede olmamaktadır. Bu da patlatma sonrası düzgün olmayan galeri arını oluşmasına neden olmaktadır. Düzgün olmayan galeri arını da patlatma deliklerinin istenilen yerden delinmesini bir hayli güçleştirmektedir. Bu nedenle delikler arzu edilen yerden 10 cm'e kadar sapmakta bu da delik şablonunun aslında tamamen değişmesine neden olmaktadır.

Delinen delikler hiçbir zaman birbirine paralel olmayıp, üst delikler yukarıya doğru, alt delikler ise aşağıya doğru meyilli olarak delinmektedir. Bu durum aşırı sökümlere neden olabildiği gibi, orta çekme gibi hassas bölgelerde deliklerin yük mesafesinde değişmelere neden olarak orta çekme etkinliğinin azalmasına da neden olmaktadır. Deliklerin yatay açıları istenilene yakın bir düzeyde başlatılmış olsa da delme esnasında bu açıdan saparak 7-8 derecelik sapmalar olabilmektedir. Elle yapılan bu delme işlemlerinde, istenilen açıyı verme işlemi tamamen deliği delen ustanın maharetine kalmış olup aynı standardı sağlamak oldukça zordur. Tasarlanan orta çekme şablonundaki ufak tefek sapmalar, yer değiştirmeler ve hatta patlayıcı miktarlarındaki değişiklikler kısa atımlar söz konusu olduğunda patlatma verimini pek etkilememektedir. Bu yüzdendir ki, uygulama yapılan sahada mevcut düzen bir şekilde işlemektedir. Ancak daha verimli bir patlatma elde etmek için daha hassas bir çalışma yapmak gerekmektedir. Çünkü uzun atımlarda tasarlanan delik düzenlerinden sapmalar patlatma verimini büyük ölçüde etkilemektedir.

İşletmedeki mevcut donanıyla deliklerin delinme süreleri oldukça zaman alıcı bir işlemdir. Hatta çevre delikleri bir önceki vardiyada delinmiş olsa bile, 2.40 m'lik burgularla tam bir galeri atımı için, deliklerin delinmesi ve doldurulmaya hazırlanması işlemi 1 vardiya süresinden fazla olmaktadır. Aynı anda iki martoperfaratör kullanılması delik delme süresini kısaltacak bir çözüm gibi gözükse de, mevcut alt yapı buna izin vermemektedir. Delik delmek için gerekli olan hava ve su basıncı yetersiz kalarak bir makineye etkisiz kılmaktadır. Ayrıca, B10 gibi dar bir kesitte (genişlik 4-3.8 m) iki delici rahatça kullanılamamakta ve işçiler arasında sürekli koordinasyon eksikliği yaşanmaktadır.

İşletmede yasal mevzuat gereği kullanılan patlayıcı maddenin kuvveti ve yoğunluğu oldukça düşük olup, patlatma tasarımı yapmayı bir hayli zorlaştırmaktadır. Ayrıca, bu patlayıcı kullanılması halinde bazı deliklerde delik boyunun yarından fazlasının doldurulması gerekliliği de yasal mevzuata aykırılık oluşturmaktadır. Tam cephe bir patlatma şablonu için gerekli olan gecikmeli kapsül çeşidi adedi her zaman istenilen düzeyde olamamaktadır. Önceden söylene bile ateşleyici ustanın tedarik edip yanında getirdiği gecikme sayısı istenilenden farklı olabilmektedir. Bu durumda ateşleme sırasına arında yeniden karar verilmek durumunda kalınmaktadır. Tam cephe bir patlatma şablonu için gerekli olan patlayıcı madde (dinamit) miktarı yasalar gereği bir ateşleyici ekip tarafında taşınamamakta, bu durumda iki ya da 3 ekip tertip edilmek durumunda kalınmaktadır. Ayrıca, deliklerin delinmesi sırasında geçen süre içerisinde ateşleyici ekip bazen ocaktaki ufak tefek patlatma işlemlerini yapmakta bu nedenle arına geldiğinde dinamit sayısı (patlayıcı madde miktarı) bazı durumlarda yetersiz kalmaktadır. Bu durumda, kimi patlatma delikleri 1 dinamit eksik doldurularak patlatma yapılmakta bu durumda da patlatma etkinliği azalmaktadır.

## **5 SONUÇLAR**

İşletmede mevcut alt yapı, galeri atımlarının ancak 1 bağ kuracak şekilde yapılmasına olanak sağlamaktadır. 2.40 m'lik burgularla tam başarılı bir patlatma yapılsa bile deliklerin delinmesi, postanın kaldırılması ve tahkimatın kurulması işi vardiya ekiplerine uygun bir şekilde dağıtılamamakta bu da sorunlara neden olmaktadır. Bu çalışmada, işletme açısından bakıldığında, mevcut alt yapı ve diğer sorunlar iyileştirilmedikçe atım mesafesini artırmanın yararsız olacağı sonucuna varılmıştır.

## **6 TEŞEKKÜR**

Yazarlar, bu çalışmanın gerçekleştirilmesinde emeği bulunan TTK Üzülmüş Müessesesi'ne, aynı işletme Hazırlıklar Baş Mühendisi Birol KARAÇAM'a ve Üzülmüş Müessesesi çalışanlarına teşekkürü bir borç bilir.

## **7 KAYNAKLAR**

- Erdil, M. 2011. Türkiye Yeraltı Kömür Madenlerinde Kullanılan Patlayıcı Maddeler ve Yaşanan Grizu Kazalarındaki Olası Etkileri, *Türkiye 22. Uluslararası Madencilik Kongresi*, s. 181-187, Ankara.
- Gustafsson, R. 1973. *Swedish Blasting Technique*, SPI, Gothenburg, Sweden, 328 p.
- Jimeno, C. L., Jimeno, E. L., Carcedo, F. J. A. 1995. *Drilling and Blasting of Rocks*, A. A. Balkema Publishers, Brookfield, ISBN: 90 5410 1997, Rotterdam, 390 p.
- MKEK, (2013) *Makine Kimya Enstitüsü Kurumu Ürün Kataloğu*, <http://www.mkek.gov.tr>.
- Özözen, A. A., Ünver, B. 1998. Plastik Sulu Sıkılama Kartuşlarının (PSSK) Patlatma Verimi ve Parça Boyut Dağılımına Etkisi, *Madencilik*, 37, 1, s. 5-16.
- Paşamehmetoğlu, A. G., Bilgin, H. A. 1990. Galerilerde Optimum Patlatma Düzeninin Saptanması, *TTK Genel Müdürlüğü Asma İşletmesi Kömür ve Kayaların Kaya Mekaniği ve Dizayn Parametrelerinin Çıkarılmasının Araştırılması*, Proje No. 88-03-05-01-04, Ankara, 64 s.



**TÜRKİYE TAŞKÖMÜRÜ KURUMU**  
**TABAN YOLLARINDA ZİNCİRLİ OLUK**  
**KULLANMANIN GETİRDİĞİ SORUNLAR**  
*THE PROBLEMS CAUSED BY THE USE OF CHAIN*  
*CONVEYORS IN ROADWAYS*  
*AT TURKISH HARDCOAL ENTERPRISES*

O. Ceylan

*Türkiye Taşkömürü Kurumu, Zonguldak*

**ÖZET** Bu bildiri; Türkiye Taşkömürü Kurumu (TTK) ocaklarında taban yollarında kullanılmakta olan zincirli olukların neden olduğu sorunlar irdelenmektedir. Taban yolunda zincirli oluk kullanılmasının yaygınlaşmasıyla birlikte; havalandırma olumsuz etkilenmekte, toz sorunu, enerji tüketimi, işçilik maliyetleri ve malzeme tüketimleri artmakta, kömürün ekonomik değeri düşmektedir. Ayrıca, hazırlıkların gecikmesine ve üretim kayıplarına yol açmaktadır.

**ABSTRACT** In this paper, the problems caused by the chain conveyors that are being used in the roadways of Turkish Hardcoal Enterprises (TTK) mines are studied. Dust problems, energy and material consumption, labor costs are increased while the use of chain conveyors in roadways becomes widespread, as well as ventilation is negatively affected, and the economic value of the coal is reduced. In addition, this circumstance results in delays in developments and production losses.

## **1 GİRİŞ**

Taşımacılık çok eski çağlardan beri insanoğlu için önemli olmuştur. Ülkelerin gelişmişliğinde önemli rol oynamaktadır. Demiryolu taşımacılığı için, boru hatlarından sonra en ekonomik taşıma sistemi denilebilir. Çünkü tüketilen enerji ton-kilometre ve yolcu-kilometre bakımından diğer yöntemlere nazaran daha azdır (Akçın 2008).

Zincirli oluklar, ayak ya da baca içerisinde sac oluklardan kayamayacak kadar 25 derece eğim altındaki yerlerde kömür nakli için veya herhangi silo, bant veya arabaya kısa mesafede yükleme amaçlı imal edilmiş makinelerdir.

Zonguldak TTK kömür ocaklarındaki ana kat nakliyat sistemi ağırlıklı olarak 5 tonluk raylı sistemdir. Fakat bazı tabanlar bantlı; bazı yerlerde de zincirli oluklarla karma nakliyat yapılmaktadır. Lağımın kömürü kestiği noktalardan itibaren; genellikle kömür takibi zincirli oluklarla yapılmaktadır. Jeolojik yapı itibarı ile Zonguldak Havza'sı kömür damarları çok sık aralıklarla ya bir fay ile kesintiye uğramış ya da senklinal, antiklinal, sıkma veya sürüklenme gibi çeşitli tektonik olaylara maruz kalmıştır (Seyis vd. 2002).

Taban yolu sürülürken raylı sistemlerde, yol eğimi dolu vagonlar lehine, su akışını kolaylaştırmak ve düzgün bir havalandırma yapmak üzere yatay düzlem içinde sürülür. Kömürden çıkmamak ve belirlenen taban yolu eğimini (%0.5), muhafaza etmek için sağ-sol dönüşler yapılmak zorundadır. Bu sayede yatay düzlemden çıkılmadan kömür takip edilir.

Zincirli oluklar bu dönüşlere uyum sağlayamazlar, kurulum mesafesinde (60-150 m) yatay veya eğik düzlemde doğrusal kurulmaları gerekir. TTK'da şu an da kullanılan şekliyle; oluklar kavis yapamadığından, kömür batarken olukların kömürle beraber batışa geçmesi, kömür yükselirken olukların yükselmesi şeklinde uygulanmaktadır. Bu durumda tabanlar senklinal - antiklinal şeklini alır. Kömür hem yatay düzlemde hem de düşey düzlemde takip edilmiş olur. Çok fazla sağ-sol dönüşün olduğu yerlerde, yeni bir oluk ünitesi gerekir. Ne kadar çok dönüş olur ise o kadar çok oluk ünitesi ihtiyacı doğar.

## **2 TABAN YOLLARINDA ZİNCİRLİ OLUK KULLANMANIN SAKINCALARI**

Taban yollarında peş peşe kurulmuş çok sayıda zincirli oluk görmek mümkündür. TTK'da mevcut olan zincirli oluklar Çizelge 1'de verilmiştir (Aksoy 2014). Bu şekilde sürülen taban yolları, aşağıda açıklanan sakıncaları doğurmaktadır. Şubat 2012 itibarı ile TTK'da, 19 tanesi arızalı olmak üzere 83 adet dizel, 138 tane akülü lokomotif bulunmaktadır. Bunlardan 6 tanesi arızalı olmak üzere 13 adet de trolley lokomotifi mevcuttur (Ekmekçi 2010). Toplamda 234 adet yeraltında lokomotif bulunmaktadır.

### **2.1 Havalandırmaya Etkisi**

Zincirli oluklarla sürülen taban yollarında, yol terazisi kullanılmadığı için, taban yolu istikameti, oluğun istikameti doğrultusunda gitmeye zorlanır. Olukların yatayda sağ sol

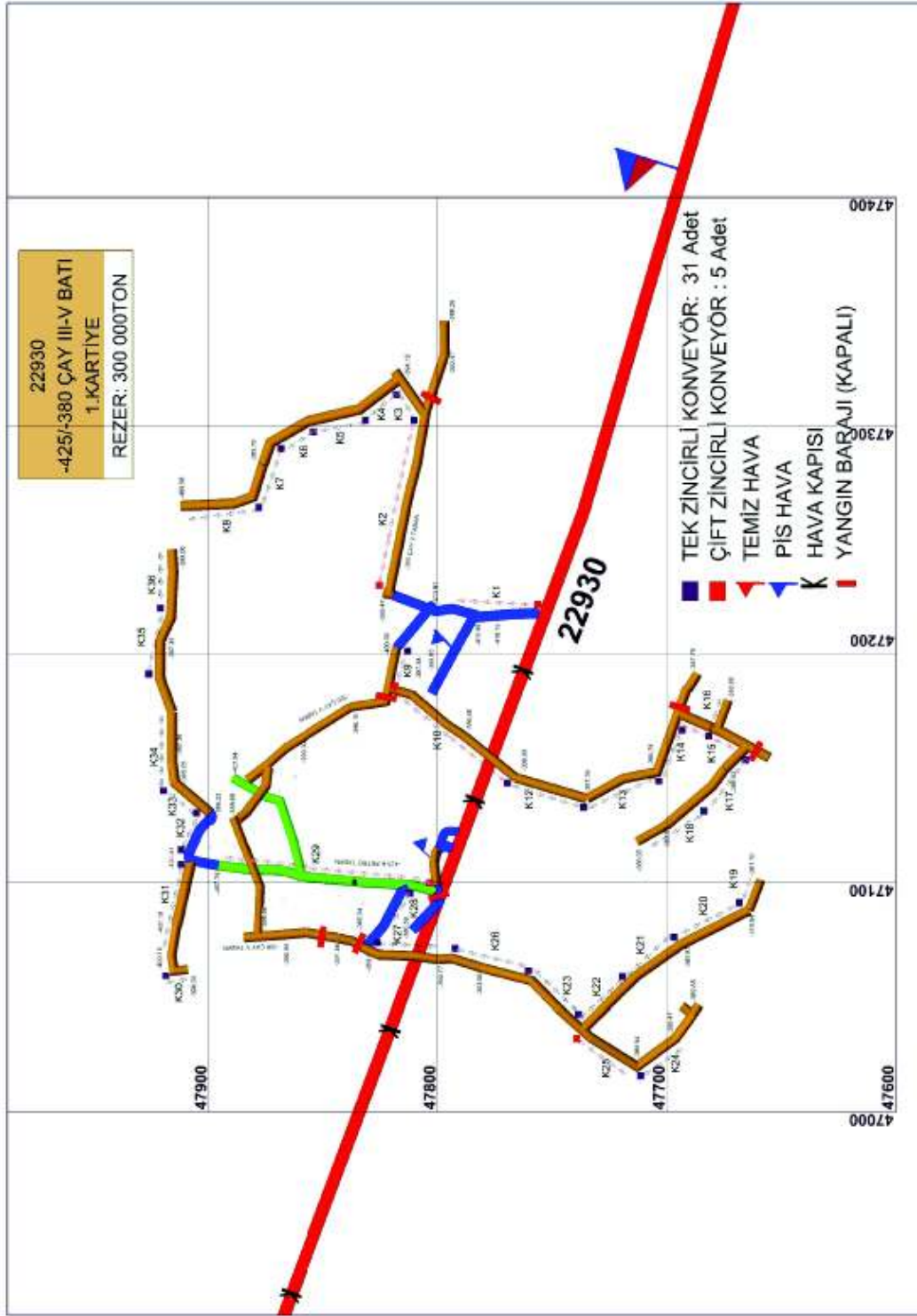
dönüşlere izin vermeyişinden dolayı, kömürün yatay ve düşey ekseninde takip edilmesi zorunluluğunu getirmektedir. Taban yolları inişli çıkışlı bir durum alır ve keskin dönüşler meydana gelmesi sonucu, bölgesel olarak; gaz birikimi meydana gelebilir. Bu durumda gazı ortamdan uzaklaştırmak kolay olmadığı için tehlikeli ortam oluşturur (Şekil 1-3).

Çizelge 1. TTK'da mevcut olan zincirli olukların müesseselere göre dağılımı (Aksoy 2014).

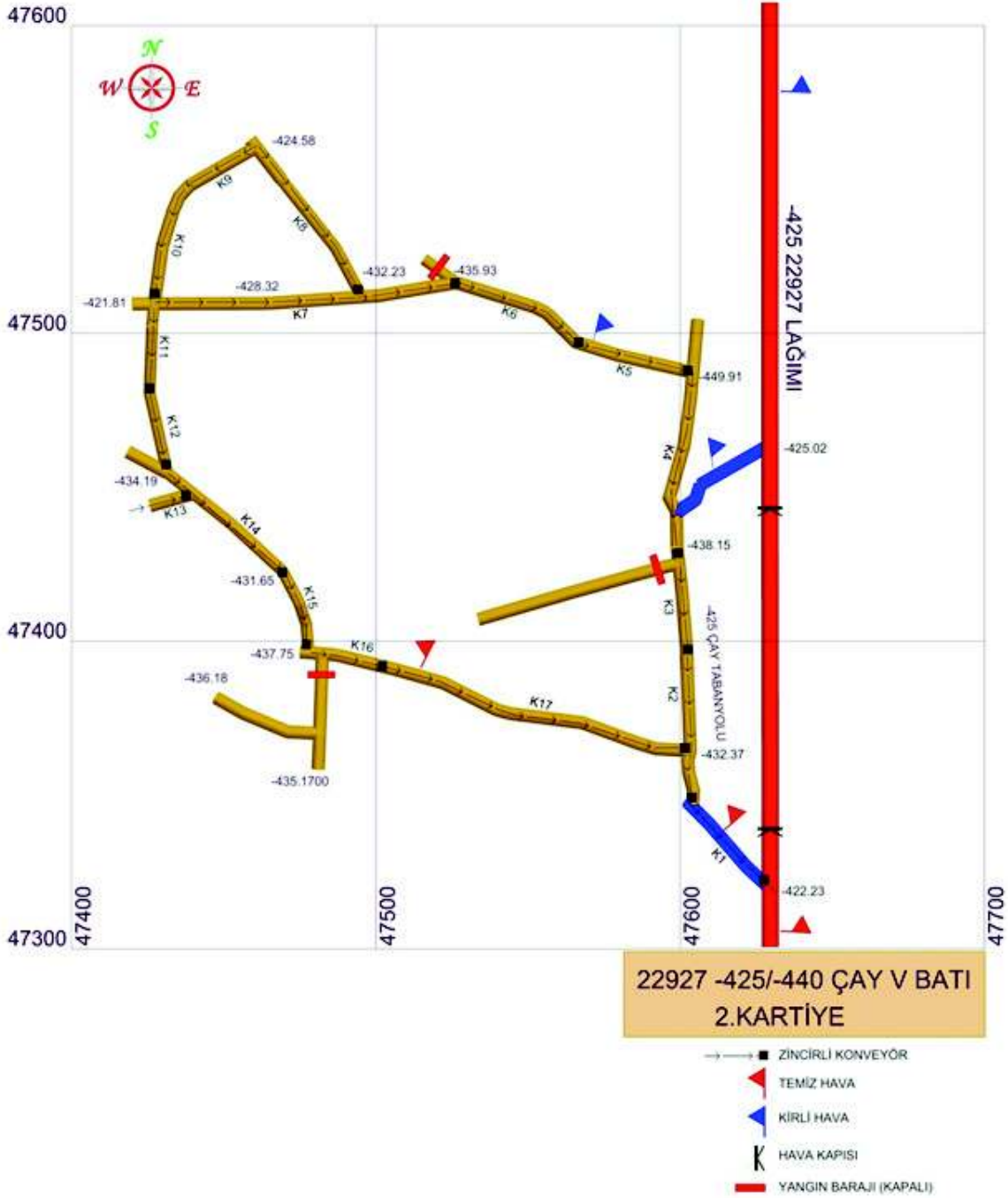
Konveyör tipi	MÜESSESELER					Toplam
	Armutçuk	Kozlu	Üzülmöz	Karadon	Amasra	
Tek zincir 18.5 kW	8	109	1	-	-	118
Çift zincir 15 HP havalı	1	-	1	5	-	7
Çift zincir 18.5 kW	14	-	6	6	21	47
Çift zincir 37.5 kW	16	17	107	38	31	209
Çift zincir geniş oluk 56 kW	-	-	4	-	-	4
Toplam	39	126	119	49	52	385



Şekil 1. Zincirli oluk uygulaması (21 adet zincirli oluk mevcut).



Şekil 2. Zincirli oluklarla bir su üstü çalışma uygulaması.



Şekil 3. Zincirli oluklarla sualtı çalışma uygulaması.

Ayrıca hava direncinin artmasıyla birlikte; ocak havasında depresyon yaratır. Grizu patlamalarının nedeni olabilir (Yürüten 1985).

Bu tür çalışma şekline dolayı, havanın giriş ve çıkışı aynı kotta olan su altı ya da su üstü çalışma şekli denilen ayak teşkil edilir (Şekil 2-3). Kirli hava aşağıya doğru yönlendirilmeye çalışılır. İş güvenliği açısından da bu tür ayak çalışması, gazlı ocaklar için çok sakıncalıdır. “İşçi Sağlığı ve İş Güvenliği Tedbirleri Hakkında Tüzük” madde 179’a göre bakanlık iznine bağlıdır.

Teknik olarak grizulu ocaklarda kirli havanın aşağı doğru indirilmeye çalışılması yasaklanmalıdır. Hâlbuki prensip itibariyle düzgün bir havalandırma için; temiz havanın en alt kota indirilip yukarı doğru dağıtılarak, ilgili yerleri dolaşarak havalandırılmalıdır.

Raylı sistemde ise; bu sorunlar yaşanmaz, daha düzgün havalandırmaya imkân sağlar. Kirli hava daima yukarıya doğru gider.

## **2.2 Tozlanmaya Etkisi**

Zincirli oluklardaki nakledilen kömürün bir kısmı sürtünmeden dolayı zincir ve oluk arasında ezilerek ufalanır, sürtünmeden dolayı pudralaşır. Bu pudra kömür tozları, konveyörlerin birbirine aktarıldığı noktalarda uçuşarak ocak havasına karışır. Bu durum taban yollarında toz birikimine ve yoğunlaşmasına neden olur. Fazla sayıda zincirli oluğun olduğu yerlerde her aktarma noktasına bir sulu fiskete yapmak zordur. Bu fisketelerden akan sular taban yolunu balçık içinde bırakır, bu durum yürümeyi zorlaştırır. Sulama yapılmazsa, taban yolu kuru olduğu zaman da; işçiler gelip geçerken ayaklarından devamlı toz kaldırarak, o tozları teneffüs ederler. Ayrıca, herhangi bir grizu patlaması esnasında zincirleme reaksiyona sebep olarak toz patlamalarının sebebi olur.

Ocaklarda bu tozların patlama yoğunluğunu düşürmek için taş tozu serpilmektedir. TTK'da yıllık taban yollarına serpilerek taş tozu miktarı yaklaşık 1,000 ton'dur (Anon 2011). Çalışanlar için en fazla toz çıkışı, solunabilir toz yoğunluğunu arttırması açısından tehlike kaynağıdır.

Raylı sistemlerde, fazla aktarma noktaları olmaz, ayak; ya da baca dibinden doldurulan kömür kuyu veya tumbaya kadar gidebilir. Taban yolları daha kuru ve temiz kalır.

## **2.3 Su Atımına Etkisi**

Zincirli oluklarla sürülen taban yollarına su akışına göre eğim vermek mümkün olmadığından, su birikintileri oluşmaktadır. Su havuzlarına suyu ulaştırmak için; tulumba kurmak gerekebilir. Bu durum enerji, işçilik ve malzeme sarfiyatına yol açar. Yine bu tür tabanlarda; suyu, kanalla bir tarafa toplama imkânı olmadığı için, taban yoluna yayılan su, yürümeyi zorlaştıracak kadar çamurlanmaya sebep olur. İşçiler için malzeme sevkiyatı zorluğu ve çalışma gücünü yaratır, daha işe başlamadan yorulmasına ve randımanın düşmesine neden olur. Raylı sistemde, sular kanal içine alınır ve kendiliğinden akar; yol da kuru kalır, çamurlanma olmaz, işçi de yorulmaz.

## **2.4 Enerji Sarfiyatına Etkisi**

TTK'da; ocaklarda 284 adet zincirli oluk fiili olarak çalışmaktadır. Havzada 24 ayak, 2 tumba, 2 delme patlatma ve 1 tane de mekanize olmak üzere, 29 tane üretim panosu vardır. 11 tane ayağın eğimi 24 dereceden düşüktür. Bu ayakların toplam boyu 1,837 metre, ortalama ayak boyu 167 metredir. Ayaklar içinde kullanılan zincirli oluk sayısı 60 adettir (ocak mühendislerinden sorularak alınmıştır). Ayak başına 5.5 adet oluk ünitesi düşmektedir. Yaklaşık 224 tanesi de taban ve bacalarda kullanılmaktadır.

2013 yılında TTK'nın harcadığı toplam enerji miktarı 184,674,000 kW'dır. Enerjinin birim fiyatı 0.27 TL/kW dır. TTK da enerji için harcanan para 48 milyon TL tutmaktadır (TTK 2012b).

224 adet zincirli oluğun, yılda ortalama 300 iş günü üzerinden günde 6 saat çalıştığını düşünerek, motorların da %60 güç verimi esas alınarak yapılan hesaplamalarda 2.24 milyon TL/yıl enerji maliyetleri olduğu belirlenmektedir. Dolayısıyla, tüm işletmelerin enerji maliyetlerinin %5'i kadardır.

Zincirli oluklarla nakliyat, tamamen raylı sistem yerine kullanılmış değildir. Mevcut olan raylı nakliyata ilave edilmiş, bir kambur olmuştur (Şekil 1-3).

Raylı sistemlerde, enerji çok daha az harcanır. Lokomotif taban yolunda devamlı çalışmaz, boş vagonları bırakır, doluları alır. Bu arada başka lağım veya bacaların işini de yapabilir. Şekil 3'deki ayak planındaki örneğe bakarsak, 17 adet zincirli oluk çalışmaktadır. Bu kadar enerji sadece ana nakliyat yolundaki vagonlara taşımak için harcanır. Hâlbuki taban raylı nakliyat olsaydı, o taban yolundaki nakil işini de aynı lokomotif yapabilirdi.

## **2.5 İşçiliğe Olan Etkisi**

Bugün için TTK maliyeti içerisinde en büyük payı %65 ile işçilik tutmaktadır. Bunun da nedeni yeraltında yaratılmış gereksiz işçiliklerdir. Yani 600 TL/ton olan maliyetin 390 TL'si işçiliktir.

Zincirli oluklar ile taban sürerken kömürün tavan ve tabanı elde olacak şekilde, tamamen kömür içerisinde sürülmektedir. Bu tür tabanlar raylı sistemdeki gibi olmadığı için çok çabuk basınca maruz kalır ve deforme olurlar, birkaç defa tarama gerektirebilir.

Raylı sistemde ise, vagona kömürün doldurulabilmesi için, nakliyat aracının yüksekliğine göre, en az 1.5 m taban taşının içinde sürmek gerekir. Taban yolunun bir alt panoya ayak başı olması için de; uzun süre ayakta tutulabilmesi gerekir. Taban taşını daha fazla kesmek gerekebilir, hatta tamamen taş içinde sürülebilir. Çabuk yanmaya müsait kömürler için de linyit ocaklarında bu tür uygulamalar madencilikte görülebilmektedir. Bu tür tabanlar kesit daralması olmadan uzun süre dayanırlar.

Zincirli oluklarla sürülen taban yollarında; raylı sistemle sürülen tabanlara oranla daha çabuk deformasyon olacağı için tarama işçiliği ve malzeme sarfiyatı artmaktadır.

TTK'da, 2014 Ocak ayı itibariyle tüvanan üretim günlük yaklaşık olarak 7,800 ton'dur. Bu miktar 1,300 üretim işçisi ile sağlanmaktadır. Kurumda ayak yükseklik ortalaması 2.58 metredir. Buna göre; kişi başına günlük üretim 6 ton'dur. Bir sarmaya bir takım kazı işçisi, iki sarmanın tahkimatı için de bir takım tahkimatçı, yani iki sarmaya toplam 6 işçi verilebilir.

Hâlbuki, 2,777 üretim işçisi mevcuttur. İzin ve hastalıklar için %11 düşüktükten sonra fiilen 2,500 işçi günde 15,000 ton tüvanan üretim yapabilir. Bu durumda günlük kayıp 7,200 ton'dur. Yılda da 2,160,000 ton eder.

TTK 2013 yılı randımanına göre, %62 sini de satılabilir olarak alırsak 1,340,000 ton eder. 216 TL ortalama satış fiyatı ile 289 milyon TL yapar. TTK'nın yıllık zararı ise 450 milyon TL'dir.

Havzada 2014 yılı ocak ayı itibarı ile 7,666 yeraltı işçisi mevcuttur. Bunun 1,392'si, nakliyat işçisi, 2,777'si pano üretim işçisidir. Bunlardan ayrıca ortalama 1,000 işçi de boş gruplu çalıştırılmaktadır. Taban yolları zincirli oluklarla sürülmemiş olsa, bu boş gruplu işçiye gerek kalmayacaktır. Boş gruplu için yılda yaklaşık 30 milyon TL ödenmektedir.

Boş gruplular genellikle makineye yol veren düğmeci, tarama, temizlik ve malzemeci olarak çalıştırılırlar. Yeraltında böylelikle çok dengesiz bir işçilik oluşmuştur. Fiilen düğmeci sanatı meydana gelmiştir. Bu çalışma tarzından dolayı, fiili olarak pano üretim işçisinden 1,477 işçi üretime katkı verememektedir.

Nakliyat işçiliği + katkısı olmayan pano üretim işçiliği + boş gruplu işçi

$1,392 + 1,477 + 1,000 = 3,869$  işçi olarak bulunur.

Bunun %11'i izin ve hastalık için düşülürse fiili olarak 3,444 işçi eder. Bu işçilerden yaklaşık 672 kişi, 224 adet oluk ünitesinde düğmeci olarak çalışır. Geriye kalan işçilerde taramalarda, oluk boyu temizlik işlerinde ve elle malzeme taşıma işlerinde, elektro-mekanikte malzemeci olarak çalıştırılırlar.

Bunların dışında; kayıtlı olarak; 532 mekanizasyon işçisi ve 317 tane taramacı işçi mevcuttur.

Taban yollarında çalışan işçi sayısı; kömür kazısında çalışanları geçmiş vaziyettedir. Taban yolları raylı nakliyat sistemi ile çalışılmış olsaydı, düğmecilere, malzemecilere gerek kalmaz, daha az sayıda da taramacı ihtiyacı olurdu. Bir işletmede taramacı ekip sayısı 3-5 olması gerekirken 47 ekibe çıktığı gözlenmiştir. Raylı sistemde, zincirli oluklara yol veren düğmecilere, malzemecilere, temizlikçilere ve fazla sayıda taramacıya gerek kalmaz, malzemeler ayak başı veya dibine vagonlarla kolayca iletilir. İşçiler malzeme taşımak için yorulmazlar. İşçinin iş yerine geliş ve gidişi de kolaydır.

Şekil 3'teki ocak örneğinde, nakliyat için günlük 51 düğmeci, 30 adet pano üretim işçisi çalışmaktadır. Hâlbuki rayla taban sürülseydi, -425 lağımindaki motorcu ve kancacı bu iş için yeterli olup düğmecilere gerek kalmazdı.

## **2.6 Malzeme Sarfiyatına Olan Etkisi**

Zincirli oluk nakliyatından dolayı genellikle kömürün tavanı ve tabanı ele alınacak şekilde sürüldüğü için taban yolu çabuk deforme olur. Eğer ağaç bağ kullanılıyor ise ağaç sarfiyatı, demir bağ kullanılıyor ise demir bağ sarfiyatı artar. İlave olarak da zincir, oluk ve motor vs. yedek parçalarının da masraflarını eklemek gerekir.

Yaklaşık olarak yıllık ihale edilen; zincir, palet, kilit ve oluk sarfiyatına 3 milyon TL harcanmaktadır (Aksoy 2014). Çalışan 284 zincirli oluğun %79'u yani, 2.4 milyon TL tutarı ayak haricinde kullanılan 224 adet oluk ünitesi içindir. Buna; redüktör,



kaplin, motor, baş ve kuyruk oluğu yedek parça giderleri dahil değildir. Bunların yıllık giderlerinin temini mümkün olmamıştır. Taban yollarında kullanılan 224 adet oluk ünitesinin ilk yatırım tutarı 18.7 milyon TL'dir.

MAZ (Merkez Atölyeleri Zonguldak) fiyatlarına göre hesaplanmışlardır. Devre kesici ve yol vericilerin ithal yolu ile temin edilenler ise iki kat daha pahalıdır (Sanşan 2012).

Raylı sistemde, bu taban yollarındaki olukların giderleri olmayacaktır. Taramalar azalacağı için, malzeme ve işçilik giderleri de düşecektir.

## **2.7 Kömürün Ekonomik Satış Değerine Olan Etkisi**

Peş peşe eklenen oluklardan geçen kömür, bir birine aktarmalar ve sürtünmeler sayesinde kırılıp tozlanmaya maruz kalır. Kurumda santral ürünü kömür yaklaşık 160 TL/ton, 0/10 kömür 265 TL/ton, +10 mm üzeri parça kömürün (+10/-18 mm fındık,+18/-50 mm) fiyatının da 450 TL/ton olarak satıldığı düşünülür ise; boyut farkı önem kazanmaktadır (TTK 2012a).

Havzada üretilen satılabilir kömürün boyutu, +10 mm üzeri miktar olarak, %15'tir. 0-10 mm ve altı (santral ürünü) miktarı ise %85'tir. %15 olan parça boyutu ne kadar artırılır ise satış fiyatı o kadar artacağı için kömürün fazla kırılmasını ve tozlanmasını önlemek gerekir.

Örneğin: %15 olan parça boyutu %16'ya çıkar ise; bu bir puanlık artışın, para miktarı bir yılda 1,500,000 ton satılabilir kömür için 15,000 ton parça kömür artışı demektir. Bunun toz ile parça arasındaki satış farkı ise minimum 100 TL/ton üzerinden toplam 1.5 milyon TL eder. Bu sistemle taban yollarında nakledilen kömürlerin ekonomik değere verdiği zarar önemli boyuttadır.

Kömürün aktarmalarla tozlanmasına örnek vermek gerekirse; bu değerleri elek analizine dayandırmak gerekir. Bu konuda TTK'da yapılmış bir çalışma yoktur. Ancak şöyle bir örnek verilebilir. Kömür ithalatı yapanlardan alınmış bir değer vardır. +18/-50 mm boyutundaki tozsuz kömür Sibiry'a'dan vagonla Karadeniz kıyısına; oradan gemiye yüklenip Gebze limanına oradan da stok sahasına gider. Bu nakliye süreci sonucu dört defa aktarma işlemleri sırasında tekrar elenerek 10 mm'nin altında %15 toz kömür meydana gelir. Sibiry'a kömürlerinin Zonguldak kömürlerinden daha sert olduğu parça boyutlarına baktığımızda anlaşılabilir. Parça boyutuna göre tasnif edildiğinde; karpuz, portakal, ceviz ve fındık gibi isimlerle adlandırılmaktadır. TTK kömürlerinin böyle tasnifinin yapılması da zordur. Çünkü satılabilir üretimin ancak %15'i, 10 mm'nin üzerindedir. Parça boyutu çok düşük, toz oranı yüksektir.

Raylı sistemde; ayak dibinden yüklenen kömür, bir seferde aktarmadan silo başına kadar gider. Bu da kömürün daha az ufalanmasına sebep olur.

## **2.8 Zincirli Oluk ile Taban İlerlemelerinin Üretim Kayıplarına Etkisi**

En önemli sakınca bu maddedir. Zincirli oluk ile taban ilerlemelerinde oluşan üretim kayıpları çok fazladır. Bu kayıpları hesaplamak da mümkün değildir.

Kurumun kömürü bitme nedeniyle bıraktığı üst kotlarda mostraya yakın yerlerde; yeryüzünden 100-200 m aşağısına kadar rödevansa verilen, Kurumun terk ettiği artı kotlarda; özel sektör, 1989 yılından 2013 yılına kadar 9,554,000 ton kömür üretimi yapmıştır (Anon 2012). Gayri resmi üretim ise çok daha fazladır. Bu durum geçmişte de; iyi bir işletmecilik yapılmadığını, çok fazla kömür bırakıldığını gösterir. Yüzeğe yakın bırakılan kömürler, özel sektör eliyle; mecburiyetten işletme prensiplerine uygun olmayan yöntemlerle, iyi ya da kötü alınabilmektedir. Daha derinlerde bırakılan kömürleri ise almak artık mümkün değildir. Üretim alanları içerisindeki bırakılmış, derinlerdeki kömürlere hiç kimse yatırım yapmak istemez.

Kurumun çok katta üretim yapıyor olması da bu görüşü destekler. Üretim katlarında kömür tamamen bitirilemeden bir alt kata inilmesinden dolayı çok katta üretim devam etmektedir. Bu tür çalışma tarzında üretim alanları dağılarak çok fazla gereksiz yer altı açıklıkları oluşacağı için enerji, işçilik, maliyet ve havalandırma açısından en olumsuz yeraltı koşulları meydana gelir. Üretim yoğunlaşması bozulur. Ocakların, hızlı derinleşmeden dolayı çalışma alanlarının daralması neticesi; günlük üretim miktarları da gittikçe düşer.

Raylı sistemlerde; hazırlıklar yapılırken; daima baştaban hazır olup; diptaban sürülecektir. Ray ile daha uzun taban yolları sürmek mümkün olduğu için, lağım olan kısımları geçip arkadaki kömürlere ulaşmak da; kolay olduğu için üretim kayıpları daha az olacaktır.

## **2.9 Hazırlıklara Olumsuz Etkisi**

TTK'da kullanılan Zincirli oluklar taş nakli için uygun değildir. Bu amaçla imal edilmemiş olup kömür nakli için imal edilmişlerdir. Taşta sürülen kısımları geçmek zordur. Kömürün arıza ile kesildiği noktadan itibaren ilerdeki kömürlere ulaşamaz. Çoğu üretilemeden yeraltında bırakılmaya mahkûm olur. Bu durumda üretim kaygısıyla, işin kolayı tercih edilir. Mevcut eldeki kömürden karşılıklı iki baca ile ilerleme yapılıp, baş ve dip kotu aynı olan madencilikte su altı ya da su üstü çalışma diye tanımlanan, ayak teşkil edilerek üretime başlanır (Şekil 2). Daha sonra bir alt kata inilir ocak yatayda genişleyecek yerde, düşeyde gelişir. Mevcut üretim katındaki kömür bitirilemeden bir kat aşağı inilmiş olur.

Bu çalışma şeklinden dolayı, üretim alanları daralarak; daha az işçi istihdam edilebilir hale gelmiştir. Zonguldak Havzası 40-50 bin civarında işçinin çalışabileceği kapasiteye sahipken 10 binlere düşmüştür.

TTK'da artı kotlarda üretim devam ederken -500 -600 kotlarında da üretim ve hazırlık yapılmaktadır. Ocaklarda onlarca kat oluşmuştur. Hâlbuki, prensip itibarı ile havalandırma, üretim ve hazırlık olmak üzere üç kat olmalıdır.

Derinleşmiş ocaklar için baş aşağı, düz lağım ve kuyu gibi hazırlıklara acilen ihtiyaç duyulur. Ancak hazırlıkları da yetiştirmek mümkün olmamaktadır.

Raylı sistemde; bir kattaki kömür tamamen alınmadan alt kotlara inilmeyeceği için, ocaklar çabucak derinleşmeyecek ve daha yoğunlaştırılmış çalışmayı gerektirecektir. Havalandırma, nakliyat, su atımı ve ulaşım kolaylığından ekonomik çalışılarak, maliyetler daha aşağıya çekilecektir.

## **2.10 İş Güvenliği Açısından Olumsuzluklar**

İş güvenliği açısından olumsuzluklar aşağıda maddeler halinde ele alınmıştır:

- Zincirli olukların birbirine aktarma noktalarında oluşan toz ocak havasındaki tozlanmayı artırdığı için insan sağlığını etkiler.
- Bu tozlar taban yollarında birikme yaptığından; patlama özelliğine sahiptir. Patlayıcı ortam oluşur.
- Düzgün bir havalandırma sağlanamadığından, kirli havanın yukarı kotlardan aşağı kotlara indirilmesi zorunda kalınır ki; Şekil 1-3'deki gibi, Tüzüğe aykırı bir hal alır. Metan gazını ortamdan uzaklaştırmak zorlaşır. Tehlike artar. Yine, kirli havanın aşağıya doğru indirilmesi iyi bir havalandırma sağlamadığı gibi, üst kotlarda ısı da birikeceği için ocak yangınlarına davetiye çıkarır (Şekil 1-3).
- Taban yollarında meydana getirdiği olumsuz çalışma şartları (yolun çamurlanması ve düzgün olmayan taban yolları, malzeme naklindeki zorluklar gibi) nedeniyle işçilerin çabuk yorulmalarını sağlar, dolayısıyla işe yorgun başlamaları nedeniyle çalışma zindeliklerini kaybettiğinden emniyetsiz çalışmayı getirir. Göçük oluşumlarına zemin hazırlar. Daha çok kazalara sebep olur.
- Zincirli oluk ile sürülen tabanlarda, çok fazla sayıda baca girişleri yapılmaktadır. Arına malzeme taşımak zor olduğu için (Şekil 1-3), sondaj makinesini arına taşımak işçiler için caydırıcı olabilir. Degaj sondajları yapmayı zaafa uğratar. Bu durumda degaj olasılığı artar. Ocakları tehlikeye sokabilir.

## **3 SONUÇ**

Günümüzde özel sektör tarafından artı kotlarda mostraya yakın kömürler iyi veya kötü plansız üretimlerle alınabilmekte, daha derin kotlarda kalan kömürler ise bir daha alınamayacak şekilde bırakılmaktadır. Bu bırakılan kömürleri uzun vadede alıp işletebilecek özel sektör de yoktur. Bütün bunlar işletilebilecek milli servetin kaybı anlamına gelmektedir. Kayıpların parasal açıdan değeri daha da büyüktür.

Değerlendirme sonucunda üretilemeyen kömür kaybı 289 milyon TL, boş gruplu işçiye ödenen tutar 30 milyon TL, kömürün kırılmasında en az bir puanlık boyut farkından doğan 1.5 milyon TL, enerji kaybından doğan 2.5 milyon TL, zincir ve oluk giderleri 3 milyon TL olmak üzere; 326 milyon TL zararın aşağı çekileceği görülmektedir. Bunlara 224 adet zincirli oluğun ilk yatırım tutarı olan 18 milyon TL ve yedek parça giderleri dahil değildir.

Eğer tabanlar zincirli oluklar ile sürülmeseydi, bu kadar fazla kat oluşmayacak, dağınık değil, derli toplu daha yoğunlaşmış bir şekilde çalışma olacak; enerji, malzeme ve işçilik giderleri daha da azalacaktır.

Sonuç olarak, zincirli oluklar ile taban sürmenin sakıncaları şu şekilde özetlenebilir:

- Ocaklarda düzgün kat oluşturulmasını engeller, ocaklar hızla derinleşir. Raylı sistemde bu sorunlar yaşanmaz.

- Enerji sarfiyatını artırır. Raylı nakliyatta daha azdır.
- Nakliyatı zorlaştırır. Raylı nakliyat daha kolaydır.
- Havalandırmayı olumsuz etkiler, grizu patlamalarına ve yangınlara sebep olur. Raylı nakliyat havalandırmayı olumlu etkiler.
- Su atımını zorlaştırır. Yollar çamur içinde kalır. Raylı nakliyatta su kanallardan kendisi akar. Yollar kuru kalır.
- Gereksiz işçilikler meydana getirdiği için; işçilik maliyetlerini artırır. Raylı nakliyatta gereksiz işçilikler ortadan kalkar.
- Üretilebilecek kömür rezervlerinin bir kısmı alınamadan yeraltında bırakılır. Üretim kayıpları meydana gelir. Milli servet ziyan edilir. Raylı nakliyatta üretim kayıpları daha azdır.
- Malzeme sarfiyatını artırır. Raylı nakliyatta malzeme sarfiyatı daha azdır.
- Tozlanmayı artırdığı için çalışanların sağlığını etkiler, toz patlamalarına sebep olur. Raylı tabanlarda tozlanma daha azdır.
- Kömür maliyetini artırır. Raylı nakliyatta maliyet daha düşüktür.

Zonguldak'ta TTK yılda yaklaşık 450,000,000 TL zarar etmektedir. Bu sistemden vazgeçmek demek yeniden bir organize olmayı ve yoğunlaşmayı getirecektir ki; zararı ortadan kaldırmak veya kabul edilebilir seviyelere getirmek mümkündür.

#### **4 ÖNERİ**

Kat lağımlarındaki mevcut raylı sistemin, tabanlarda da kullanılması önerilmektedir.

Zonguldak havzasının jeolojik yapısından dolayı en uygun ve ucuz sistemin raylı sistem olduğu kesindir. Zincirli konveyör ile taban yolu sürülmesinin kaldırılması, havza için hayati önem arz etmektedir. Bundan sonraki çalışmaların ve programların tamamının raylı sisteme göre planlanması önerilmektedir. Bu bildiri ilave bir yatırım gerektirmemekte, aksine mevcut eldeki lokomotiflerin daha verimli çalıştırılmasını önermektedir. Bu öneri ile gereksiz yapılan yatırımların kaldırılması, ocakların daha verimli çalıştırılması gibi pozitif yönde katkı getireceği beklenmektedir.

#### **5 KAYNAKLAR**

- Akçın, N. A. 2008. *Madenlerde Nakliyat Ders Notu*, ZKÜ Maden Bölümü, 130 s.
- Aksoy, C. 2012. *Kişisel görüşme*, TTK Makine İkmal Dairesi Başkanlığı, Zonguldak.
- Anon, 2011. *TTK Faaliyet Raporu*, Zonguldak.
- Anon, (2012) TTK Web Sitesi, <http://www.taskomuru.gov.tr>.
- Ekmekçi, N., Ekmekçi, B., Akçın, N. A. 2010. TTK'da Kullanılan Akülü Ocak Lokomotiflerinde Mil Kırılması Sorunları, *Türkiye 16. Kömür Kongresi*, s. 93-103, Zonguldak.
- Sanşan, A. 2012. *Kişisel görüşme*, TTK Merkez Atölyesi, Zonguldak.

- Seyis, C., Yalçın, M. N., İnan, S. 2002. Coğrafi Bilgi Sisteminde (CBS) Dayalı Jeolojik Veri Tabanı Yönetiminde Zonguldak Bölgesinden Bir Örnek, *Türkiye 13. Kömür Kongresi*, s. 335-346, Zonguldak.
- Yürüten, A. 1985. Maden Başçavuşları için İş Güvenliği, *TTK İnsan Gücü Eğitim Müdürlüğü Yayını*, 42, s. 95-97.



**AMASYA-SULUOVA BÖLGESİNDE BİR KÖMÜR  
OCAĞININ GALERİ KAZILARI İÇİN KOLLU GALERİ  
AÇMA MAKİNESİ SEÇİMİ VE PERFORMANS TAHMİNİ**  
*ROADHEADER SELECTION AND PERFORMANCE  
PREDICTION FOR EXCAVATION OF GALLERIES OF A COAL  
MINE IN AMASYA-SULUOVA REGION*

H. Çopur, C. Balcı, D. Tumaç, E. Avunduk, R. Çomaklı, C. Polat  
*İstanbul Teknik Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, İstanbul*

M. Tokat  
*PLT Madencilik Sanayi ve Ticaret A.Ş., Soma*

**ÖZET:** Planlama aşamasında, PLT Madencilik Sanayi Ticaret A.Ş.'ne ait olan Amasya-Suluova Kömür Sahası ziyaret edilerek, jeolojik bilgiler edinilmiş, karot sandıkları incelenmiş ve linyit kömürü ve linyitin tavan-tabanında bulunan yankayaçları temsil eden karot numuneleri seçilmiştir. Numuneler üzerinde küçük ölçekli doğrusal kesme, aşındırıcılık ve bazı fiziksel-mekanik özellik deneyleri yapılmıştır. Deneysel sonuçlar kullanılarak, formasyonların kazısı için uygun olabilecek kollu galeri açma makinesinin genel teknik özellikleri belirlenmiş, kazı hızları ile keski tüketimleri değişik yöntemler kullanılarak tahmin edilmiştir. Uygulama aşamasında ise, firmanın kullanmaya karar verdiği kollu galeri açma makinesinin kazı performansı incelenerek, yapılan performans tahminlerinin doğruluğu incelenmiştir. Sahadaki formasyonların ve linyitin kazısında ağırlığı 20-25 ton arasında değişen hafif sınıfta bir taşıyıcı ünite ile birlikte kesici kafa gücü 75-125 kW arasında olan eksenel tip bir kollu galeri açma makinesinin kullanılabilceği ortaya konmuştur. Seçilen kollu galeri açma makinesi için yapılan net kazı hızı tahminlerinin, bazı modeller için sahada gerçekleşen net kazı hızlarına yakın olduğu görülmüştür.

**ABSTRACT:** Amasya Suluova Coal Field owned by PLT Madencilik Sanayi Ticaret A.Ş. is visited in feasibility stage, geological information and documents are obtained, core boxes from the boreholes are analyzed and representative core samples of lignite and measure stones are selected. Then, small-scale linear cutting, abrasivity, and some physical and mechanical property tests are performed on the samples. Based on the experimental results, general specifications of a suitable roadheader and its excavation rates and cutter consumptions are determined by using different methods. In the application stage, the predicted excavation rate and cutter consumption rate of the selected roadheader are verified by the field performance data. It is indicated that an axial roadheader with weight between 20 and 25 tons having cutterhead power of between 75 and 125 kW can be used for excavation of the formations found in the region. It is also indicated that the predicted net cutting rate of the selected roadheader is close to the realized net cutting rate in field for only some of the models.

## **1 GİRİŞ**

Bir yeraltı maden ocağında, bir an önce satılabilir madene ulaşım yapılan yatırımın geri dönüşünü sağlamak projenin ekonomikliği bakımından çok önemlidir. Madene ulaşım, klasik (delme patlatma) kazı sisteminde genellikle uzun zaman almaktadır, oysa mekanize kazı sistemlerinin kullanılması bu süreci oldukça hızlandırmaktadır. Bu amaçla, küçük ve orta boy maden işletmelerinde ana ve tali hazırlık yollarının kazısında esnek, mobil ve seçimli madencilğe olanak sağlayan kollu galeri açma makineleri ve hidrolik kırıcılar gibi kazı makineleri kullanılmaktadır. Kazılacak formasyonlara uygun doğru kazı makinesinin seçimi, teknik özelliklerinin belirlenmesi, kazı hızlarının ve keski sarflarının fizibilite aşamasında tahmin edilmesi, işletmenin ekonomik hedefleri bakımından büyük önem taşımaktadır.

Bu çalışma, PLT Madencilik Sanayi ve Ticaret A.Ş.'nin İTÜ Maden Mühendisliği Bölümü'ne yaptığı müracaata istinaden hazırlanan rapora dayanmaktadır (Çopur vd. 2013). Fizibilite aşamasında, şirkete ait olan Amasya-Suluova Kömür Sahası sondajlarına ait kömür ve yankayaç karot sandıkları incelenmiş, uygun numuneler seçilmiş, numunelerin kazılabilirlikleri incelenmiş, fiziksel ve mekanik özellikleri belirlenmiş ve formasyonların mekanize kazısı için kollu galeri açma makinesi seçimi yapılmış, kazı hızı ve keski tüketimi tahminleri yapılmıştır. Uygulama aşamasında ise, firmanın sözkonusu rapora dayanarak kullanmaya karar verdiği kollu galeri açma makinesinin arazideki kazı performansı incelenerek, yapılan performans tahminlerinin doğruluğu incelenmiştir.

## **2 SAHANIN JEOLJİK ÖZELLİKLERİ VE DENEY NUMUNESİ SEÇİMİ**

Saha incelemelerinin yapıldığı tarihlerde, yaklaşık derinlikleri 180 ile 320 m arasında değişen ve toplam uzunluğu 1,030 m olan 4 adet sondaj (PLT-1, PLT-2, PLT-3 ve PLT-4) yapılmış ve diğer sondaj faaliyetlerinin devam ettiği görülmüştür. Karot sandıklarının tümü incelenerek temsili numuneler alınmıştır (Şekil 1). Numune seçiminde stratigrafik birimler ve her bir stratigrafik birim içinde yer alan litolojik farklılıklar ayrı ayrı göz önüne alınmış ve gruplandırılmıştır. Ayrıca, çok zayıf, fazla kil-silt-kum içeren, ince tabakalı (laminalı) ve çok kırıklı çatlaklı kısımlardan daha az sayıda, ancak sağlam, dayanımı yüksek ve az kırıklı çatlaklı görünen kısımlardan daha fazla numune alınmıştır. Böylece deney sayısı optimize edilmiştir ve bu raporda yapılan hesaplamalar bakımından emniyetli tarafta kalınmaya çalışılmıştır. Örnek bir sondaj logu Şekil 1'de ve numune seçimi ile ilgili fotoğraflar Şekil 2'de verilmiştir.

Arazide yapılan karot sandığı incelemeleri ve firma tarafından sağlanan bilgi ve belgelere dayanarak, sahadaki formasyonların genellikle dayanımı düşük formasyonlar olduğu görülmüştür. Laminalı yapı gösteren tabakalanma düzlemlerinin oldukça zayıf olduğu, bu düzlemler boyunca kolaylıkla ayrılmalar olduğu belirlenmiştir. Kil, silt, kum ve çakıl içeren tabakalar dayanım bakımından oldukça zayıftır. Sahadaki yeraltı suyu durumu ile ilgili şu anda kesin bilgi olmamakla birlikte sahada daha önce yapılan yeraltı işletmeciliği döneminde su nedeniyle bazı ocakların terk edildiği bilinmektedir. Bölgenin genel jeolojisi aşağıda Tüysüz (2013)'e göre özetlenmektedir:



PLT MADENCİLİK SAN.TİC.AŞ						Olçeksiz	
Kuyu no						PLT-3	
Sondaj başlangıç							
Sondaj bitiş						Kömür Seviyesi	
Yükseklik	Derinlik	İlerleme şekli	karot Yüzdesi	litolojik Stamp	Açıklamalar	Damar Stampı	Derinlik
656,000	0,00				Çakıl,kil,kum,gri,açık sarı,açık kahve		
624,000	32,00				Kil,silt,laminalı,açık gri,açık sarı		
616,300	39,70				Kil,çakıl,siltli kil,iri çakıllı bloglu kil,açık sarı,kahve		
551,600	104,40				kil,linyit bandlı,yaprak ve midye fosilli,siltli kil,yer yer laminalı,yeşil,mavi, siyah,bordo,gri,fay 39.80°,54.78°		296,25
528,500	127,50				Sert kil ve kumtaşı,gri,gri,yeşil		297,35
526,500	129,50				Kumtaşı,kiltaş,yer yer kalsiy ve zeolit topraklı silttaşı,ince taneli konglomera,yeşil,gri		298,60
504,450	151,55				Laminalı kumtaşı,killi silttaşı,yer yer linyit ve linyit izli,gri,açık gri,59°eğim		298,90
499,700	156,30				Orta taneli çakıltaşı,kumtaşı,kil,yeşil,kahverengi,gri,42.5°eğim		300,00
483,500	172,50				Kil,kiltaş,silttaşı,konkresyonlu kil,,gri,gri,yeşil,yeşil,		300,25
468,150	187,85				ince taneli kumtaşı,çakıltaşı(konglomera),kil,yeşil,koyu kahve,eğim 62.45°,65.22°		302,00
447,600	208,40				Silttaşı,siltli kumtaşı,yapışkan kil,yeşil,kahverengi,koyu kahve eğim 57.72°,49.40°,51.34°		302,35
433,300	222,70				Kil,kiltaş,sert,yeşil,kahverengi eğim15°-20°		303,20
416,700	239,30				Konglomera,kiltaş,silttaşı,yer yer linyitli,laminalı,gri,yeşil kahverengi eğim 76.75°		304,00
359,750	296,25				Linyit		304,15
351,250	304,75				marn,kiltaş,kumtaşı,yer yer linyit izli,gri,siyah		304,25
336,000	320,00						304,40
							304,75

Şekil 1. PLT-3 Sondajı logu özeti.



Bir grup karot sandığı



Deneyler için temsili karot numune seçimi

Şekil 2. Numune seçim çalışmaları.

Suluova sahasındaki kömür, komşu saha olan Çelteç işletmesinde 1927 yılından bu yana yeraltı ve açık ocaklar şeklinde işletilmektedir. Burada yer alan açık ocakta yapılan gözlemler kömürün Eosen istifinin alt kesimlerinde yer aldığını göstermektedir. Eosen istifi altta genellikle çakıltaşları ile başlamakta, üste doğru yer yer kumtaşları içermektedir. Bu taban birimi üzerinde yer alan kömürlü zonun üstünde ise siyah-koyu gri renkli bol organik malzemeli yer yer de bitümlü şeyller yer almaktadır. Bazı kesimlerde kömürün alt ve üstünde mavimsi renkli kil seviyeleri de vardır. Eosen yaşlı bu istif altta Jura yaşlı kireçtaşları üzerine diskordan olarak oturmakta, içerisinde de kireçtaşı çakıllarını içeren seviyeler bulundurmaktadır. Eosen istifi kıvrımlı, faylı ve bindirmeli bir yapıya sahiptir. Bölgede izlenen fay ve kıvrımlar üstte Pliyosen yaşlı yataya yakın çökeller tarafından diskordan olarak örtülmektedir. Bu nedenle ruhsat sahası içerisinde Eosen birimlerinin mostrası yoktur.

Çeltek açık işletmesinde Eosen birimini kesen farklı nitelikte faylar izlenmiştir. Burada yapılan gözlemlere göre birim, doğrultu atımlı faylar tarafından deforme edilmiştir. Ancak bu fayların çok parçalı yapısı ve/veya bükümlü geometrisi nedeniyle Eosen istifinde çok sayıda bindirme fayları da izlenmektedir. Fayların bir kısmı Eosen içerisinde kalırken bir kısmı da temel birimini oluşturan kireçtaşlarının tektonik kamalar biçiminde Eosen istifine sokulmasına neden olmuştur. Bu Pliyosen öncesi tektonik olaylar nedeniyle ruhsat sahasında son derece karmaşık bir tektonik yapı bulunmaktadır. Öte yandan Pliyosen istifini de kesen daha genç bazı doğrultu atımlı fayların da sahada ortaya çıkartılması beklenmektedir.

### 3 DENEYSEL ÇALIŞMALAR VE SONUÇLARI

Fiziksel ve mekanik özellikleri belirlemeye yönelik yapılan deneyler tek eksenli basınç dayanımı, statik elastisite modülü, akustik dalga hızı (dinamik elastisite modülü ve Poisson oranı), nokta yük dayanımı ve dolaylı (Brezilyan) çekme dayanımı deneyleridir. Kesilebilirliği belirlemek için küçük ölçekli doğrusal kesme ve aşındırıcılığı belirlemek için Cerchar aşındırıcılık indeksi deneyleri yapılmıştır. Fiziksel-mekanik özellikleri belirlemeye yönelik deneylerde ISRM (Ulusay ve Hudson 2007) standartları kullanılmıştır. Küçük ölçekli doğrusal kesme deneyleri McFeat-Smith ve Fowell (1977, 1979)'da önerildiği gibi yapılmıştır. Cerchar aşındırıcılık indeksi deneyleri West (1989)'in önerilerine göre yapılmıştır. Fiziksel ve mekanik özellikler için yapılan deneylerin sonuçları Çizelge 1'de özetlenmiştir. Formasyonların RQD değerleri ile ilgili detaylı bilgi şu anda mevcut değildir.

Çizelge 1. Fiziksel ve mekanik özellikler özeti.

Deney	Minimum	Maksimum
Doğal Birim Hacim Ağırlığı (g/cm <sup>3</sup> )	2.34	2.82
Tek Eksenli Basınç Dayanımı (MPa)	14.4	75.6
Nokta Yük İndeksi'nden Basınç Dayanımı (MPa)	~0	52.7
Dinamik Elastisite Modülü (GPa)	10.51	23.63
Dinamik Poisson Oranı	0.14	0.38
Statik Elastisite Modülü (MPa)	2.86	12.76
Dolaylı (Brezilyan) Çekme Dayanımı (MPa)	0.25	4.66
Cerchar Aşındırıcılık İndeksi Deneyi	< 0.25	1.63

Tüm numunelerin fiziksel ve mekanik özelliklerine bakıldığında, dayanımı en yüksek olan numune PLT-4 sondajından (225.05-225.30) derinliğindeki kömür taban taşından alınan kireçtaşı numunesidir. Bu numunenin basınç dayanımı 75.6 MPa, çekme dayanımı 4.66 MPa, statik elastisite modülü 12.76 GPa, dinamik elastisite modülü 23,63 GPa, dinamik Poisson oranı 0.25 ve Cerchar aşındırıcılık indeksi 0.25'den küçüktür. Diğer tüm numunelerin basınç dayanımları 50 MPa'ın ve çekme dayanımları 2.5 MPa'ın altındadır. Cerchar aşındırıcılık indeksinin en yüksek olduğu (ortalama 1.63) numune PLT-2 (168.80-169.30) derinliğindeki kömür tabanından alınan numunedir. Diğer tüm numunelerin Cerchar aşındırıcılık indeksi değerleri genel olarak 1.5'un altındadır, çoğu birimde ise 0.25'den küçüktür.

Bölgedeki litolojik birimlerin fiziksel ve mekanik özelliklerine bakıldığında, killi formasyonların varlığı, ocağa giriş için düşünülen desandrilerin kazısında, delme ve patlatma yönteminin uygulanmasını zorlaştıracığı düşünüldüğünden, mekanize kazı alternatifini üzerinde yoğunlaşmıştır. Genel olarak kollu galeri açma makinelerinin ve

hidrolik kırıcıların bölge formasyonlarının kazısı için kullanılabileceği ve kepçeli ekskavatörlerin ise sadece basınç dayanımları çok düşük zayıf-altere kısımlarda ve kilde kullanılabileceği görülmektedir (Çopur vd. 2013). Bu çalışmada sadece kollu galeri açma makinesi seçimi ve performans tahminlerinden söz edilecektir.

Kollu galeri açma makinesi seçiminde, doğrusal kesme deneyleri ve performans tahminleri yapılmadan bu konuda kesin bir karar verilemez. Küçük ölçekli doğrusal kesme deneylerinde, bir karot numunesi veya kaya bloğu standart kama tipi bir keski ile ( $-5^\circ$  kesme açısı,  $5^\circ$  temizleme açısı) 5 mm kesme derinliğinde yardımsız (etkileşimsiz) olarak kesilir, keskiye etkileyen kuvvetler üç eksenli olarak ölçülür ve spesifik enerji hesaplanır. Bu çalışmada kullanılan küçük ölçekli doğrusal kesme deney donanımı ve deneysel yöntemin detayları Copur vd. (2007)'de bulunabilir.

Bu çalışmada küçük ölçekli doğrusal kesme deneylerinde kullanılan bağımsız değişken sadece kayaç tipidir ve karot çapı 63 mm olan 7 farklı karot numunesi kesilmiştir (Şekil 3-4).



Şekil 3. Kesme deneylerinde kullanılan bazı numuneler.



Şekil 4. Kesme deneyleri sonrası numuneler.

Deneylerde ölçülen veya hesaplanan parametreler şunlardır: ortalama ve maksimum keski kuvvetleri (normal ve kesme kuvveti) ve birim hacimdeki kayacı kesmek için gereken enerji olarak tanımlanan spesifik enerji (kırınıtlı ağırlığı, kesme uzunluğu ve kesme kuvvetinin fonksiyonu olarak).

Deneylerde sabit tutulan parametreler şunlardır: keski tipi (standart kama tipi), kesme derinliği (5 mm), numune tabakalanma yönü (tabakalanmanın yataya yakın olduğu ve sondajların dikey olduğu kabulü ile tabakalanma düzlemine dik yönde kesim), kesme hızı (~40 cm/sn), veri toplama hızı (1,000 Hz), kesme açısı (-5°) ve temizleme açısı (5°). Küçük ölçekli doğrusal kesme deneylerinin sonuçları Çizelge 2’de özetlenmiştir.

Çizelge 2. Doğrusal kesme deney sonuçlarının özeti.

Sondaj (No)	Derinlik (m)	Normal Kuvvet (kgf)	Kesme Kuvveti (kgf)	Specific Enerji (MJ/m <sup>3</sup> )	(kWh/m <sup>3</sup> )	Açıklama
PLT-1	150.80-151.10	69.4	107.2	6.52	1.81	üst ara katman
PLT-2	160.75-161.00	32.7	62.7	-	-	tavan taşı
PLT-2	168.80-169.30	140.2	152.3	20.35	5.65	taban taşı
PLT-3	140.50-141.20	124.8	126.1	10.99	3.05	üst ara katman
PLT-3	244.85-245.15	121.3	163.4	10.78	2.99	tavan taşı
PLT-3	306.40-306.50	244.8	174.6	12.69	3.53	taban taşı
PLT-4	221.60-221.80	317.9	205.0	21.79	6.05	ara kesme

#### **4 KOLLU GALERİ AÇMA MAKİNESİ SEÇİMİ, NET KAZI HIZI, GÜNLÜK İLERLEME HIZI VE KESKİ TÜKETİMİ TAHMİNİ**

Kullanılması planlanan kazı makinesinin B10 ile B16 arasında at nalı kesitinde galeriler açabilmesi, dolayısı ile sınırlayıcı bir faktör olarak bu kesitlere sığması gerekmektedir. B10 kesitin genişliği 4.2 m ve yüksekliği 3.2 m’dir. B16 kesitin genişliği 5.6 m ve yüksekliği 3.7 m’dir. Kullanılacak kazı makinesinin bu açıklıklara sığması gerekmektedir.

Ocağa giriş-çıkış desandri ile olacaktır. Desandri ile giriş söz konusu olduğunda bölgede stratigrafik olarak görülen tüm birimlerde kazı yapılacaktır. Bu nedenle, sahada görülen tüm formasyonlar için genel performans nomogramları geliştirilecektir. Bu sayede değişen formasyonlar için performans tahmininde kolaylık sağlanacak, daha hassas üretim planlaması yapılabilecektir. Öte yandan, tavan-taban yollarının linyitin tavanında olacağı kabul edilirse, ağırlıklı olarak linyitte ve konglomera, linyit lamine siltaşı ve kiltası ile bitümlü şeyl birimlerinde kazı yapılacaktır. Tüm kısmi cepheli kazı makinelerinin ~14-16° eğime kadar çalışabileceği (eğer kazı performansları yeterli ise) söylenebilir, bu nedenle düşünülen galeri eğimi ~16°’dir ve bu seçimde önemli bir sınırlayıcı faktör değildir.

##### **4.1 Kollu Galeri Açma Makinesi Seçimi**

Doğrusal kesme deney sonuçlarının McFeat-Smith ve Fowell (1977, 1979) tarafından kömür yankayaçları için geliştirilen abaklara göre değerlendirilmesi Çizelge 3’de verilmektedir. Çizelge 3’de yapılan değerlendirmeler masif (kırık ve çatlak gibi süreksizlikler içermeyen) formasyonlar için geçerlidir. Formasyon süreksizlik içeriyorsa, net kazı hızı beklenenden daha yüksek olacağı söylenebilir. Bu çizelgede

söz konusu numuneler için “orta-zayıf” bir performans öngörülmesine rağmen, bölge kayaçlarının kazısında, çok tabakalı formasyon yapısı da göz önüne alındığında, 20-40 ton ağırlıkları arasında eksenel tip bir kollu galeri açma makinesinin sorunsuz bir şekilde kullanılabilmesi söylenebilir. Bu ağırlık sınıfındaki makinelerin kesici kafa güçleri 50-170 kW arasında değişir.

Çizelge 3. McFeat-Smith ve Fowell (1977, 1979) tarafından geliştirilen abaklara göre eksenel kollu galeri açma makineleri performans değerlendirilmesi.

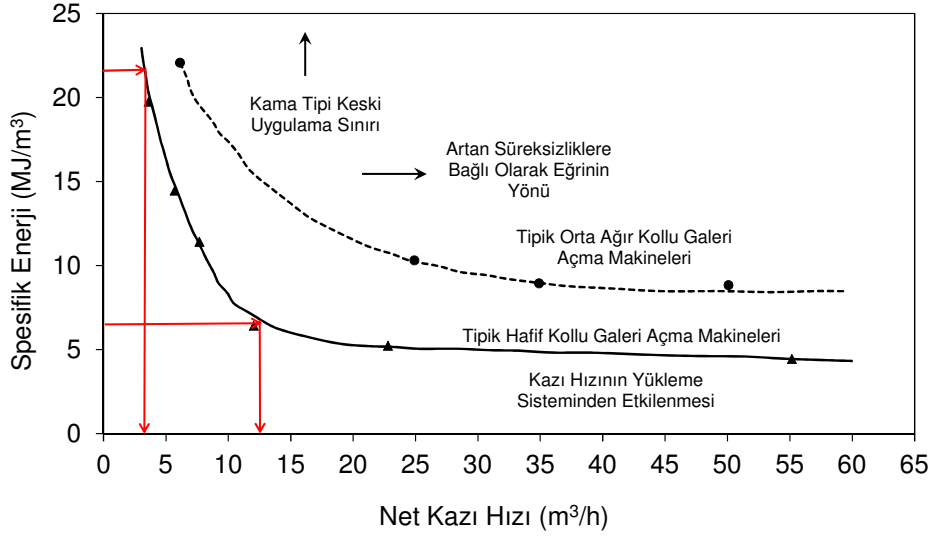
Sondaj (No)	Derinlik (m) / Numune	Spesifik Enerji		Orta Ağır (20-40 ton arası) Eksenel Kollu Galeride Açma Makineleri İçin Performans Değerlendirmesi
		SE (MJ/m <sup>3</sup> )	SE (kWh/m <sup>3</sup> )	
PLT-1	150.80-151.10 (üst ara katman)	6.52	1.81	Ortadan iyiye doğru bir kazı performansı ve düşük makine arızaları. Özellikle aşındırıcı kayaçlar kazılırken keskin düzenli olarak incelenmeli ve gerekiyorsa değiştirilmelidir. Ayna geometrisi uygun ise, kama tipi keskinin hepsi bu kayaçların kazısına uygundur.
PLT-2	160.75-161.00 (tavan taşı)			(NOT: Çok düşük keski kuvvetleri, zayıf dayanım özellikleri)
PLT-2	168.80-169.30 (taban taşı)	20.35	5.65	Makine, bu formasyon ancak 30 cm'den ince bantlar halinde ise kesebilir. Aşırı titreşimden dolayı makine parçalarında sık sık kırılmalar bozulmalar olabilir. Kesici kafanın sert kaya kazısına uygun hale getirilmesi gerekir.
PLT-3	140.50-141.20 (üst ara katman)	10.99	3.05	Orta - Zayıf kazı performansı. Oran düşük olmasına rağmen, bu koşullarda keski kırılmaları beklenebilir. Aşındırıcı kayaçlarda keskin sık sık kontrol edilmelidir ve gerekiyorsa değiştirilmelidir, böylece kazı performansı da artacaktır.
PLT-3	244.85-245.15 (tavan taşı)	10.78	2.99	Orta - Zayıf kazı performansı. Oran düşük olmasına rağmen, bu koşullarda keski kırılmaları beklenebilir. Aşındırıcı kayaçlarda keskin sık sık kontrol edilmelidir ve gerekiyorsa değiştirilmelidir, böylece kazı performansı da artacaktır.
PLT-3	306.40-306.50 (taban taşı)	12.69	3.53	Orta - Zayıf kazı performansı. Oran düşük olmasına rağmen, bu koşullarda keski kırılmaları beklenebilir. Aşındırıcı kayaçlarda keskin sık sık kontrol edilmelidir ve gerekiyorsa değiştirilmelidir, böylece kazı performansı da artacaktır.
PLT-4	221.60-221.80 (ara kesme)	21.79	6.05	Makine, bu formasyon ancak 30 cm'den ince bantlar halinde ise kesebilir. Aşırı titreşimden dolayı makine parçalarında sık sık kırılmalar bozulmalar olabilir. Kesici kafanın sert kaya kazısına uygun hale getirilmesi gerekir.

Söz konusu galeri kesitleri (B10 ve B16) göz önüne alındığında, bu ağırlık sınıfının (20-40 ton) alt kısımlarında yer alan, bom erişiminin sağlandığı kabulü ile bu boyutlara sığabilecek ve makine stabilitesi problemi olmadan kazı yapabilecek taşıyıcı ünite ağırlıkları 20 ile 25 ton arasında değişmektedir. Formasyon dayanımlarının genel olarak 50 MPa'ın altında olması nedeniyle, daha ağır makineler bu açıklığa sığabilmesine rağmen, alan darlığı ve daha yüksek yatırım maliyetleri nedeniyle kullanılması düşünülmemektedir. Ancak, yapılan bu makine seçimini kesinleştirmek için, detaylı performans tahmini (net kazı hızı, günlük ilerleme hızı, keski tüketimi, vs.) yapmak gerekmektedir.

#### 4.2 Net Kazı Hızı Tahmini

McFeat-Smith ve Fowell (1977, 1979) tarafından kömür yankayaçları için geliştirilen net kazı hızı ve spesifik enerji ilişkisi Şekil 5'de verilmektedir. Net (anlı) kazı hızı, makinenin sadece kazı yaptığı süreler dikkate alınarak ulaştığı kazı hızıdır, duraklamalar göz önüne alınmaz. Çizelge 2 veya 3'de verilen spesifik enerji değerleri göz önüne alınarak, Şekil 5 kullanılarak, sahada elde edilebilecek net kazı hızlarının 3.5 ile 12.5 m<sup>3</sup>/saat arasında olacağı görülmektedir.

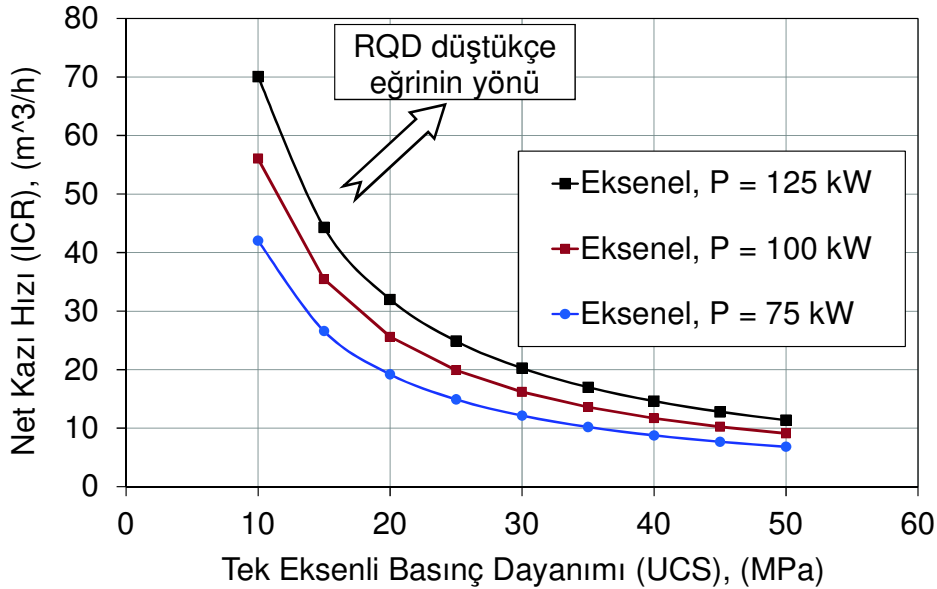
Gehring (1989) net kazı hızı (ICR, m<sup>3</sup>/saat) değerinin basınç dayanımına dayanarak masif formasyonlar için ve 230 kW kesici kafa gücündeki eksenel kollu galeri açma makineleri için bir model önermiştir. Buna göre:



Şekil 5. Eksenel tip kollu galeri açma makineleri için net kazı hızı ile spesifik enerji ilişkisi (McFeat-Smith ve Fowell 1977, 1979).

$$ICR = (1739 / UCS)^{1.13} \quad (1)$$

Burada UCS = kayacın tek eksenli basınç dayanımı (MPa) ve bulunan ICR değerleri 75, 100 ve 125 kW kesici kafa güçleri için doğrusal olarak normalize edildikten sonra elde edilen nomogram Şekil 6'da verilmiştir. 15 MPa tek eksenli basınç dayanımı ve %100 RQD değeri için, kesici kafa gücü 75 kW olan orta ağırlıklı eksenel kollu galeri açma makinesi kullanımında Gehring (1989) modeli kullanılarak ICR değeri 27 m<sup>3</sup>/saat olarak hesaplanır.



Şekil 6. Amasya Suluova Kömür Sahası için Gehring (1989) Modeli'ne göre eksenel kollu galeri açma makineleri için tek eksenli basınç dayanımı ve kesici kafa gücü'ne bağlı olarak geliştirilen net kazı hızı tahmin nomogramı.

Bilgin vd. (1990, 1996) eksenel tip kollu galeri açma makinelerinin net kazı hızlarının (ICR, m<sup>3</sup>/saat) tahmini için formasyon içindeki süreksizlikleri de göz önünde bulunduran aşağıdaki modeli geliştirmişlerdir:

$$ICR = 0.28 \times HP \times 0.974^{RMCI} \quad (2)$$

$$RMCI = UCS \times (RQD / 100)^{2/3} \quad (3)$$

Burada RMCI = kaya kütlesi kazılabilirlik indeksi (MPa), HP = kurulu kesici kafa gücü (Hp), UCS = kayacın tek eksenli basınç dayanımı (MPa) ve RQD = kayaç kalitesi (%)’dir. Bu model kullanılarak, Amasya Suluova Kömür Sahası formasyonları için RQD ve UCS’ye bağlı olarak üç farklı kesici kafa gücü (75, 100 ve 125 kW) olan eksenel kollu galeri açma makineleri için nomogramlar oluşturulmuştur (Şekil 7). 15 MPa tek eksenli basınç dayanımı ve %100 RQD değeri için, kesici kafa gücü 75 kW olan orta ağırlıklı eksenel kollu galeri açma makinesi kullanımında Bilgin vd. (1990, 1996) modeli kullanılarak ICR değeri 19 m<sup>3</sup>/saat olarak hesaplanır.

Kollu galeri açma makinelerinin net kazı hızları aşağıdaki modele göre tam boyutlu (tam ölçekli) doğrusal kazı deneyleri ile tahmin edilebilmektedir (Rostami vd. 1994):

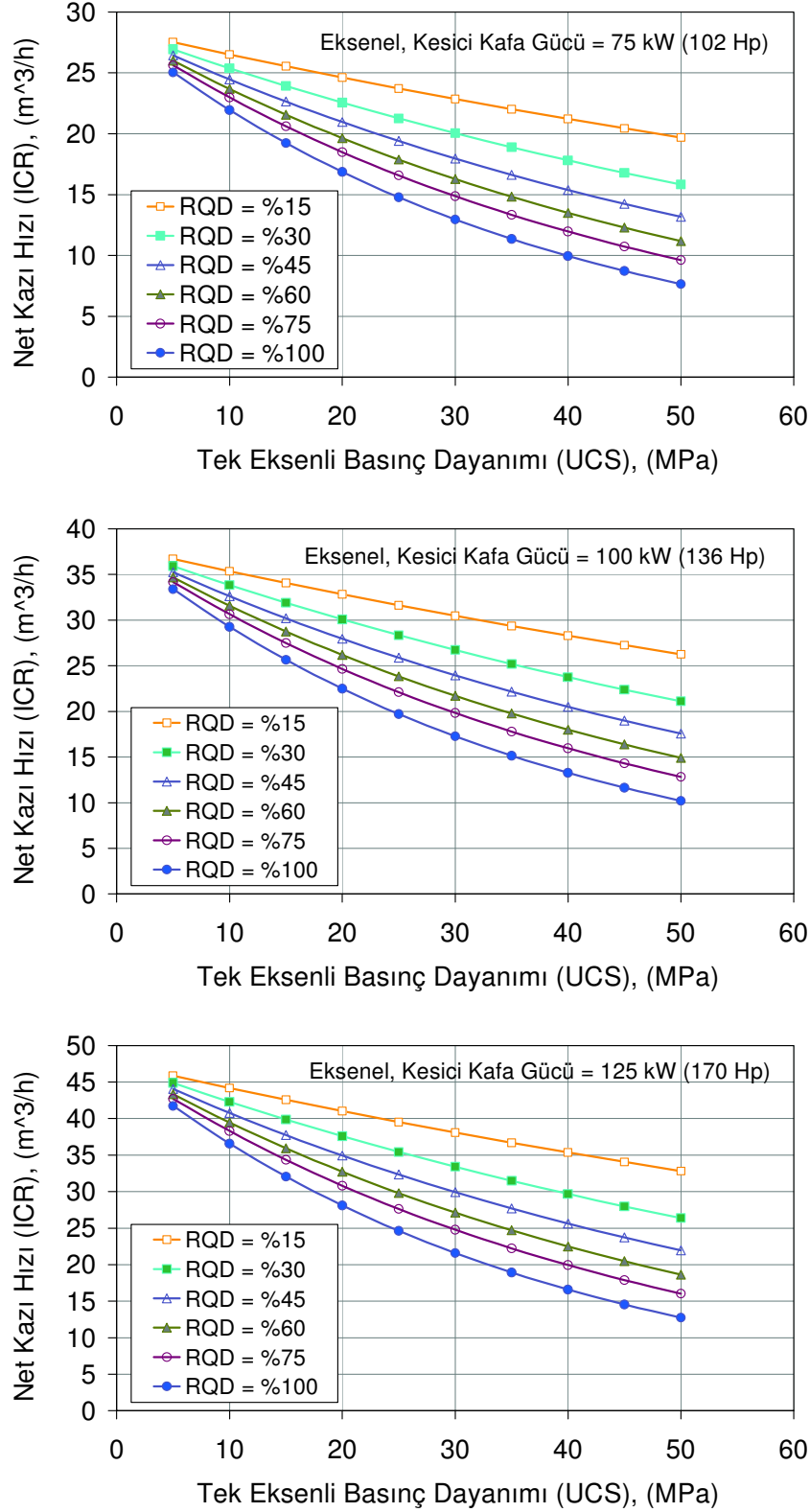
$$ICR = K \times (P_{\text{installed}} / SE_{\text{opt}}) \quad (4)$$

Burada ICR = net kazı hızı (m<sup>3</sup>/saat), P<sub>installed</sub> = kazı makinesinin kurulu kesici kafa gücü (kW), SE<sub>opt</sub> = tam boyutlu doğrusal kazı deneylerinden elde edilen optimum spesifik enerji değeri (kWh/m<sup>3</sup>) ve K = enerji transfer katsayısıdır. Rostami vd (1994) kollu galeri açma makineleri için K katsayısını 0.45 ile 0.55 arasında önermektedir. Bu katsayı, hem kesici kafa motorundaki güç kayıplarını ( $\eta_{\text{motor}}$ ) hem de keskilere kayaya enerji transferindeki kayıpları ( $k_{\text{keski}}$ ) içermektedir ( $K = k_{\text{keski}} \times \eta_{\text{motor}}$ ).  $k_{\text{keski}}$  değeri keski tipine ve kullanılan kazı makinesinin tipine göre değişmektedir, keski ile kayaç arasındaki sürtünme kayıplarını ve kesme derinliğindeki değişimleri içermektedir.  $\eta_{\text{motor}}$  değeri motorun elektrikli veya hidrolik olmasına göre değişiklik göstermektedir. Bilgin vd. (2005) eksenel kollu galeri açma makineleri için K değerinin 0.4 civarında olduğunu belirtmişlerdir. Bilgin vd. (2014) K değerinin eksenel tip kollu galeri açma makineleri için 0.45 olabileceğini ve travers tip kollu galeri açma makineleri için 0.55 olabileceğini belirtmişlerdir.

Bu çalışmada tam boyutlu doğrusal kazı deneyleri yapılmadığından, SE<sub>opt</sub> değerinin basınç dayanımı ve çekme dayanımı değerlerine dayanarak masif formasyonlar için hesaplanabilmesi amacıyla geliştirilmiş modeller kullanılmıştır. Buna göre eksenel kollu galeri açma makineleri için SE<sub>opt</sub> değeri (kWh/m<sup>3</sup> olarak) aşağıdaki gibi hesaplanabilir (Balcı vd. 2004):

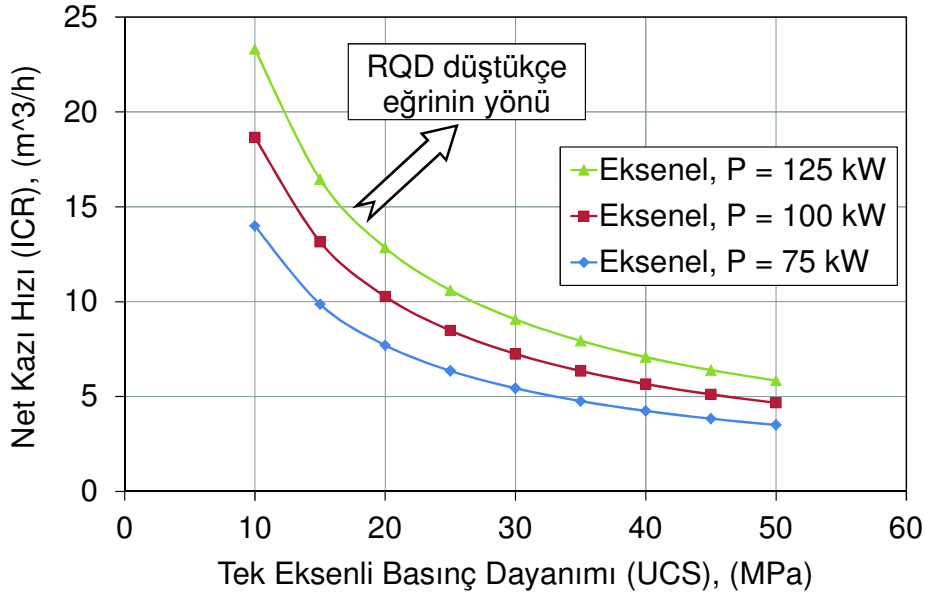
$$SE_{\text{opt}} = 0,37 \times (UCS)^{0,86} \quad (5)$$

Burada UCS = kayacın tek eksenli basınç dayanımı (MPa)’dır. Eşitlik (5)’e göre hesaplanan SE<sub>opt</sub> değerleri, 3 değişik kesici kafa kurulu gücü için (75, 100, 125 kW) Eşitlik (4)’de yerine konulduğunda, K değeri ortalama 0.5 alınarak Şekil 8’deki nomogram elde edilir.



Şekil 7. Amasya Suluova Kömür Sahası için Bilgin vd. (1990, 1996) Modeli'ne göre eksenel kollu galeri açma makineleri için tek eksenli basınç dayanımı ve RQD'ye bağlı olarak geliştirilen net kazı hızı tahmin nomogramları.





Şekil 8. Amasya Suluova Kömür Sahası için Balcı vd. (2004) ile Rostami vd. (1994) Modeli'ne göre değişik kesici kafa güçleri olan eksenel kollu galeri açma makineleri için geliştirilen tek eksenli basınç dayanımına göre net kazı hızı tahmin nomogramı.

Bu çalışmada K değerinin, ortalama 0.5 alınmasının nedeni, Eşitlik (5)'den elde edilen  $SE_{opt}$  değerinin halihazırda eksenel kollu galeri açma makineleri için geliştirilen bir eşitlik olmasındandır. 15 MPa tek eksenli basınç dayanımı ve %100 RQD değeri için, kesici kafa gücü 75 kW olan orta ağırlıklı eksenel kollu galeri açma makinesi kullanımında, Bilgin vd (2014)'de önerildiği gibi Balcı vd (2004) ile Rostami vd (1994) modeli birlikte kullanılarak ICR değeri 10 m<sup>3</sup>/saat olarak hesaplanır.

Böyle bir çalışmada, eksenel veya travers makine tiplerinden hangisinin kullanılacağına da karar verilmesi gerekir. Bu nedenle her iki tip galeri açma makinesi için de performans hesapları yapılmalıdır ve çeşitli işletme kriterleri göz önüne alınarak kıyaslamalar yapılmalıdır.

Eksenel veya travers tip kollu galeri açma makineleri arasında kıyaslama yapılırken galeri duvarlarının profili (pürüz durumu), makine stabilitesi, pasa yükleme verimi, pasa boyut dağılımları, kazı hızları, makine fiyatları ve ocağın üretim planları göz önüne alınmalıdır. Ayrıca, yükleme plakasının genişleyebilir olup olmadığı, bomun teleskopik olup olmadığı ve bom üzerinde çelik tahkimat kaldırma aparatı olup olmadığı konuları da göz önüne alınmalıdır. Satın alınacak makinenin tavan-taban yollarındaki kömür kazısında da kullanılacağı göz önünde bulundurularak, anti-grizutin özellikte olmasına dikkat edilmelidir.

Bu çalışmada, galeri duvarlarının pürüzlülüğü kriteri göz önüne alınarak, daha avantajlı olan eksenel tip kesici kafa kullanılacağı kabul edilmiştir. Yapılan çalışmalarda (Çopur vd. 2013), travers kesici kafalı kollu galeri açma makineleri, hidrolik kırıcılar ve kepçeli ekskavatörler için de seçim ve performans tahmini

yapılmasına rağmen, bu çalışmada sadece eksenel kollu galeri açma makineleri için yapılan çalışmalar anlatılmıştır.

### **4.3 Günlük İlerleme Hızlarının Hesabı**

Günlük ilerleme hızı aşağıdaki bağıntı ile hesaplanabilir:

$$G\dot{I}H = GKH / GKA \quad (6)$$

$$GKH = ICR \times MKO \times GVS \times V\dot{C}S \quad (7)$$

Burada  $G\dot{I}H$  = günlük ilerleme hızı (m/gün),  $GKH$  = günlük kazı hacmi (m<sup>3</sup>/gün),  $GKA$  = galeri kesit alanı (m<sup>2</sup>),  $ICR$  = net kazı hızı (m<sup>3</sup>/saat),  $MKO$  = makine kullanım oranı (%),  $GVS$  = günde vardiya sayısı (vardiya/gün) ve  $V\dot{C}S$  = vardiya çalışma süresi (saat/vardiya)'dir.

Makine kullanım oranı, tüm çalışma zamanı içinde makinenin kazı için kullanılma süresinin yüzde olarak ifadesidir; diğer bir deyişle sadece kazı yapılan sürenin (duraklamalar hariç tutularak) tüm çalışma süresine (duraklamalar+kazı) oranıdır. Bu oran çeşitli işletme, madencilik ve iş organizasyonu parametrelerine bağlıdır. Galeri kazılarında makineden faydalanma oranı, çelik tahkimat kullanımı durumunda genellikle %20 ile %30 arasında değişmektedir, zaman zaman %40'lara çıkabilmektedir. Diğer zamanlarda tahkimat, pasa nakli, su atımı, makine arızaları vb. nedenlerle duraklamalar söz konusudur.

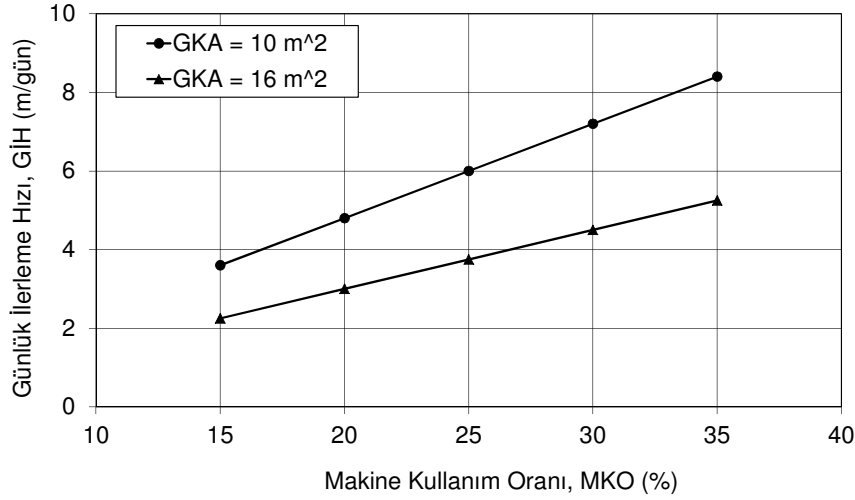
Amasya-Suluova Kömür Sahası için günde 8 saatlik 3 vardiya düzeninde çalışma koşulunda, 15 MPa tek eksenli basınç dayanımı ve %100 RQD değeri için, B10 (10 m<sup>2</sup>) ve B16 (16 m<sup>2</sup>) galeri kesitlerinde, kesici kafa gücü 75 kW olan orta ağırlıklı eksenel kollu galeri açma makinesi kullanımında ( $ICR$  değeri 10 m<sup>3</sup>/saat kabulü ile), günlük ilerleme hızının makine kullanım oranına bağlı değişimi Şekil 9'da verilmektedir. Günde 2 ile 8 m arasında ilerlemelerin mümkün olduğu görülmektedir.

### **4.4 Birim Keski Tüketim Tahmini**

Bir galeri açma makinesinin performansını ve kazı maliyetlerini sadece kazı hızları veya süreksizlikler değil aynı zamanda kayaçların aşındırıcılıkları (diğer bir deyişle keski tüketimleri) de etkilemektedir. Kayaçların kazılabilirlikleri hakkında daha kesin bir yargıya varmak için, keski tüketimlerinin de tahmin edilmesi gereklidir. Konik veya radyal tip keski için tüketim tahmini aşağıdaki bağıntıya göre hesap edilebilir (Johnson ve Fowell 1986):

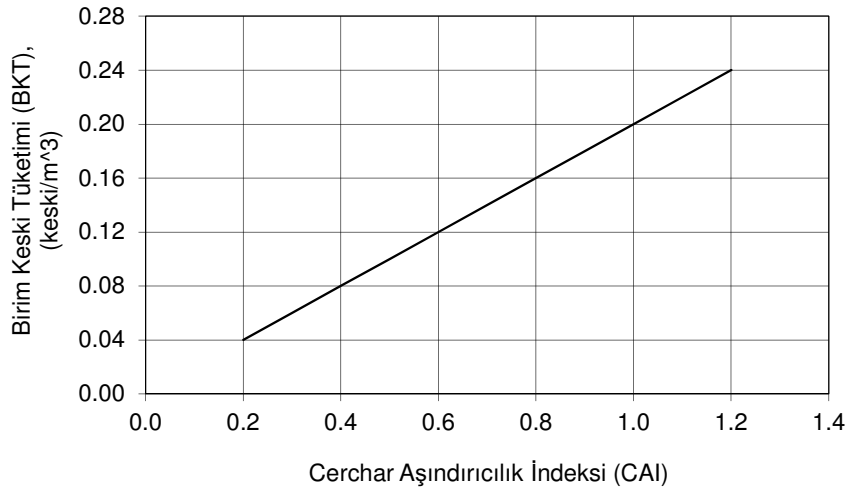
$$BKT = t \times CAI / 4 \quad (8)$$

Burada  $BKT$  = birim keski tüketimi (birim hacimdeki kayacı kesmek için tüketilen keski miktarı) (keski/m<sup>3</sup>),  $CAI$  = kayacın Cerchar aşındırıcılık indeksi ve  $t$  = kesici kafa dönüş hızı ve su püskürtme (keski soğutma veya toz bastırma için) ile ilgili katsayıdır (Ozdemir, 1995).  $t$  değeri hızlı kafa dönüşü ve su püskürtme yapılırsa 0.65'e kadar düşebilir.



Şekil 9. Amasya-Suluova Kömür Sahası için orta ağırlıklı eksenel kollu galeri açma makinesi (P = 75 kW) için günlük ilerleme hızının makine kullanım oranına bağlı değişimi (ICR = 8 m<sup>3</sup>/saat, GKA = 10-16 m<sup>2</sup>).

Amasya Suluova Kömür Sahası numunelerinin Cerchar aşındırıcılık indeksi (CAI) değerleri 1.5'ün altındadır, çoğu litolojik birimlerde 0.25'in altındadır. Bu nedenle, keski tüketimi (0.2-1.2) CAI aralığı için tahmin edilecektir. Keski tüketimi tahminlerinde t değeri, kesici kafanın çoğunlukla yüksek devirde döndürüleceği ve toz bastırmak amacıyla su püskürtülmeyeceği kabulü ile 0.8 alınmıştır. Kullanılan kollu galeri açma makinesinin tipinden bağımsız olarak bölge kayaları için konik keski tüketim nomogramı Şekil 10'da verilmiştir. Buna göre, ortalama 0.4 CAI değeri için 0.08 keski/m<sup>3</sup> elde edilir.



Şekil 10. Amasya Suluova Kömür Sahası için Johnson ve Fowell (1986) ve Ozdemir (1995) Modeli'ne göre konik keski tüketim tahmin nomogramı.

Keski tüketimi 0.5 keski/m<sup>3</sup> değeri ve üzerinde ise kollu galeri açma makinelerinde keski aşınmaları ve kırılmaları oldukça hızlı olduğu ve aşınmış keskilere gelen keski kuvvetlerinin de hızla arttığı bilinmektedir (Çopur vd. 1998). Bu da, gerek keski tüketimi ve ton başına kazı maliyeti bakımından ve gerekse de keskileri değiştirmek

için uzun duraklamalar bakımından kazının ekonomikliğini düşürmektedir, çoğu zaman düşük kesme derinlikleri nedeniyle makine ilerleyemediği için kazı makinesi kullanımından vazgeçilmektedir. Keski tüketimleri 0.2 ile 0.5 keski/m<sup>3</sup> arasında ise, bu durum kritiktir, kısa mesafeler makine ile geçilebilir, projenin ekonomikliği gözden geçirilmelidir. Keski tüketimleri 0.2 keski/m<sup>3</sup>'ün altında ise çoğu zaman problemsiz kazı söz konusudur (Ocak vd. 2007). Belirtilen bu konular göz önüne alındığında, keski tüketiminin Amasya-Suluova Kömür Sahası için önemli bir sorun olmayacağı söylenebilir.

## **5 SEÇİLEN KOLLU GALERİ AÇMA MAKİNESİNİN GERÇEKLEŞEN KAZI PERFORMANSI**

Firma yetkilileri, hazırlanan rapora dayanarak Sanyhe firmasının ürettiği EBZ 75 marka 2 adet eksenel kollu galeri açma makinesi satın alarak, 16° eğimli B10 kesitli 2 desandrinin kazısını bu makinelerle yapmaya başlamıştır. EBZ 75'in bazı teknik özellikleri Çizelge 4'de ve bir fotoğrafı Şekil 11'de verilmiştir.

Çizelge 4. EBZ 75'in bazı teknik özellikleri.

Toplam Ağırlık	24 ton
Toplam Güç	135 kW
Kesici Kafa Kurulu Gücü	75 kW
Maksimum Kesme Yüksekliği	3.5 m
Maksimum Kesme Genişliği	4.6 m
Keski Tipi	Konik Keski
Keski Sayısı	36 adet
Maksimum Kesici Kafa Dönüş Hızı	46 dev/dak
Çalışabileceği Maksimum Eğim	±16°



Şekil 11. EBZ75 galeri açma makinesi.

Desandri girişlerinde belirli bir süre alüvyon ağırlıklı Pliyosen yaşlı formasyon klasik yöntemle kazılmıştır. Daha sonra, kollu galeri açma makineleri bir süre denendikten sonra, Aralık 2013'den itibaren Pliyosen yaşlı formasyonlar bittikten sonra kazı işleri bu makinelerle yapılmaya başlanmış ve 1 Ocak 2014'den itibaren performans kayıtları düzenli olarak tutulmuştur.

İki makine de benzer formasyonlarda kazı yapmıştır ve kazı hızları arasında önemli bir farklılık görülmemiştir. 1 Ocak 2014 ve 25 Şubat 2014 tarihleri arasında 643 Nolu makine ile 152.8 m ve 647 nolu makine ile 161.8 m ilerleme yapılmıştır (toplam 314.6 m). Makineler ağırlıklı olarak çeşitli renklerdeki (gri, yeşil, kahverengi, mavi) killer (~100 m) ve yeşil kiltası (50~60 m) içinden geçmiştir. Yeşil kiltasının basınç dayanımı yaklaşık 12~15 MPa, Cerchar aşındırıcılık indeksi 0.3~0.5 ve çekme dayanımı 1.3~2.0 arasındadır (Çopur vd. 2013).

Çizelge 5'de özetlenen operatör kayıtlarına göre, söz konusu değişik litolojik birimlerdeki kazı performansları arasında çok büyük farklılıklar görülmemiştir. 643 Nolu makinede ortalama net kazı hızı 5.34 m<sup>3</sup>/saat ve ortalama günlük ilerleme hızı 2.73 m/gün olmuştur. 647 Nolu makinede ortalama net kazı hızı 5.66 m<sup>3</sup>/saat ve ortalama günlük ilerleme hızı 2.89 m/gün olmuştur. Kahverengi ve gri kil'de 17 Ocak 2014 tarihinde (643 nolu makine) ve 18 Ocak 2014 tarihinde (647 nolu makine) heriki makinede 18 m<sup>3</sup>/saat maksimum net kazı hızlarına ulaşılmıştır. En yüksek

günlük ilerlemeye (5 m/gün) çeşitli tarihlerde heriki makinede yeşil kilde ve yeşil kilitaşında ulaşılmıştır. Yeşil kilitaşında yaklaşık 115 m (~1,150 m<sup>3</sup>) kazı sonucunda her iki makinede 7'şer adet olmak üzere toplam 14 adet konik (kalem uçlu) keski tüketilmiştir (0.012 keski/m<sup>3</sup>). Formasyon yumuşak ve plastik karakterli olduğundan, keski aşınmaları daha çok keski gövdesinden erozyon şeklinde olmuştur (Şekil 12).

Çizelge 5. Gerçekleşen kazı performansı.

	643 Nolu Makine	647 Nolu Makine	Genel Ortalama
Operatör Kayıtlarına Göre (1 Ocak 2014 ile 25 Şubat 2014 Tarihleri Arasında)			
Galeri Uzunluğu	152.8 m	161.8 m	314.6 m toplam
Çalışılan Gün Sayısı	1 Ocak ve 25 Şubat 2014 tarihleri arasında 56 gün		
Formasyon	çeşitli renklerdeki (gri, yeşil, kahverengi, mavi) killer (~100 m) ve yeşil kilitaşı (50~60 m)		
Ortalama Net Kazı Hızı	5.34 m <sup>3</sup> /saat	5.66 m <sup>3</sup> /saat	5.62 m <sup>3</sup> /saat
En İyi Net Kazı Hızı	18.00 m <sup>3</sup> /saat	18.00 m <sup>3</sup> /saat	-
Ortalama Günlük İlerleme	2.73 m/gün	2.89 m/gün	2.81 m/gün
En İyi Günlük İlerleme	5.0 m/gün	5.0 m/gün	-
Makine Kullanım Oranı			~%15*

25-26 Şubat 2014 Tarihlerinde Sahada Yapılan Gözlemlere Göre		
Ortalama Net Kazı Hızı	-	8.0 m <sup>3</sup> /saat
Ortalama Tahkimat Süresi	-	100 dak.

(\*) Geri hesaplama yöntemiyle bulunan makine kullanım oranıdır.



Şekil 12. Yeni (solda) ve aşınmış (sağda) keski.

Kil birimde, özellikle nem içeren kesimlerde kesici kafaya kil yapışarak performansı önemli ölçüde etkilemekte, makinenin zincirli konveyöründe tıkanmalara sebep olmaktadır. Sahada 25-26 Şubat 2014 tarihlerinde yapılan ölçüm ve gözlemlere göre, ortalama net kazının yeşil kilitaşında 8.0 m<sup>3</sup>/saat, bir set tahkimatın kurulmasının yaklaşık 100 dakika süre aldığı belirlenmiştir.

## **6 GERÇEKLEŞEN VE TAHMİN EDİLEN KAZI PERFORMANSLARININ KİYASLANMASI**

Sahada yeşil kıltaşı kazısında gerçekleşen ve tahmin edilen (15 MPa basınç dayanımı ve %100 RQD için) kazı performanları Çizelge 6'da özetlenmiştir. Görüldüğü gibi, tahmin yöntemlerinden özellikle Balcı vd. (2004) ve Rostami vd. (1994) ile Mcfeat-Smith ve Fowell (1977, 1979) yöntemleri oldukça yakın net kazı hızı tahmin değerleri vermesine rağmen, özellikle Gehring (1989) yöntemi oldukça yüksek (gerçekleşenin yaklaşık 3.5 katı kadar) değerler vermektedir.

Çizelge 6. Gerçekleşen ve tahmin edilen kazı performansı.

	Gerçekleşen	Tahmin Edilen	
Net Kazı Hızı	Ölçüm: 8.0 m <sup>3</sup> /sa Operatör Kaydı: 5.5-6 m <sup>3</sup> /saat	Balcı vd. (2004) ve Rostami vd. (1994)	10.0 m <sup>3</sup> /saat
		Mcfeat-Smith ve Fowell (1977, 1979)	3.5-12.5 m <sup>3</sup> /saat
		Bilgin vd. (1990, 1996)	19.0 m <sup>3</sup> /saat
		Gehring (1989)	27 m <sup>3</sup> /saat
Günlük İlerleme	2.81 m/gün	6 m/gün (10 m <sup>3</sup> /saat ICR ve %25 MUT kabulü için)	
Makine Kullanımı	~%15	%25 (ortalama kabul)	
Keski Tüketimi	0.012	0.08	

Günlük ilerleme hızları dikkate alındığında, gerçekleşen günlük ilerleme hızı tahmin edilenin yaklaşık yarısı kadardır. Bunun başlıca sebebi, sahada kil yapışma probleminin nakliyat sistemini olumsuz etkilemesi, tahkimat tabanı için köşelerin kazısının 16° galeri eğimi nedeniyle kollu galeri açma makinesi ile yapılamayıp manüel yapılması ve operatör tecrübesizliğidir. Geri hesap yöntemiyle bulunan makine kullanım oranı sahada genel olarak düşük olmuştur (~%15 civarı).

Söz konusu sahada, 3 vardiya için toplam 8 operatör ve yardımcısı çalışmaktadır. Operatörlerin çoğunun tecrübesi bu saha ile sınırlı olması (öğrenme evresi), günlük ilerlemeleri olumsuz etkilemiştir.

Kazı sonucunda taş unu şeklinde pasa çıkması, pasanın nakliyatında sorunlar çıkarması ve makinenin nakliyat oluşunda tıkanmalara neden olması nedenleriyle, nakliyatta ciddi sıkıntılar yaşanmaktadır. Bu nedenle, makinenin yanında ayrı bir zincirli oluk ünitesi kurularak, bununla kazılan pasa arkaya ve oradan da bir bant konveyör ile yeryüzüne taşınmaktadır. Kazılan malzeme bu ilave oluğa aktarılırken, operatör makinenin kesici kafasını kullanmaktadır, bu da operatör kayıtlarındaki net kazı hızının düşük olmasına neden olmakta ve günlük ilerlemeleri olumsuz etkilemektedir.

Tahkimat tabanı için köşelerin kazısının 16° galeri eğimi nedeniyle kollu galeri açma makinesi ile yapılamaması, bu kısımların kazısızın manüel olarak yapılmasına neden olmakta, bu da zaman kayıplarına neden olarak makine kullanım oranını düşürmekte ve günlük ilerlemeleri olumsuz etkilemektedir. Bir set tahkimatın (rijit çelik tahkimat + kama) kurulum süresi ortalama 100 dakika almaktadır.

Bu nedenlerle, ilerleyen zamanda (öğrenme evresi geçildikten sonra), galeri eğiminin yatay olacağı tavan-taban kazılarında ve kil içermeyen formasyonlarda daha yüksek ilerleme hızlarına ulaşılabileceği tahmin edilmektedir.

Tahmin edilen keski tüketimi, gerçekleşen keski tüketiminden çok daha büyük çıkmıştır. Bunun başlıca sebebi olarak, kullanılan tahmin modelinin, çok eski zamanlarda kullanılan kollu galeri açma makineleri için geliştirilmiş olduğu, yeni makinelerin eskiye kıyasla daha stabil ve gelişmiş olduğu düşünülmektedir. Ayrıca, kullanılan keski çok sert kayalarda kullanılan keski tipindedir. Bu nedenlerle, gerçekleşen keski tüketimi tahmin edilenden düşük olmuştur. Keski tipinin çok sert kayalara uygun olması, keski maliyetlerini bir miktar azaltmasına rağmen, net kazı hızlarını da az da olsa azalttığı düşünülmektedir.

## 7 SONUÇLAR

Yapılan çalışmalar sonucunda, sahadaki formasyonların kazısında kesici kafa gücü yaklaşık 75-125 kW arasında olan orta ağır sınıfında eksenel tip bir kollu galeri açma makinesinin düşük keski maliyetlerinde kullanılabilmesi ortaya konmuştur. Söz konusu kesici kafa gücüne sahip ve B10 galeri kesimine uygun kollu galeri açma makinelerinin ağırlıkları 20 ile 25 ton arasında değişmektedir. Sahadaki galerilerin kazısı için, firma yetkilileri, 24 ton ağırlığında 75 kW kesici kafa gücünde eksenel 2 adet kollu galeri açma makinesi satın almışlardır ve sahada kullanmaya başlamışlardır. Yeşil kilitte ortalama 8 m<sup>3</sup>/saat net kazı hızına ve 2.81 m/gün ortalama günlük ilerleme hızına ulaşılmıştır. Yapılan net kazı hızı tahminleri, bazı modeller için belirli bir yakınsaklık içindedir. Gerçekleşen günlük ilerleme hızları, tahmin edilenin yarısı kadar olmuştur; bunun başlıca sebebi, sahada kil yapışma probleminin nakliyat sistemini olumsuz etkilemesi, tahkimat tabanı için köşelerin kazısının 16° galeri eğimi nedeniyle kollu galeri açma makinesi ile yapılamaması ve operatör tecrübesizliğidir. Gerçekleşen keski tüketimi, tahmin edilen keski tüketiminden çok daha düşük olmuştur.

## 8 KAYNAKLAR

- Balci, C., Demircin, M. A., Copur, H., Tuncdemir, H. 2004. Estimation of Optimum Specific Energy Based on Rock Properties for Assessment of Roadheader Performance, *Journal of South African Institute of Mining and Metallurgy*, 104, 11, pp. 633-642.
- Bilgin, N., Copur, H., Balci, C. 2013. *Mechanical Excavation in Mining and Civil Industries*, CRC Press, Taylor & Francis Group, ISBN-13: 978-1466584747, 388 p.
- Bilgin, N., Seyrek, T., Erdinç, E., Shahriar, K. 1990. Roadheader Glean Valuable Tips for Istanbul Metro, *Tunnels and Tunnelling*, 22, 10, pp. 29-32.
- Bilgin, N., Yazici, S., Eskikaya, S. 1996. A Model to Predict the Performance of Roadheaders and Impact Hammers in Tunnel Drivages, *Proceedings of Eurock 96*, pp. 715-720, Torino.
- Bilgin, N., Tumaç, D., Feridunoglu, C., Karakas, A. R., Akgul, M. 2005. The Performance of a Roadheader in High Strength Rock Formations in Kucuksu Tunnel, In: Erdem, Y., Solak, T. (eds), *Proc. The World Tunnel Congress*, pp. 815-820, Istanbul.
- Copur, H., Balci, C., Bilgin, N., Tumaç, D., Duzyol, I. 2007. Full-scale Linear Cutting Tests Towards Performance Prediction of Chain Saw Machines, In: Karpuz, C., Hindistan, M. A., Tercan, A. (eds), *Proc. The 20th Int. Mining Congress and Exhibition of Turkey*, pp. 161-169, Ankara.
- Copur, H., Balci, C., Tumaç, D., Avunduk, E., Çomaklı, R. 2013. *PLT Madencilik San. ve Tic. A.Ş. Amasya Suluova Kömür Sahası Linyit ve Yan Kayaların Kazılabilirlikleri ve Kollu Galeri Açma Makinesi Seçimi*, PLT Madencilik Sa. ve Tic. A.Ş.'ye Sunulan Rapor, İTÜ Döner Sermaye Projesi.

- Copur, H., Ozdemir, L., Rostami, J. 1998. Roadheader Applications in Mining and Tunneling, *Mining Engineering*, 50, 3, pp. 38-42.
- Çopur, H., Tunçdemir, H., Bilgin, N., Dinçer, T. 2001. Specific Energy as a Criterion for the Use of Rapid Excavation Systems in Turkish Mines, *The Institution of Mining and Metallurgy, Transactions Section-A Mining Technology*, 110, A149-157.
- Gehring, K. H. 1989. A Cutting Comparison, *Tunnels and Tunnelling*, Nov, pp. 27-30.
- Johnson, S. T., Fowell, R. J. 1986. Compressive Strength Is Not Enough: Assessing Pick Wear Rates for Drag Tool Equipped Machines, In: Hartman, H. L. (eds), *Proc. 27th US Rock Mechanics Symposium*, Tuscazoosa, AL, AIME, pp. 840-845, New York.
- McFeat-Smith, I., Fowell, R. J. 1977. Correlation of Rock Properties and the Cutting Performance of Tunnelling Machines, *Conference on Rock Engineering*, pp. 581-602, UK.
- McFeat-Smith, I., Fowell, R. J. 1979. The Selection and Application of Roadheaders for Rock Tunnelling, *Proc. Rapid Excavation and Tunnelling Conference*, 1, pp. 261-279, Atlanta.
- Ocak, İ., Yenigün, Y., Çınar, M., Nahya, T. 2007. Kadıköy – Kartal Metro Tünellerinde Kullanılan Kollu Galeri Açma Makinesinin Kazı Performansı ve Diğer Kazı Yöntemleriyle Kıyaslanması, In: Bilgin, N., Çopur, H., Balcı, C., Yüce, A. E. (eds), *Türkiye 2. Ulaşımında Yeraltı Kazıları Sempozyumu*, s. 199-206, İstanbul.
- Ozdemir, L. 1995. *Mechanical Mining*, Short Course Notes, Colorado School of Mines, Golden.
- Rostami, J., Ozdemir, L., Neil, D. M. 1994. Performance Prediction: A Key Issue in Mechanical Hard Rock Mining, *Mining Engineering*, 11, pp. 1263-1267.
- Tüysüz, O. 2013. *PLT Madencilik San. ve Tic. A.Ş.'nin Amasya Suluova Kömür Sahası için Hazırlanmakta Olan Jeolojik Rapor*.
- Ulusay, R., Hudson, J. A. 2007. The Complete ISRM Suggested Methods for Rock Characterization, Testing and Monitoring: 1974–2006, *Suggested Methods Prepared by the Commission on Testing Methods*, International Society for Rock Mechanics, Compilation Arranged by the ISRM Turkish National Group, Ankara, Turkey, 628 p.
- West, G. 1989. Rock Abrasiveness Testing for Tunnelling, *Int J Rock Mech Min Sci*, 26, pp. 151–160.