

*Proceedings of  
6<sup>th</sup> International Congress of  
Mining Machinery & Technologies*

*Editors*

Gürcan Konak  
Mehmet Tanrıverdi  
Alper Gönen  
Baran Tufan  
Doğan Karakuş  
Mete Kun  
Mehmet V. Özdoğan

UCTEA  
Chamber of  
Mining Engineers of Turkey



TMMOB  
Maden Mühendisleri Odası





*PROCEEDINGS OF  
6<sup>th</sup> INTERNATIONAL CONGRESS OF  
MINING MACHINERY & TECHNOLOGIES*

**6. ULUSLARARASI MADEN MAKİNALARI VE  
TEKNOLOJİLERİ KONGRESİ  
BİLDİRİLER KİTABI**

*18-21 October/Ekim 2017  
İzmir – Turkey*

*Editors/Editörler*

Gürcan KONAK  
Mehmet TANRIVERDİ  
Alper GÖNEN  
Baran TUFAN  
Doğın KARAKUŞ  
Mete KUN  
Mehmet V. ÖZDOĞAN

UCTEA  
*Chamber of Mining Engineers  
of Turkey*



TMMOB  
Maden Mühendisleri Odası



İzmir - Turkey

18-21 October/Ekim 2017

---

*Website/İnternet Sitesi:* **www.immat.org**

All rights reserved © 2017

No parts of this book may be reproduced in any forms any means, without written permission of The Chamber of Mining Engineers of Turkey.

Tüm Hakları Saklıdır © 2017

TMMOB Maden Mühendisleri Odası'nın yazılı izni olmaksızın bu kitap yada bu kitabın herhangi bir kısmı yayınlanamaz.

The proceedings are also available in e-book format.

Bildiriler ayrıca e-kitap biçiminde yayınlanmıştır.

*Published by/Baskı* : Manisa Ofset Basın Yayın Matbaacılık San. ve Tic. - 18586

*Editors/Editörler* : Gürcan Konak, Mehmet Tanrıverdi, Alper Gönen, Baran Tufan,  
Doğan Karakuş, Mete Kun, Mehmet Volkan Özdoğan

*Layout/Dizgi* : Baran Tufan

ISBN : 978-605-01-1102-6

## ÖNSÖZ

TMMOB Maden Mühendisleri Odası tarafından organize edilen 6. Uluslararası Maden Makinaları ve Teknolojileri Kongresi (IMMAT) 18-21 Ekim 2017 tarihleri arasında MINEX Fuarı ile koordineli olarak İzmir’de düzenlenmiştir. Maden Mühendisleri Odası’nın önemli etkinliklerinden birisi olan kongre kapsamında; maden işletme, cevher hazırlama ve zenginleştirme, mermer, altyapıya yönelik kullanılan maden makinaları ve bunların teknolojileri ile ilgili konular konunun uzmanları tarafından sunulup tartışılmıştır. Kongreye madencilik ve ilgili sektörlerin değişik kesimlerinden 223 delege katılım sağlamıştır. Kongre kapsamında 4’ü çağrılı konuşmacı olmak üzere 31 adet sözel ve 10 adet poster bildiri sunumu gerçekleştirilmiştir. Çağrılı konuşmalar hariç, sözel ve poster olarak sunumu yapılan toplam 37 adet bildiri bu kitapta yer almaktadır.

Kongre ile birlikte İZFAŞ ve Maden Mühendisleri Odası tarafından düzenlenen MINEX “7. Madencilik, Doğal Kaynaklar ve Teknolojileri” fuarı 300’ün üzerinde yerli ve yabancı firmanın katılımı ile gerçekleştirilmiştir. Fuar kapsamında madencilik ve altyapı çalışmalarında kullanılan makina-ekipmanları ve bunların teknolojileri ile ilgili ürünler sergilenerek kullanıcılar ile buluşturulmuştur.

Gelişen Türkiye’nin aydınlık yüzü, kongre ve fuarlar şehri İzmir’de gerçekleştirilen 6. Uluslararası Maden Makinaları ve Teknolojileri Kongresi’ne emeği geçen, maddi ve manevi destek sağlayan tüm kişi ve kuruluşlara teşekkür ederiz.

Saygılarımla,

*Kongre Yürütme Kurulu Adına*  
*Kongre Yürütme Kurulu Başkanı*  
**Prof. Dr. Gürcan KONAK**



## *FOREWORD*

Dear colleagues and scientists;

The 6<sup>th</sup> International Congress of Mining Machinery and Technologies (IMMAT), organized by TMMOB Chamber of Mining Engineers of Turkey (Izmir Branch) was held in Izmir between the dates of 18 – 21 October 2017 together with MINEX 2017 Fair. As one of the most important events organized by Chamber of Mining Engineers of Turkey, the congress covered a wide variety of topics presented and discussed by experts all around the world; including mining engineering, mineral processing, marble, machinery and equipment utilized in infrastructure constructions and their technologies. 223 delegates from different sectors of the mining and related sectors contributed to the congress. Within the scope of the congress, 31 oral and 10 poster presentations were presented, including 4 invited speakers. A total of 37 papers, presented as oral and poster, are included in this proceedings book.

MINEX, 7<sup>th</sup> International Mining, Natural Resources and Technology Fair, organized by Chamber of Mining Engineers of Turkey, was held concurrently with the congress with the participation of over 300 local and foreign firms. The products of machinery, equipment and technologies utilized in mining and infrastructure constructions were exhibited within the context of the fair and came together with the users.

We would like to thank all the individuals and organizations that provided financial and moral support to the 6<sup>th</sup> International Mining Machinery and Technology Congress held in Izmir, the bright face of developing Turkey, congresses and fairs.

*Congress Chair*

**Prof. Dr. Gürcan KONAK**

*on behalf of the Executive Committee*



**ORGANIZED BY / ORGANİZE EDEN KURUM**

*Izmir Branch of The Chamber of Mining Engineers*  
**TMMOB Maden Mühendisleri Odası İzmir Şubesi**

**CONGRESS CHAIR / KONGRE BAŞKANI**

**Prof. Dr. Gürcan KONAK**

**EXECUTIVE COMMITTEE / YÜRÜTME KURULU**

***Chair Person / Başkan:***

Dr. Gürcan KONAK  
*Dokuz Eylül University / Dokuz Eylül Üniversitesi*

***Co-Chairman - Scientific / II. Başkan - Bilimsel:***

Dr. Mehmet TANRIVERDİ  
*Dokuz Eylül University / Dokuz Eylül Üniversitesi*

***Co-Chairman - Technical / II. Başkan - Teknik:***

Mustafa HACARLIOĞLU  
*Chamber of Mining Engineers of Turkey / Maden Mühendisleri Odası*

***Secretary / Yazman:***

Dr. Alper GÖNEN  
Dr. Baran TUFAN  
*Dokuz Eylül University / Dokuz Eylül Üniversitesi*

***Treasurer / Sayman:***

Kemal SÖYLEMEZ  
*Chamber of Mining Engineers of Turkey / Maden Mühendisleri Odası*

**Members / Üyeler**

Mehmet Yunus ŞAHİN

*Aydın Chamber of Industry / Aydın Sanayi Odası*

Dr. Doğan KARAKUŞ

*Dokuz Eylül University / Dokuz Eylül Üniversitesi*

Halit YAVAŞ

*Chamber of Min. Eng. of Turkey / Maden Müh. Odası*

Dr. Çağatay PAMUKÇU

*Dokuz Eylül University / Dokuz Eylül Üniversitesi*

Dr. Mete KUN

*Dokuz Eylül University / Dokuz Eylül Üniversitesi*

Şebnem ŞENDİL

*Izmir Fair Services, Cultural and Art Affairs / İZFAŞ*

Dr. Mehmet V. ÖZDOĞAN  
Dr. Mustafa Emre YETKİN  
Tülay SUIÇMEZ  
Hakan AYTEKİN  
Ümit HORASAN  
Gökhan TURAN  
Ceren BURSA  
Başak Melike SELÇUK

*Dokuz Eylül University/Dokuz Eylül Üniversitesi*  
*Dokuz Eylül University/Dokuz Eylül Üniversitesi*  
*Chamber of Min. Eng. of Turkey/Maden Müh. Odası*  
*Chamber of Min. Eng. of Turkey/Maden Müh. Odası*  
*Dokuz Eylül University/Dokuz Eylül Üniversitesi*  
*Dokuz Eylül University/Dokuz Eylül Üniversitesi*  
*Dokuz Eylül University/Dokuz Eylül Üniversitesi*  
*Izmir Fair Services, Cultural and Art Affairs/İZFAŞ*



## SCIENTIFIC COMMITTEE / BİLİMSEL KURUL

<b>Dr. A. Erhan Tercan</b>	<i>Hacettepe University, Turkey</i>
<b>Dr. A. Hakan Benzer</b>	<i>Hacettepe University, Turkey</i>
<b>Dr. Abbas Taheri</b>	<i>The University of Adelaide, Australia</i>
<b>Dr. Ahmet Dağ</b>	<i>Çukurova University, Turkey</i>
<b>Dr. Ahmet Hakan Onur</b>	<i>Dokuz Eylül University, Turkey</i>
<b>Dr. Ahmet Hamdi Deliormanlı</b>	<i>Dokuz Eylül University, Turkey</i>
<b>Dr. Alper Gönen</b>	<i>Dokuz Eylül University, Turkey</i>
<b>Dr. Avni Güney</b>	<i>Muğla Sıtkı Koçman University, Turkey</i>
<b>Dr. Bahtiyar Ünver</b>	<i>Hacettepe University, Turkey</i>
<b>Dr. Bayram Kahraman</b>	<i>Dokuz Eylül University, Turkey</i>
<b>Dr. Bülent Erdem</b>	<i>Cumhuriyet University, Turkey</i>
<b>Dr. Bülent Tütmez</b>	<i>Inönü University, Turkey</i>
<b>Dr. Celal Karpuz</b>	<i>Middle East Technical University, Turkey</i>
<b>Dr. Cengiz Kuzu</b>	<i>Istanbul Technical University, Turkey</i>
<b>Dr. Ercüment Yalçın</b>	<i>Dokuz Eylül University, Turkey</i>
<b>Dr. Doğan Karakuş</b>	<i>Dokuz Eylül University, Turkey</i>
<b>Dr. Erol Kaya</b>	<i>Dokuz Eylül University, Turkey</i>
<b>Dr. Ferhan Şimşir</b>	<i>Dokuz Eylül University, Turkey</i>
<b>Dr. Greg Galecki</b>	<i>Missouri University of Science and Technology, USA</i>
<b>Dr. Hasan Ergin</b>	<i>Istanbul Technical University, Turkey</i>
<b>Dr. Hikmet Sis</b>	<i>Inonu University, Turkey</i>
<b>Dr. Hurriyet Akdaş</b>	<i>Eskişehir Osmangazi University, Turkey</i>
<b>Dr. İhsan Toroğlu</b>	<i>Bulent Ecevit University, Turkey</i>
<b>Dr. İlgin Kurşun</b>	<i>Istanbul University, Turkey</i>
<b>Dr. İsmet Canbulat</b>	<i>University of New South Wales, Australia</i>
<b>Dr. Kaan Erarslan</b>	<i>Dumlupınar University, Turkey</i>
<b>Dr. Kerim Aydın</b>	<i>Karadeniz Technical University, Turkey</i>
<b>Dr. Kremana Dedelyanova</b>	<i>Sci. and Tech. Union of Mining, Geology and Metallurgy, Bulgaria</i>
<b>Dr. M. Ümit Atalay</b>	<i>Middle East Technical University, Turkey</i>
<b>Dr. Mehmet Ali Hindistan</b>	<i>Hacettepe University, Turkey</i>
<b>Dr. Mehmet Cigla</b>	<i>Curtin University, Australia</i>
<b>Dr. Mehmet Kızıl</b>	<i>The University of Queensland, Australia</i>
<b>Dr. Mehmet Polat</b>	<i>Izmir Institute of Technology, Turkey</i>
<b>Dr. Mete Kun</b>	<i>Dokuz Eylül University, Turkey</i>

<b>Dr. Morteza Gholi Osanloo</b>	<i>University of Technology Tehran Polytechnic, Iran</i>
<b>Dr. Mustafa Ayhan</b>	<i>Dicle University, Turkey</i>
<b>Dr. Nuh Bilgin</b>	<i>Istanbul Technical University, Turkey</i>
<b>Dr. Oktay Bayat</b>	<i>Çukurova University, Turkey</i>
<b>Dr. Osman Zeki Hekimoğlu</b>	<i>Muğla Sıtkı Koçman University, Turkey</i>
<b>Dr. Önder Uysal</b>	<i>Dumlupınar University, Turkey</i>
<b>Dr. Pier Paolo Manca</b>	<i>The University of Cagliari, Italy</i>
<b>Dr. Raşit Altındağ</b>	<i>Süleyman Demirel University, Turkey</i>
<b>Dr. R. Mete Göktaş</b>	<i>Eskişehir Osmangazi University, Turkey</i>
<b>Dr. Sabiha Koca</b>	<i>Eskişehir Osmangazi University, Turkey</i>
<b>Dr. Serkan Saydam</b>	<i>University of New South Wales, Australia</i>
<b>Dr. Sezai Şen</b>	<i>Dokuz Eylül University, Turkey</i>
<b>Dr. Sukumar Bandopadhyay</b>	<i>The University of Alaska Fairbanks, USA</i>
<b>Dr. Şafak Gökhan Özkan</b>	<i>Istanbul University, Turkey</i>
<b>Dr. Taki Güler</b>	<i>Muğla Sıtkı Koçman University, Turkey</i>
<b>Dr. Tayfun Çiçek</b>	<i>Dokuz Eylül University, Turkey</i>
<b>Dr. Turgay Onargan</b>	<i>Dokuz Eylül University, Turkey</i>
<b>Dr. Uğur Ulusoy</b>	<i>Cumhuriyet University, Turkey</i>
<b>Dr. Ümit Özer</b>	<i>Istanbul University, Turkey</i>
<b>Dr. Vedat Arslan</b>	<i>Dokuz Eylül University, Turkey</i>
<b>Dr. Vedat Deniz</b>	<i>Hittit University, Turkey</i>
<b>Dr. Vedat Didari</b>	<i>Bülent Ecevit University, Turkey</i>
<b>Dr. Vladislav Kecojevic</b>	<i>West Virginia University, USA</i>
<b>Dr. Vladimir E. Vigderguaz</b>	<i>Russian Academy of Sciences, Russia</i>

## CONTENTS / İÇİNDEKİLER

ÖNSÖZ .....	v
FOREWORD .....	vii
ORGANIZED BY / ORGANİZE EDEN KURUM .....	ix
SCIENTIFIC COMMITTEE / BİLİMSEL KURUL .....	xi

## PROCEEDINGS / BİLDİRİLER

<b>Kömürün Kurutulması İçin Güneş Enerjili Bir Sistemin Tasarımı</b> <i>Design of a Solar-Energy-System for Coal Drying</i> .....	1
İ. Demir, Ş. G. Özkan	
<b>Mikronize Öğütme Devrelerinde Separatör Veriminin İncelenmesi</b> <i>Investigation of Separator Efficiency in Micronized Grinding Circuits</i> .....	13
M.Uçurum, O.Y.Toraman	
<b>Madencilikte Görüntüleme ve Analiz Cihazları</b> <i>Imaging and Analysis Devices for Mining Industry</i> .....	19
H. Yılmaz, C. Uygun, M. Tanrıverdi	
<b>A New Approach on the Measurement of Bubble Coalescence Time in Flotation</b> <i>Flotasyonda Kabarcık Birleşme Süresinin Ölçümünde Yeni Bir Yaklaşım</i> .....	33
C. Gungoren, Y. Bakhtarhan, I. Demir, O. Ozdemir, I. Kursun Unver, S.G. Ozkan	
<b>Considerations on Electrical Equipment Designed for Use in Underground Firedamp Mines</b> .....	39
L. Moldovan, S. Burian, G.A. Găman, M. Magyari, M. Părăian, M. Darie	
<b>Aspects on the Ignition Sensitivity of Explosive Atmospheres in Firedamp Mines</b> .....	47
M. Darie, C.S. Burian, T. A. Csaszar, I. L. Moldovan, C. I. Colda, A. Andriş	
<b>Yeraltı Kömür Madenciliğinde Kullanılan Makina ve Ekipmanlarda Korozyonun Etkisi</b> <i>Effect of Corrosion on Machines and Equipment Used in Underground Coal Mining</i> .....	53
A.E. Arıtan, M.F. Can, M. Tümer	
<b>Galerilerde İnsan ve Malzeme Nakliyatında Kullanılan Monoray Nakliyat Sistemlerinin Karşılaştırılması</b> <i>Comparison of Monorail Systems Used at Man and Material Transportation in Galleries</i> .....	59
E.Kahraman, A.Ölmez	
<b>Rize Çayeli Bakır Cevherinin Kolon Flotasyonu Yöntemiyle Zenginleştirilmesi</b> <i>Beneficiation of Rize Çayeli Copper-Zinc Ore with Column Flotation Method</i> .....	65
İ. Toroglu, S. Yılmaz, M. Bilen, A. Yavuzdoğan	

<b>Sedimanter Tip Yataklardan Altının Sarsıntılı Masa Zenginleştirmesi ile Ön Konsantre Olarak Kazanılması</b> <i>Recovery of Gold as Pre-concentrate with Shaking Table Enrichment from Sedimentary Type Deposits</i> .....	73
İ. Kurşun, M. F. Eskibalci, M. Terzi	
<b>Karıştırmalı Bilyalı Değirmenlerde Öğütme Mekanizması ve Proses Parametreleri</b> <i>Grinding Mechanism and Process Parameters in Stirred Ball Mill</i> .....	81
D. Katırcioğlu-Bayel, Ö.Y. Toraman, Ş.G. Özkan	
<b>Balya (Balıkesir) Yöresi Kurşun-Çinko Atıklarından Kurşunun Çözünmesinde Okzalik Asidin Etkisi</b> <i>Effect of Oxalic Acid on Dissolution of Lead from Balya (Balıkesir) Region Lead-Zinc Tailings</i> .....	91
İ. Kurşun, M. Terzi	
<b>Uzunayak Hidrolik Tahkimatlarında Ölçülen, Hidrolik Basınç Değişimleri</b> <i>Hydraulic Pressure Differentiation at Longwall Hydraulic Supports</i> .....	97
H.E. Sopaçı, M.K. Gökay	
<b>S<sub>20</sub> Kırılgenlik İndeksinin Kayaçların Parçalanabilirliği Açısından İncelenmesi</b> <i>Investigation of S<sub>20</sub> Brittleness Index in terms of the Crushability of Rocks</i> .....	105
E. Köken, H. Aydın, A. Özarlan	
<b>Açık İşletme Nakliyesinde Kapasite ve Mesafenin Birim Taşıma Maliyetlerine Etkisinin Araştırılması</b> <i>Investigation of the Effect on the Unit Transportation Costs of the Capacity and Distance in Open Pit Mine</i> .....	117
T. Mallı	
<b>Suda Dağılmaya Karşı Duraylılık İndeksi (SDI) Testi için Temsili Küre Deney Örneklerin Hazırlanmasında Kullanılan Aşındırıcı Çanaklar</b> <i>Cutter Cups Used in Preparation of Representative Sphere Test Samples for Slake Durability Index Test</i> .....	125
H. Ankara, M. Aksoy, S.Y. Kandemir, H. Aras	
<b>Mermer Ocaklarında Enerji Nakil Hattı Projelerinin Hazırlanması ve Örnek Bir Uygulama</b> <i>Preparation of Power Transmission Line Projects in Marble Quarries and an Example Application</i> .....	131
A. Sakcalı	
<b>Bilgisayar Kontrollü Tektelli Blok Kesme Sisteminin Tanıtılması</b> <i>The Development of Computer Controlled Monowire Block Cutting Machine</i> .....	143
E. Yılmazkaya, Y. Özçelik	
<b>Mermer Fabrikalarının Üretim Optimizasyonu</b> <i>Production Optimization of Marble Plants</i> .....	153
B.Tozman Özel, A.H. Deliormanlı	

<b>Madencilik Uygulamalarında İnsansız Hava Aracı Kullanımı; Uygulama ve Yazılım Örnekleri</b>	
<i>Usage of Unmanned Aerial Vehicle in Mining; Application and Software Examples .....</i>	<b>161</b>
M. Kun, B.Özcan	
<b>IsaMill™: Yatay Karıştırılmalı Değirmenlerde İnce Öğütme ve Endüstriyel Uygulamalarından Örnekler</b>	
<i>IsaMill™: Fine Grinding in a Horizontal Stirred Mill and Examples from its Commercial Installations .....</i>	<b>169</b>
H. Çelik	
<b>Knelson Konsantratörlerin Deneysel ve Endüstriyel Uygulamaları</b>	
<i>Experimental and Industrial Applications of Knelson Concentrators .....</i>	<b>177</b>
Ö. Öney, S. Samanlı	
<b>Türk Kömürlerinin Çift Makaralı Ağır Ortam Ayırma Sistem (ÇMS) İle Zenginleştirilmesi</b>	
<i>Beneficiation of Turkish Coals with Double Roller Heavy Medium Separation System .....</i>	<b>193</b>
İ. Toroglu, M. Bilen, B. Akkaya, B. Kurnaz	
<b>Uç Sertliğindeki Değişimin CAI'ya Etkisi</b>	
<i>Effects of Steel Stylus Hardness on CAI .....</i>	<b>201</b>
H. Duru, H. Aydın, O. Yaralı, U. Sakız	
<b>Laboratuvar Koşullarında Rötari Delicilerde İlerleme Hızına Etki Eden Faktörlerin İncelenmesi</b>	
<i>Observations of Factors Affecting the Rate of Penetration in Rotary Drillers under Laboratory Conditions .....</i>	<b>211</b>
U. Sakız, H. Aydın, O. Yaralı, H. Duru	
<b>Düşey Kayaç Kesme Seti ile Kollu Galeri Açma Makinesi Performans Tahmini: Bir Örnek Uygulama</b>	
<i>Roadheader Performance Prediction with Using Vertical Rock Cutting Rig: A Case Study.....</i>	<b>223</b>
S. Yaşar, A.O. Yılmaz	
<b>Su Jetiyle Kayaç Kesiminde Aşındırıcı Performansının Etkileri: Garnet ve Silisyum Karbür Karşılaştırması</b>	
<i>The Effects of Abrasive Performance in Rock Cutting with Water Jet: Garnet and Silicon Carbide Comparison .....</i>	<b>233</b>
S. Kaya, G. Aydın, İ. Karakurt	
<b>Mikronize Kalsitin Yüzey Kaplamasında Kullanılan Değirmenler ve Kaplama Prosesleri</b>	
<i>Mills and Coating Processes Used in Surface Modification of Micronized Calcite .....</i>	<b>239</b>
O.Y.Toraman, S.S.Peksel, H.Kozan	
<b>Mineral Endüstrisinde Mekanokimyasal Yüzey Modifikasyonu</b>	
<i>Mechanochemical Surface Modification in Mineral Industry .....</i>	<b>245</b>
Ö.Y.Toraman, O.Ersoy, S. Çayırılı, M.Uçurum	

<b>Türkiye Taşkömürü Kurumu'ndaki Galeri İlerleme Hızlarının Değerlendirilmesi</b> <i>Assessment of Advance Rate of Roadways in Turkish Hardcoal Enterprises</i> .....	255
O. Su	
<b>Albion Prosesi™: Refrakter Altın Cevherlerinden Altın Üretiminde Kullanımı ve Endüstriyel Uygulamalarından Örnekler</b> <i>Albion Process™: Using for Gold Production from Refractory Gold Ores and Examples from its Commercial Installations</i> .....	263
H. Çelik	
<b>Bir TBM Projesinde Disk Keski Aşınmalarının Modellenmesi</b> <i>The Modelling of Disc Cutter Wear in a TBM Project</i> .....	273
Ü. Kalaycı Şahinoğlu, Ü. Özer	
<b>Bir Mermer Ocağında Simülasyon Destekli Performans Analizi</b> <i>Simulation Aided Performance Analysis in a Marble Quarry</i> .....	283
A. Sakcalı, M.E. Burhan, M.S. Saraç	
<b>Pirit ile Mikrodalga Piroliz için Mikrodalga Fırın Tasarımı</b> <i>Microwave Furnace Design for Microwave Pyrolysis by Pyrite</i> .....	291
Y.İ. Tosun	
<b>Roadheader Cutter Consumption in Rock-Cut Structures Excavation and Comparison with Previous Models</b> .....	299
R. Comakli, U. Atici, M. Karagollu	
<b>Güneydoğu Anadolu Asfaltitlerinin Yıkanabilirliğine Bağlı Tesis Tasarım Etüdü- Pnömatik Flotasyon Tesis Tasarımı</b> <i>Plant Design on Assesment of The Coal Washability of South Eastern Anatolian Asphaltite - Plant Design for Pneumatic Flotation</i> .....	305
Y.İ. Tosun	
<b>A Comparison on New Generation Stirred Media, Vibrating and Centrifugal Grinding Mills</b> <i>Yeni Nesil Karıştırmalı Ortam, Titreşimli ve Santrifüjlü Değirmenlerin Kıyaslanması</i> .....	319
B. Tufan, M. Tanrıverdi, E. Tufan, T. Çiçek	
<b>AUTHOR INDEX / YAZAR LİSTESİ</b> .....	329

# Kömürün Kurutulması İçin Güneş Enerjili Bir Sistemin Tasarımı

## *Design of a Solar-Energy-System for Coal Drying*

İ. Demir, Ş. G. Özkan

*İstanbul Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Avcılar, İstanbul*

**ÖZET** Bu çalışmada Manisa-Soma bölgesinin kömür numuneleri ve güneş verileri kullanılarak kömür kurutma için güneş enerjili bir sisteminin tasarımı ve hesaplamaları yapılmıştır. %16,1 nem içeriğine sahip bu kömürden %10 nem uzaklaştırılması amaçlanmıştır. Bunun için 120 kWh enerji gerektiği hesaplanmıştır. Bölgenin ortalama anlık  $520 \text{ W/m}^2$  güneş enerjisi aldığı göz önüne alınarak bu enerjinin 50 m uzunluğunda ve 6 m açıklık genişliğine sahip, 1 t/h besleme kapasiteli parabolik oluk tipi güneş enerji sistemi ile sağlanabileceği bulunmuştur. Ayrıca, sistemin diğer çalışma parametreleri de ortaya konmuştur.

**ABSTRACT** In this study, the design and calculations of a solar-energy-system for coal drying was carried out using the coal samples and solar parameters of Manisa-Soma, Turkey. It was aimed to remove 10% moisture from this coal with 16.1% moisture content. For this purpose, it was calculated that 120 kWh energy was required. Considering the Region receives an average of  $520 \text{ W/m}^2$  solar energy, instantaneously, it was found that this energy can be provided by a parabolic trough solar system with 50 m length and 6 m width and 1 t/h feed capacity. The other working parameters of this system were also revealed.

## 1 GİRİŞ

Kömürler doğal oluşumları sırasında genel olarak gözenekli yapıları nedeni ile bünyelerinde nem barındırmaktadırlar. Bu nem miktarı kömürleşme derecesine göre değişiklik göstermektedir. Görece nemi giderilmiş bir kömür orijinal nemli durumuna göre daha fazla ısı değerine sahip olmaktadır. Bu nedenle kömürlerin kalitelerinin artırılması işlemlerinin başında kurutma/susuzlandırma gelmektedir. Fakat genel olarak enerji elde etmede kullanılan kömürlerin kurutulması/susuzlandırılması işlemlerinde yine bir enerji sarfıyatı gerekmektedir. Bu enerji sarfıyatı büyük oranda yine kömür ya da diğer fosil kaynaklardan karşılanmaktadır. Bu da enerji maliyetlerini arttırmaktadır. Bunun yerine

yenilenebilir enerji kaynaklarından yararlanan bir sistemin kullanımı bu enerji maliyetlerini düşürecektir.

### 1.1 Kömürün Kurutulması

Kömürlerde bünye nemi, yüzey nemi ve molekül suyu olmak üzere üç türlü nem bulunmaktadır. Bünye nemi kömürün yapısında yer alır ve inorganik maddelere bağlı bulunan sudan meydana gelir. Bünye nemi kömürün cinsine göre değişir ve bitümlü kömürlerde %1-3 arasında değişen miktar, linyitlerde %55'e kadar çıkabilmektedir. Bu nem, kömürün  $105 \text{ }^\circ\text{C}$ 'de, belirli bir süreyle (2-4 saat) ısıtılmasından sonra kömürden uzaklaştırılır. Yüzey nemi, kömürde serbest halde bulunan,



nemli havadan ve kömürün su ile temasından meydana gelir. Kömür havada belirli bir süre (2-4 gün) bekletildiğinde bu nem kömürden uzaklaşır. Molekül suyu ise kömüre kimyasal olarak bağlanmıştır ve kömürün toplam nemi içindeki payı oldukça düşüktür. Kömürler, kömürleşme derecelerine göre, ocak çıkışında belirli oranlarda nem içerirler. Ocaktan çıkartılan tüvenan taşkömürü %1-3, sert linyitler %20-30, yumuşak linyitler %40-60 ve turbalar ise %60'ın üzerinde nem içerebilmektedir. Görüldüğü gibi, kömürün nem içeriği kömürleşme derecesi arttıkça azalmaktadır. Türkiye linyitlerinin ancak %20 kadarının nem içeriği %20'nin altında olup, geri kalan %80'i yüksek oranda nem içermektedir. Türkiye linyitlerinin ortalama nem içeriği %40 civarındadır (Kural, 1998; Özdoğan ve diğ., 1998; Ateşok, 2004; Ateşok ve Atak, 1991; Asmatülü ve diğ., 1999; Pikon ve Mujumdar, 2006; Jangam ve diğ., 2010; Chandralal ve diğ., 2014).

Düşük kaliteli kömürlerin kalitelerinin artırılmasında çeşitli kömür hazırlama yöntemleri kullanılmaktadır. Bu yöntemler de genellikle yaş yöntemlerdir. Fazla miktarda su kullanılan kömür hazırlama uygulamalarının sonunda suyun uzaklaştırılması hem ürün hem de atık açısından önemlidir. Elde edilen temiz kömürün suyundan ayrılması nakliye, stoklama, satış şartları ve izleyen işlemleri etkilerken, atığın susuzlaştırılması çevresel problemler açısından gereklidir. Tüvenan ve yıkanmış kömürün gerektiğinde, susuzlaştırılması ve/veya kurutulması yaygın bir yöntem olarak kullanılmaktadır (Brown ve Scheiner, 1983; Ateşok ve Atak, 1991; Kural, 1998; Özdoğan ve ark., 1998; Hand, 2000).

Kömürün susuzlaştırılması ve kurutulması sonucu, ısı değeri yükselir. Böylelikle, üretim noktasından tüketime kadar taşımada, önemli ölçüde enerji tasarrufu sağlanabilir. Islak kömür, taşıma, boşaltma ve kullanımı esnasında, iklim şartlarına göre de önemli problemlere neden olabilir (Ateşok, 2004; Ateşok ve Atak, 1991; Kural, 1998; Özdoğan ve diğ., 1998; Hand, 2000; Bullinger ve diğ., 2002; Pikon ve Mujumdar, 2006; Lucarelli, 2008; Chandralal ve diğ., 2014).

Kömürlerin nem içeriği, teknolojik uygulamalarda, yüksek verim ve/veya kaliteli ürün eldesi açısından önemli bir parametredir. Yakma, briketleme, koklaştırma, gazlaştırma, düşük sıcaklık karbonizasyonu ve sıvılaştırma gibi kömür değerlendirme proseslerinin öngördüğü nem sınırlamaları farklıdır. Kömürün susuzlaştırılması, ekonomik açıdan, külünden arındırılması kadar önemlidir (Littlewood, 1977; Ateşok, 2004).

Yakma sistemlerinde, yakıtın nem ve kül içeriği arttıkça ısı verim düşer. Kömürlerde, yaklaşık %1 oranında nem artışının, %1 oranında kül artışına eş değer miktarda ısı değeri düşüreceği bilinmektedir. Ticari kömür değerlendirme yöntemlerinin öngördüğü nem sınırlarına uymayan kömür kullanıldığında, sistem verimi azalır ve/veya ürün kalitesi düşer. Sistem veriminin düşmesi, birim ısı enerji ve/veya ürün gereksinimini karşılamak için beslenmesi gereken kömür miktarını artırır. Böylece, kömür tüketimi, buna bağlı olarak da çevre kirliliği artar. Baca gazlarının içerdiği nem miktarı yükseldikçe, baca gazı çıkış sıcaklıklarını arttırmak gerekir. Aksi halde, baca gazlarında yoğunlaşma ve asidik karakterdeki sıvı damlacıkları veya filmi, metal aksamda korozyona neden olur (Ateşok, 2004; Özdoğan ve diğ., 1998; Bullinger ve diğ., 2002; Pikon ve Mujumdar, 2006; Demir, 2016).

Susuzlaştırmada mekanik, kurutmada ise ısı yöntemleri kullanılarak, kömürlerin nem içeriği azaltılır. Mekanik yöntemler ile giderilecek nem miktarı sınırlıdır, daha fazla nem gidermek için kömürün kurutulması gerekir. Hem susuzlaştırma hem de kurutma yapılmasının belli başlı nedenleri; nakliye, stoklama ve yakma işlemlerinde enerji kaybını azaltmak, kırma, öğütme, yakma kapasitelerini arttırmak ve teknolojik gereksinimlere uygun kömür sağlamaktır. Susuzlaştırma işlemi sırasında kömürün davranışını belirleyen faktörler, kömürün yapısına ve kullanılan susuzlaştırma yöntemine bağlı olarak ikiye ayrılabilirler. Yapıya bağlı faktörlerin en önemlileri; tane iriliği, nem içeriği ve kömürleşme derecesidir (Brown ve Scheiner, 1983;

Ateşok, 2004; Ateşok ve Atak, 1991; Özdoğan ve diğ., 1998; Hand, 2000, Lucarelli, 2008; Jangam ve diğ., 2010).

## 1.2 Güneş Enerjisi

Dünya'ya gelen güneş enerjisi farklı dalga boylarındaki ışınımlardan oluşmaktadır. Dünya'nın dışına, yani atmosfer dışına güneş ışınları dik olarak gelmekte ve 1 m<sup>2</sup> alana gelen güneş enerjisi değerine "Güneş Değişmezi" denilmektedir. Güneş değişmezi S ile gösterilmektedir ve S=1373 W/m<sup>2</sup> olarak saptanmıştır. Dünya yüzeyine ulaşan kısmı ise 0-1.100 W/m<sup>2</sup> arasında değişebilmektedir. (Yılmaz, 1989; Kalogirou, 2004; 2014; O'Gallagher, 2008; DEK-TMK, 2009).

Güneş enerjisinden yararlanma konusundaki çalışmalar özellikle 1970'lerden sonra hız kazanmış, güneş enerjisi sistemleri teknolojik olarak ilerleme ve maliyet bakımından düşüş göstermiş, çevresel olarak temiz bir enerji kaynağı olarak kendini kabul ettirmiştir. IEA'nın 2010 yılı Dünya enerji raporuna göre, gelişmiş ve gelişmekte olan ülkeler arasında yapılan araştırmada ülkelerin yenilenebilir enerji teknolojilerinin araştırma ve geliştirme çalışmaları içerisinde en fazla payı güneş enerjisine ayırdıkları ve ileriye dönük tahminlerde bu payın artarak devam edeceği görülmektedir (Yılmaz, 1989; Kalogirou, 2004; 2014; O'Gallagher, 2008; DEK-TMK, 2009; Timilsina ve diğ., 2011; Dinçer, 2011).

Dünya ve Türkiye güneş potansiyeli haritaları incelendiğinde, Türkiye'nin güneyinde kalan tüm kesimlerinin güneş enerjisi potansiyelinin oldukça yüksek olduğu görülmektedir. Bu potansiyel çerçevesinde ETKB, 2023 hedefi olarak güneş enerjisinden 3.000 MW'lık elektrik üretme hedefini ortaya koymuştur. 2011 yılında çıkarılan yenilenebilir enerji teşvikleri yasası sonrası lisanslı ve lisanssız güneş enerjisi proje başvuruları incelendiğinde bu kapasitenin rahatlıkla yakalanabileceği öngörülmektedir (ETKB, 2015).

Türkiye'de, ortalama yıllık güneşlenme süresinin 2741 saat (günlük toplam 7,5 saat),

ortalama toplam ışınım şiddetinin ise 1.527 KWh/m<sup>2</sup>-yıl (günlük toplam 4,18 kWh/m<sup>2</sup>) olduğu saptanmıştır. Özellikle Güneydoğu ve Akdeniz bölgelerinde sıcak su elde edilmesinde güneş enerjisinden önemli ölçüde yararlanılmaktadır (ETKB, 2015; DEK-TMK, 2009; GEPA, 2016).

### 1.2.1 Güneş enerjisinden yararlanma alanları

Güneş enerjisinden, elektrik enerjisi ve ısı enerji olarak yararlanılabilmektedir. Yarı iletken teknolojisi ile doğrudan elektrik enerjisi üretimi yapılabildiği gibi ısı enerji ile elektrik enerjisi elde edilmesi de mümkün olmaktadır. Isıya dönüştürerek yararlanma alanları sıcaklık sınırlarına göre üç bölüme ayrılır (Duffie, ve Beckman, 1974; Rabl, 1976; Yılmaz, 1989; Kalogirou, 2004; 2014; O'Gallagher, 2008; DEK-TMK, 2009; Gürel, 2010; Timilsina, 2011; Yörükoğulları ve diğ., 2013):

**Düşük Sıcaklıklarda (150 °C' den düşük sıcaklıklar):** Kullanma suyunun ısıtılması, bina ısıtma ve havalandırma, tarımda ürün kurutma, seracılık, su damıtımı, tuz üretimi.

**Orta Sıcaklıklarda (600 °C' a kadar olan sıcaklıklar):** Sulama için su pompaları, küçük motorlar, güneş tencereleri, buhar jeneratörüyle elektrik üretimi.

**Yüksek Sıcaklıklarda (600 °C' nin üzeri sıcaklıklar):** Güneş fırınları, elektrik eldesi, madde araştırılması, egzotik maddeler yapımı, seramikler.

### 1.2.2 Güneş enerjisi ile kurutma

Kurutma işleminde nemin buharlaştırılması için gereken ısı, kurutulacak malzemeyi sıcak gazlarla doğrudan temas ettirerek, taşınım veya ışınım ile sağlanabileceği gibi kurutulacak malzemeyle temas olan bir katı yüzeyden iletimle de transfer edilebilir. Kurutma, özellikle gıda, kimya, seramik, kağıt, tekstil ve deri sanayilerinin temel işlemlerinden biridir. Gıda endüstrisinde kurutma ile meyve ve sebzelerin besin değerlerini kaybetmeden uzun süre saklanabilmesi ve korunabilmesi amaçlanmaktadır. Güneş enerjisiyle kurutma, kurutulacak malzemeyi direkt radyasyonun

etkisinde bırakarak veya güneşle ısıtılan havayı doğal veya zorlanmış dolaşım malzeme üzerinden veya içinden geçirerek sağlanır. Bu sistemlerde güneş ışınımının yanısıra dış hava sıcaklığı, bağıl nem ve hava dolaşımı da göz önüne alınarak özel bir hacimde kurutma yapılmaktadır. Güneş enerjili kurutucular, açık havada yapılan kurutmanın belli başlı mahzurlarını telafi etmektedir. Bu kurutucular yalnız başlarına kullanılabildikleri gibi fosil yakıtlı sistemlerle birlikte de kullanılabilmektedir. Güneş altında doğal olarak kurutma uygulamalarında, kuruma süresi uzun olabilmekte ve proses kontrol edilememektedir. Ayrıca bozuk hava şartlarında böcek, küf ve kuşlardan dolayı kurutulan ürünün kalitesi düşmektedir (DEK-TMK, 2009; Yörükoğulları ve diğ., 2013; Kalogirou, 2014).

Güneş enerjili kurutma sistemlerinin güneşte doğal kurutmaya göre avantajları aşağıda sıralanmaktadır:

- Kurutulacak ürün tozlanma, zararlı böcekler ve yağmur gibi dış etkenlerden korunabilmektedir.
- Kurutulacak ürünün, düzgün yerleştirme ve yeterli hava sirkülasyonu ile homojen kurutulması sağlanabilmektedir.
- Kurutma havası, ürünün zarar görmeyeceği en yüksek sıcaklığa kadar ısıtılabilir.
- Kurutma ortamına hava giriş ve çıkış debileri ile kurutma hızları kontrol edilebilmektedir (DEK-TMK, 2009; Yörükoğulları ve diğ., 2013; Kalogirou, 2014).

## 2 MALZEME VE YÖNTEM

Bu çalışma için Türkiye'nin önemli kömür yataklarından Manisa - Soma alt bitümlü kömürleri seçilmiştir. Bu bölgeden çıkarılan kömürler genellikle termik santralde elektrik elde etmek amacıyla yakılmaktadır. Güneş enerjisinden yararlanan bir kömür kurutucu tasarımında örnek saha olarak seçilen Manisa-Soma bölgesinin kömür ve güneş enerji verileri kullanılmıştır.

## 2.1 Karakterizasyon Çalışmaları

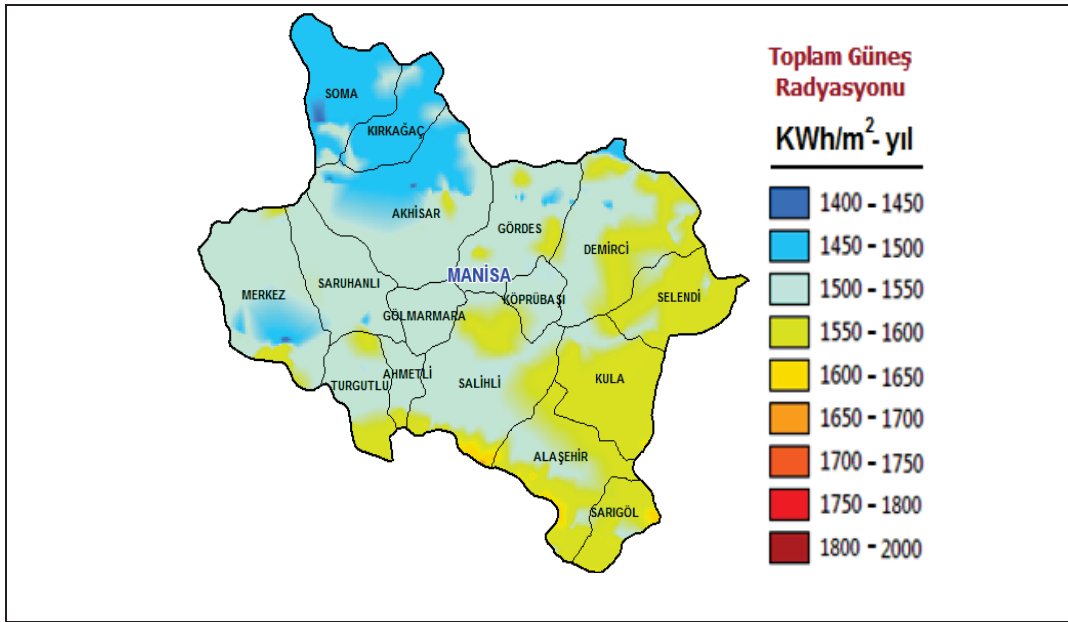
Çalışma kapsamında alınan numuneler doğal nemlerini kaybetmemeleri için 2 kat kalın naylon çuvalara konularak paketlenmiştir. Ayrıca hem taşıma sırasında delinme ve yırtılmalara karşı önlem için hem de numunenin kontrolsüz olarak ufalanmasını önlemek amacı ile kalın plastik fiçılara konularak İstanbul Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü Cevher Hazırlama Laboratuvarları'na getirilmiştir. Getirilen numuneler doğal nemlerini kaybetmemeleri için iklimlendirme kontrollü laboratuvar da sıcaklığı altında tutulmuş ve deneyler için numune alınması dışında sürekli olarak kapalı bir şekilde muhafaza edilmiştir.

Kömür numuneleri, laboratuvara geldiği durumda önce konileme dörtleme, mekanik numune bölücü ve karelej gibi numune alma teknikleri kullanılarak deney ve analizler için hazırlanmıştır. Kömür örnekleri deneysel çalışmalara göre uygun boyutlara getirilmek üzere bir kısmı kırılmış ve elenmiştir. Elenen örnekler, yarılama kabı yardımıyla azaltılmıştır. Azaltılmış miktar, yarılama kabı kullanılarak tekrar kısımlara ayrılmış ve bazı kısımlar, analizler (örneğin; elementer analizler ve bazı kaba kimyasal analizler) için ilgili standartlara uygun boyutlara getirilmek üzere tekrar boyutları küçültülmüştür. Laboratuvar çalışmaları sırasında alınan numunelere boyut dağılımı, nem, kül, uçucu madde, sabit karbon ve ısı değer analizleri yapılmıştır.

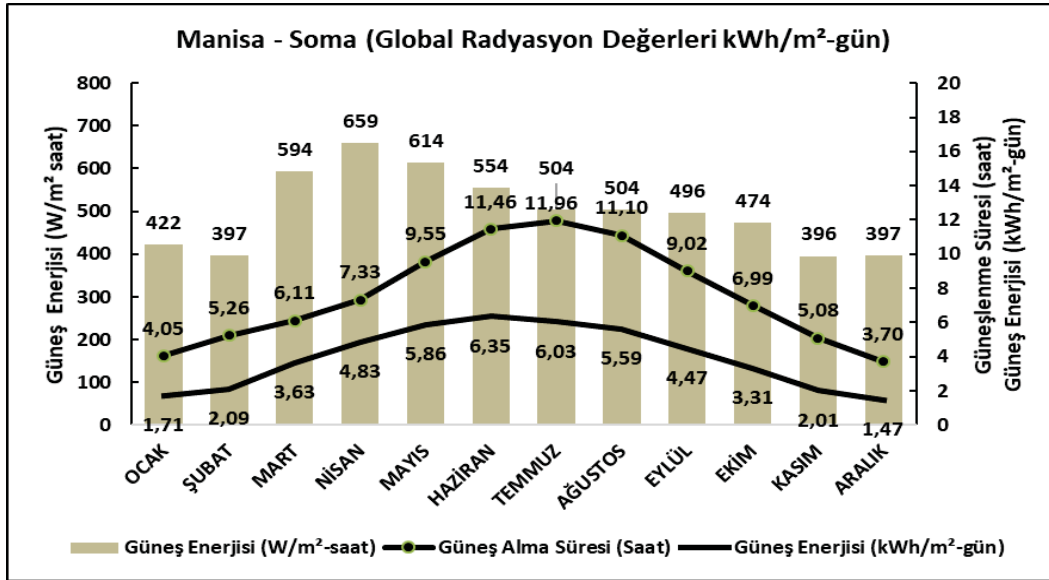
## 2.2 Numune Alınan Bölgeye Ait Güneş Enerjisi Verileri

Numune alınan Manisa-Soma bölgesinin güneş enerjisi verileri Türkiye Güneş Enerjisi Potansiyel Atlası'ndan alınmıştır. Şekil 1 ve Şekil 2'de verilen Manisa-Soma bölgesi güneş enerji verileri incelendiğinde 11,96 saat ile en uzun güneş alma süresi temmuz ayında gerçekleşmektedir. Ortalama yıllık güneşlenme süresi 2.791 saat (günlük toplam 7,65 saat), ortalama toplam ışınım şiddeti 1.444 kWh/m<sup>2</sup>-yıl (günlük toplam 3,96 kWh/m<sup>2</sup>) olduğu tespit edilmiştir (GEPA, 2016).

Elde edilen verilerin, termodinamik hesapların ve tasarım parametrelerinin birleştirilmesi ile sistemin kapasite hesapları yapılmıştır.



Şekil 1. Manisa ili güneş enerji potansiyeli atlası (GEPA, 2016).



Şekil 2. Manisa-Soma bölgesi güneş enerjisi ve güneşlenme süresi grafiği (GEPA, 2016).

### 2.3 Parabolik Oluk Tipi Güneş Enerjisi Sistemlerinde Kullanılan Tasarım Parametreleri ve Hesaplamaları

Kömür kurutmada kullanmak için, düzlemsel kollektörlerle yeterli ısıya ulaşamaması, parabolik çanak ve kule tipi sistemlerin de hem çok yüksek ısıya ulaşması hem de yatırım ve işletme maliyetlerinin yüksek olması sebebi ile en ideal sistemin parabolik oluk tipi sistemler olduğu söylenebilir. Güneş enerjisinden yararlanan sistemler (ısı) arasında yapılan ön bir inceleme ile imalat, maliyet, işletme ve güç karşılaştırmaları sonucu kömür kurutma için parabolik oluk

sistemin uygun olacağına karar verilmiştir. Yapılan literatür çalışmaları sonucunda parabolik oluk tasarımı için bazı denklemlerin kullanıldığı görülmüştür. Bu denklemler, oluşturulmak istenen parabolik oluk sisteminin kurulacağı yer, güneş enerji şiddeti, ihtiyaç duyulan güç vs. gibi parametrelerle birlikte kullanılmaktadır. Ayrıca, nakliye, montaj, temizlik, parçaların mukavemeti, rüzgara dayanımı, gölge oluşumu gibi birçok parametrenin de göz önünde bulundurulması gerekmektedir. Kurutma işlemlerinde kütle-enerji denklemleri kullanılarak, giderilecek nem miktarına karşılık harcanacak enerji hesabı



yapılır. Bundan sonra ise güneş enerjisinden yararlanılan bir sistemin bu enerjiyi karşılayabilmesi için gerekli hesaplar yapılır. Parabolik oluk tip güneş sistemleri, yansıtıcı bir yüzey ile güneşten gelen enerjiyi alıcı bir tüp üzerinde yoğunlaştırarak, tüp içerisinden geçen akışkanın ısıtılması, ısıtılan akışkanla buhar eldesi ve buradan türbinlerle enerji elde edilmesinde kullanılan sistemlerdir. Parabolik oluklar, fiziğin optik ve aynalar konuları içerisinde yer alan, iç bükey aynalara sonsuzdan gelen ışığın aynanın odak noktasından geçtiği kuralına göre hazırlanmış yansıtıcı yüzeylerdir. Kesiti parabol parçası şeklinde olan yansıtıcı bir yüzeye güneşten gelen ışınların odak noktasına yerleştirilen bir alıcı tüp üzerine yoğunlaştırılabilmesi için parabol denkleminin ve odak noktasının belirlenmesi gerekmektedir. Literatür incelemesi sonucu parabolik oluk tipi güneş enerji sisteminin tasarım parametreleri aşağıda belirtilmiştir, (Rabl, 1976; Yılmaz, 1989; Kalogirou, 2004; 2014; Kartal ve Günerhan, 2005; Kartal, 2007; O’Gallagher, 2008; DEK-TMK, 2009; García-Valladares ve Velázquez, 2009; Şanlı, 2010; Mahmood, 2010; Belessiotis ve Delyannis, 2011; Duffie ve Beckman, 2013):

- f:** Parabolik oluğun odak mesafesi (m)  
**x:** Yatay koordinat düzlemi (birimsiz)  
**y:** Düşey koordinat düzlemi (birimsiz)  
**L:** Parabolik oluk veya alıcı boru uzunluğu (m)  
**G:** Açıklık genişliği veya parabolik oluk açıklığı (m)  
**As:** Yansıtıcı yüzey açıklık alanı (m<sup>2</sup>)  
**Dr,dış:** Alıcı borunun dış çapı (m)  
**Ar:** Alıcı boru kesit alanı (m<sup>2</sup>)  
**YO:** Yoğunlaştırma oranı (birimsiz)  
**S:** Parabolik oluk yay uzunluğu (m)  
**Ψ:** Parabolik oluk kenar açısı (°)  
**Dr,min:** Alıcı borunun en küçük çapı (m)  
**po:** Parabolik oluk yüzey yansıtıcılığı (birimsiz)  
**τ:** Cam tüp geçirimsizliği (birimsiz)  
**α:** Parabolik oluk yüzey absorblaması (birimsiz)  
**γ:** Şekil faktörü (birimsiz)  
**Fa:** Anlık açı değişimi (birimsiz)  
**ηopt:** Optik verim (%)  
**Ib:** Güneş enerjisi (W/m<sup>2</sup>)  
**Sr:** Parabolik oluktan yansıyan güneş enerjisi (W/m<sup>2</sup>)  
**qs:** Birim alana düşen ısı akışı (W/m<sup>2</sup>)  
**q:** Isı akışı (j/s) veya (W)

Alıcı borunun üzerine gelen yoğunlaştırılmış güneş enerjisi yansıtıcı yüzeyin özellikleri ile değişebilmektedir. Yansıtıcı yüzeyin yansıtıcılığı, absorblama katsayısı, şekil faktörü gibi parametreler yansıtıcı yüzeyin verimini önemli oranda etkilemektedir. Hesaplamalarda bu etkiler optik verim olarak adlandırılmaktadır. Güneşten yansıtıcı yüzeyden gelen enerji optik verime bağlı olarak belirli oranda düşüş göstererek yansımaktadır. Parabolik oluktan yansıyan güneş enerjisi tasarıma bağlı olarak belirlenmiş yoğunlaştırma oranı ile yoğunlaştırılarak alıcı boru üzerine gelmektedir. Alıcı borudan ısı transfer akışkanına geçen ısı akışı hesaplanabilmektedir, (Kalogirou, 2004; 2014; Kartal ve Günerhan, 2005; Kartal, 2007; O’Gallagher, 2008; García-Valladares ve Velázquez, 2009; Şanlı, 2010; Mahmood, 2010; Belessiotis ve Delyannis, 2011; Duffie ve Beckman, 2013).

## 2.4 Enerjinin Sıvılarla Taşınımı İle İlgili Tasarıma Bağlı Parametreler ve Hesaplamaları

Parabolik oluk güneş enerji sistemlerinde, güneş enerjisinden elde edilen enerji yoğunlaştırılarak ısı enerjisine dönüştürülür. Bu dönüştürme işlemlerinden elde edilen ısıyı taşımak için ısı transfer akışkanı kullanılmaktadır. Bu sebeple akışkanlar mekaniği ve termodinamik denklemler tasarım aşamasında sıklıkla kullanılmaktadır. Akışkanların kullanılması nedeni ile yapılacak tasarımlarda, akış koşulları ve sıvıların özellikleri belirleyici rol oynamaktadır. Akışkanlar mekaniği ve termodinamikte akış rejimleri ve ısı transferi problemlerinin çözümü için bazı birimsiz parametreler (Reynolds Sayısı, Nussvelt Sayısı, Prandtl Sayısı vb.) kullanılmaktadır. Bu parametreler, ya kabullerle ya grafiklerle ya da tablolarla belirlenerek hesaplamaların yapılmasında kullanılırlar (Incropera ve diğ., 2011; Duffie ve Beckman, 2013):

- Re:** Reynolds sayısı (Birimsiz)  
**m:** Alıcı borudan geçen sıvının debisi (kg/s)  
**μ:** Sıvının dinamik vizkozitesi (Ns/m<sup>2</sup>)  
**T:** Sıcaklık (K)  
**Nu:** Nussvelt sayısı (Birimsiz)  
**k:** Isı iletim katsayısı (W/mK)  
**h:** Isı transfer (taşınım) katsayısı (W/m<sup>2</sup>K) veya (j/sm<sup>2</sup>K)  
**Pr:** Prandtl sayısı (Birimsiz)

**Tmç:** Alıcı borudan çıkan sıvının sıcaklığı (°C)

**Tmg:** Alıcı boruya giren sıvının sıcaklığı (°C)

**cpsıvı:** Sıvının ortalama ısı kapasitesi (j/kgK)

**Tyç(Lx):** Alıcı borunun girişinden Lx uzaklığında boru yüzey sıcaklığı (°C)

**ΔT:** Alıcı boruya giren ve çıkan sıvının sıcaklık farkı (°C)

**Um:** Alıcı borudan geçen sıvının ortalama hızı (m/s)

**π:** Pi sayısı (Sabit 3,14159..)

**V:** Alıcı borunun hacmi (m<sup>3</sup>)

**psıvı:** Sıvının özgül ağırlığı (kg/m<sup>3</sup>)

**m:** Alıcı boruya giren sıvının miktarı (kg)

**t:** Alıcı borudan sıvının giriş çıkışı arasında geçen süre (sn)

**Q2:** Kurutucu haznede açığa çıkan enerji (W)

**T4:** Kurutma haznesini ısıtan sıvının giriş sıcaklığı (°C)

**T5:** Kurutma haznesini ısıtan sıvının çıkış sıcaklığı (°C)

**M1':** Kurutucunun istenilen neme indirebileceği teorik nemli kömür miktarı

**M1'':** Kurutucunun istenilen neme indirebileceği net nemli kömür miktarı

Güneş enerji sistemlerinde kullanılan akışkanların akış rejimleri tasarım parametrelerini önemli derecede etkilemektedir. Alıcı boru içerisinden geçen sıvının laminer veya türbülans akış şeklinde oluşu Reynolds sayısı denilen birimsiz bir sayı ile belirlenir. Yapılan hesaplamalarda, ısı transfer sıvısı olarak su seçildiği için, suyun özellikleri ve su ile ilgili abaklar kullanılmıştır. Hesaplamalarda ilk olarak akış türünü gösteren Reynolds sayısının bulunması diğer tasarım parametrelerini etkilediği için önem arz etmektedir. Reynolds sayısının (Re) hesaplanabilmesi için akışkanın (suyun) dinamik viskozitesinin bilinmesi gereklidir. Suyun viskozitesi sıcaklığa bağlı olarak değişmektedir.

Kullanılan parametreler ışığında alıcı borudan geçen sıvının ortalama hızı, alıcı borunun hacmi ve alıcı boruya giren sıvının miktarı hesaplanabilmektedir, (Incropera ve diğ., 2011; Duffie ve Beckman, 2013).

Ayrıca, alıcı borudan çıkan sıvının kurutucu haznesine beslenmesi ile elde edilebilecek enerji, kurutucuda istenilen nem değerine teorik olarak indirilebilecek kömür miktarı ve kurutucu verimine bağlı olarak net

kömür miktarı da hesaplanabilmektedir, (Küçükbayrak, ve diğ., 1991; Özdoğan ve diğ., 1998; Incropera ve diğ., 2011; Ateşok ve Kangal, 2012).

### 3 BULGULAR

Çalışma kapsamındaki alınan numunelerle yapılan deneysel çalışmalardan elde edilen bulgulara aşağıda yer verilmiştir.

#### 3.1 Kömür Analiz Sonuçları

Tez çalışması kapsamında alınan kömür numunelerin orijinal, havada kuru ve kuru bazda kısa (proximate) ve uç (ultimate) analizleri İstanbul Üniversitesi Mühendislik Fakültesi Maden Mühendisliği Bölümü Cevher Hazırlama ve Zenginleştirme Laboratuvarları'nda yapılmıştır. Elde edilen analiz sonuçları Çizelge 1'de sunulmuştur.

Çizelge 1. Manisa - Soma numunesi tam analiz sonuçları.

Manisa-Soma	Orjinal	Havada Kuru	Kuru
Nem (%)	16,10	8,40	-
Kül (%)	30,88	33,71	36,81
Uçucu Madde (%)	24,51	26,76	29,21
Sabit Karbon (%)	28,51	31,13	33,98
Alt Isıl Değer (kcal/kg)	2.986	3.265	3.617
Üst Isıl Değer (kcal/kg)	3.157	3.446	3.762

#### 3.2 Kömür Kurutmada Kullanılabilecek Güneş Enerjisinden Yararlanan Sistemin Tasarımı İçin Yapılan Hesaplamalar

Çalışma kapsamında yapılan kömür kurutma işlemlerinin hesaplamaları, Manisa-Soma bölgesi kömürlerinin verileri kullanılarak açıklanmıştır. Örnekte, %16,1 nem içeriğine sahip Manisa-Soma bölgesi kömür numunelerinden, 1 t/h kapasitede, %10 nem gidermek için gereken enerji ve bu enerjiyi sağlayacak güneş enerjisinden yararlanan sistemin Manisa-Soma'ya kurulacağı düşünüldükçe Manisa-Soma bölgesi güneş ve hava verileri kullanılarak tasarım parametreleri gösterilmiştir.

### 3.2.1 1 t/h kömür kurutma kapasitesine sahip bir kurutma sistemi için yapılan kütle-enerji denge hesapları

Kömür kurutmak için, 1 t/h kapasiteli, parabolik oluk tipi güneş enerjisinden yararlanan bir sistemde Manisa-Soma bölgesi kömürleri ve sistemin Manisa-Soma'ya kurulacağı düşünülerek kütle-enerji dengeleri kurulmuş ve literatürdeki denklemler kullanılarak hesaplamalar yapılmıştır. Elde edilen sonuçlar Çizelge 2'de verilmiştir.

**M1:** Beslenen kömür miktarı (kg/h)

**N1:** Beslenen kömür nemi (%)

**M1K:** Kurutucuya kuru bazda beslenen kömür miktarı (kg/h)

**N2:** Kurutucudan çıkan kömürün nemi (%)

**M2:** Kurutucudan çıkan nemli kömür miktarı (kg/h)

**ΔN:** Kömürden giderilen nem miktarı (kg/h)

**N3:** Kurutucudan Çıkan kömürde kalan nem miktarı (kg/h)

**T:** Havanın sıcaklığı (°C)

**P:** Havanın basıncı (Pa)

**H:** Havanın nemi (kg H<sub>2</sub>O/kg kuru hava)

**AH:** Havanın T sıcaklığı ve P basıncında taşıyabileceği azami nem (kg H<sub>2</sub>O/kg kuru hava)

**RH:** Havanın içerdiği nemin taşıyabileceği azami neme oranı (%)

**GH:** Kurutucuya giren havanın içerdiği nem (kg H<sub>2</sub>O/kg kuru hava)

**Tçığ:** Nemi H olan havanın soğuması ile yoğunlaşmanın başladığı ilk sıcaklık (°C)

**MH:** Kömürü istenilen neme getirmek için gereken kurutma havası miktarı (kg/h)

**H1:** T1 sıcaklığındaki 1 kg suyu 100 °C'ye ısıtmak için gereken enerji (kJ/kg)

**T1:** Beslenen kömürün sıcaklığı (°C)

**cpsu:** Suyun ortalama ısı kapasitesi (kJ/kg°C)

**H2:** 100 °C'deki 1 kg suyu buharlaştırmak için gerekli enerji (kJ/kg)

**H3:** 1 kg su buharını 100 °C'den T3 sıcaklığına çıkarmak için gereken enerji (kJ/kg)

**cpsubuharı:** Su buharının ortalama ısı kapasitesi (kJ/kg°C)

**T3:** Su buharının 100 °C üzerine çıkartılacağı sıcaklık (°C)

**HN:** Kurutucuda kömürden buharlaştırılan suya 1 saatte verilen enerji (kJ/kg)

**HNK:** Kurutulan kömürdeki kalan suya 1 saatte verilen enerji (kJ/kg)

**T2:** Kurutucudan çıkan kömür sıcaklığı (°C)

**cpkömür:** Kömürün ortalama ısı kapasitesi (kJ/kg°C)

**HK:** 1 saatte kurutulan kömüre verilen enerji (kJ/kg)

**ΣH:** Kurutma için 1 saatte gereken toplam ısı enerji (kJ/kg)

**Hnet:** Kurutma için gereken net ısı enerji (kJ/kg)

**η:** Kurutucu verimi (%)

Çizelge 2. 1 t/h beslemeye göre kömür numunelerinin kurutma verileri ve kullanılan parametreler.

Parametreler	Sonuçlar
<b>M1 (kg/h)</b>	1.000
<b>N1 (%)</b>	16,1
<b>M1K (kg/h)</b>	839
<b>N2 (%)</b>	6,1
<b>M2 (kg/h)</b>	893,5
<b>ΔN (kg/h)</b>	106,5
<b>N3 (kg/h)</b>	54,5
<b>T (°C)</b>	23
<b>P (Pa)</b>	101.325
<b>H (kgH<sub>2</sub>O/kgkuru hava)</b>	0,013
<b>ΔH (kgH<sub>2</sub>O/kgkuru hava)</b>	0,0176
<b>RH (%)</b>	73,98
<b>GH (kgH<sub>2</sub>O/kgkuru hava)</b>	0,013
<b>Tçığ (°C)</b>	18,09
<b>MH (m<sup>3</sup>/h)</b>	6.755
<b>T1 (°C)</b>	23
<b>T2 (°C)</b>	100
<b>Cpkömür (kJ/kg°C)</b>	1,1351
<b>H1 (kJ/kg)</b>	323,86
<b>H2 (kJ/kg)</b>	2.257
<b>T3 (°C)</b>	105
<b>H3 (kJ/kg)</b>	9,63
<b>HN (W)</b>	76.633
<b>HNK (W)</b>	4.903
<b>HK (W)</b>	20.370
<b>ΣH (W)</b>	101.906
<b>η (%)</b>	80
<b>Hnet (W)</b>	127.382

Özet olarak, 1 t/h'lik besleme hızı ile %80 verimle çalışan bir kurutucuda %16,1 nemli Manisa - Soma kömürünü %6,1 neme indirmek için gerekli net enerji yaklaşık 127 kW olarak hesaplanmıştır.

### 3.2.2 1 t/h kömür kurutma kapasiteli parabolik oluk tipi güneş enerjili kurutma sisteminin tasarım parametreleri ve hesaplamaları

Parabolik oluk sistemlerde toplayıcıların kurulacağı sahanın durumuna göre sıralar halinde aynalar yerleştirilebilmektedir. Burada seçilen 50 m uzunluk, sahanın



durumuna veya yansıtıcı aynanın ebatlarına, toplayıcı boruların ebatlarına vb. isteğe göre 10 m olarak da, 100 m olarak da seçilebilir. Yapılan hesaplamalar sonucunda elde edilecek enerji için yeterli olup olmadığı kontrol edilerek uzunluk arttırılabileceği gibi, paralel sistemler şeklinde sıra sayısı da arttırılabilir. Yansıtıcı yüzeyler genellikle 1,5m\*2m ebatlarında aynalar kullanılarak hazırlanır. Yine isteğe göre, malzemeye göre, kapasiteye göre vs. bu değerler değişiklik gösterebilmektedir.

Açıklık alanı, 50 m uzunluk ve 6 m açıklık genişliği olan parabolik oluk için alıcı borunun kesit alanı, parabolik oluğun odak uzaklığı, parabolik oluk şekline getirilmiş levhanın güneş enerjisini yoğunlaştırma oranı ve parabolik oluk şekline getirilecek levhanın kenar uzunluğu hesap yolu ile bulunabilmektedir. Yansıyan enerji, alıcı boru üzerine gelen yoğunlaştırılmış enerji (ısı akışı) ve alıcı borudan geçen ısı transfer akışkanına geçen ısı akışı da hesaplanabilmektedir.

Çizelge 3. 1 t/h kömür kurutma kapasiteli parabolik oluk tipi güneş enerjili kurutma sisteminin tasarım parametreleri.

Parametreler	Sonuçlar
L (m)	50
G (m)	6
As (m <sup>2</sup> )	300
Dr,dış (m)	0,06
Ar (m <sup>2</sup> )	9,42
f (m)	1,5
YO (kat)	31,51
S (m)	6,89
ψ (°)	90
Dr,min (m)	0,028
ρ <sub>o</sub> (birimsiz)	0,95
τ (birimsiz)	0,94
α (birimsiz)	0,96
γ (birimsiz)	0,96
Fa (birimsiz)	0,97
η <sub>opt</sub> (%)	80
I <sub>b</sub> (W/m <sup>2</sup> )	520
S <sub>r</sub> (W/m <sup>2</sup> )	416
q <sub>s</sub> (W/m <sup>2</sup> )	13.107
q (W)	123.531

50 m uzunluğunda bir sıra parabolik oluktan yaklaşık 124 kW enerji elde edildiğine ve 1 t/h kurutma için 127 kW gerektiğine göre 50 m'den biraz fazla uzunlukta parabolik oluk toplayıcı gerekmektedir. Yapılan literatür çalışmalarında 1.000 kW enerji üretmek için

kurulacak parabolik oluk sistemin yaklaşık 3 milyon € yatırıma ve 35.000 m<sup>2</sup> alana ihtiyaç duyduğu belirtilmiştir. Bu bilgilere göre 127 kW enerji sağlayacak sistem için 380.000 € ve 4.450 m<sup>2</sup> alan gerekeceği hesaplanabilir (Erdoğan ve diğ., 2009).

### 3.2.3 1 t/h kömür kurutma kapasiteli güneş enerjili sistemde enerjinin sıvımlarla taşınımı ile ilgili tasarıma bağlı parametreler ve hesaplamaları

1 t/h'lik sistemde alıcı boru dış çapı 6 mm, iç çapı, 5,6 mm ve ısı transfer sıvısı akış hızı için ise 1,5 kg/s olarak alınmıştır. Sistemin çalışma sıcaklığı ortalama 80 °C olacak şekilde düşünülmüştür.

Alıcı borudan çıkan sıvının sıcaklığı, alıcı borudan geçen sıvının ortalama hızı, alıcı borunun hacmi, boruya giren sıvının miktarı, alıcı borudan sıvının giriş çıkışı arasında geçen süre ve alıcı borudan çıkan sıvının kurutucu haznesine beslenmesi ile elde edilebilecek enerji hesaplanabilmektedir.

Her biri yaklaşık 124 kW enerji üretecek 1,02 sıra parabolik oluk için tasarlanan kurutucunun istenilen neme indirebileceği teorik nemli kömür miktarı teorik olarak hesaplanmıştır. Buna göre, tasarlanan sistem %100 verimli çalışması durumunda 1 t/h\*M1'=1\*1,24=1,24 t/h kömür kurutma yapabileceği hesaplanmıştır.

Çizelge 4. 1 t/h kömür kurutma kapasiteli parabolik oluk tipi güneş enerjili kurutma sisteminin çalışma parametreleri.

Parametreler	Sonuçlar
Dr,iç (m)	0,056
ṁ (kg/s)	1,5
T (K)	353,15
μ (Ns/m <sup>2</sup> )	0,000351
Re (birimsiz)	97.166
Pr (birimsiz)	2,18
Nu (birimsiz)	307,2
h (W/m <sup>2</sup> )	3.708,4
T <sub>mç</sub> (°C)	100
T <sub>yç</sub> (Lx) (°C)	103
Um (m/s)	0,634
V (m <sup>3</sup> )	0,123
m (kg)	118,2
t (sn)	78,8
Q2 (W)	123.531
M1' (kat)	1,21
M1'' (birimsiz)	0,97

### 3.3 Kömür Kurutmada Kullanılabilecek Güneş Enerjisinden Yararlanan Parabolik Oluk Tipi Kurutma Sisteminin Tasarımı

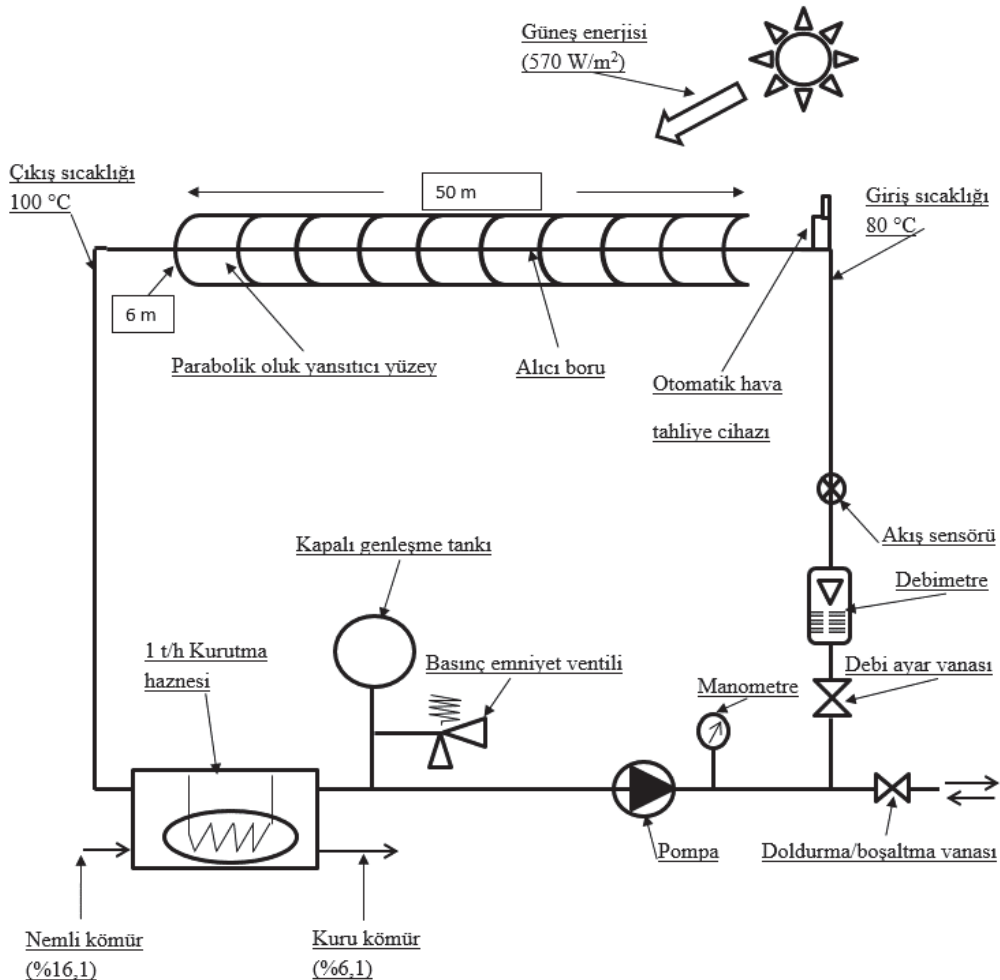
Kömür kurutmada kullanılabilecek güneş enerjisinden yararlanan parabolik oluk tipi sistemin elemanlarının yer aldığı bir şema Şekil 3'te verilmiştir.

Tasarıma göre yapılan, yoğunlaştırılmış ısı akışı ile alıcı boru içerisinden geçen su ısıtılmaktadır. Suyun giriş ve çıkış sıcaklıklarının belirlenmesi elde edilmek istenen enerjiye göre değişecektir.

Tasarım yaparken, cihazın boyutlarına göre, elde edilmek istenen enerjiye göre, cihazın çalışma prensibine göre, akışkana göre veya kapasiteye göre hesaplamalar yapılabilir. Fakat her durumda hesaplamaların yapılabilmesi için bazı kabullerin yapılması gereklidir. Çünkü açıklık açısının değişiminden, alıcı boru çapına kadar her şey birbirine bağlı olarak değiştirilebilmektedir. Açıklık açısı düşük tutulursa daha uzun alıcı boru seçerek aynı enerjiyi sağlamak mümkün olabilmektedir.

Bunun için parabolik oluk güneş enerji sistemi tasarımında öncelikleri belirlemek için arazi şartları, saha-hava verileri, kullanılacak ekipman veya sarf verileri, ulaşılmak istenen sıcaklık verileri, maliyet unsurları gibi parametreler bir bütün olarak değerlendirilmelidir.

Parabolik oluk tipi güneş enerji sistemlerinin odak noktasında güneş enerjisini yoğunlaştırabilmesi için güneşi takip etme zorunluluğu vardır. Aksi takdirde yoğunlaştırılan güneş enerjisi odak noktasında bulunan alıcı tüp üzerine düşmeyecektir. Güneş enerjisinden maksimum derecede faydalanabilmek için sistemin güneşi iki ekseninde takip etmesi gerekmektedir. Fakat boru bağlantıları ve parabolik olukların boyutları nedeni ile tek ekseninde güneş takibi daha çok tercih edilmektedir. Bu nedenle parabolik oluk tipi güneş enerji sistemleri ya doğu-batı yönünde ya da kuzey güney yönünde güneşi takip edebilecek şekilde tasarlanırlar.



Şekil 3. Kömür kurutma için tasarlanan parabolik oluklu güneş enerjisi sisteminin şeması.

#### 4 SONUÇLAR

Son yıllarda yenilenebilir enerji kaynaklarından yararlanma alanları birçok sektörde giderek artmaktadır. Fakat madencilik sektöründe henüz istenilen düzeyde değildir. Bu çalışmanın çıkış amaçlarından biri de madencilik sektöründe yenilenebilir enerji kaynaklarından yararlanma imkanının araştırılmasıdır. Bu amaçla yapılan çalışmada, Manisa-Soma bölgesine ait kömür ve güneş verilerinin kullanıldığı, güneş enerjisinden yararlanan kurutucu bir sistemin tasarım parametreleri ve hesaplamaları yer almaktadır. Bu tasarım ve hesaplamalar, Manisa-Soma bölgesi kömürlerinin %16,1 nem içeriğine sahip olduğu, bölgeye ortalama 520 W/m<sup>2</sup> güneş enerjisi geldiği, 1 t/h besleme kapasitesine sahip bir kurutucu seçildiği ve %10 nem giderilmek istendiği varsayımına göre yapılmıştır. Bu giriş parametrelerine göre gerekli enerji hesapları yapıldığında saatte 120 kW enerji gerektiği, bunu sağlayacak güneş enerji sisteminin ise 50 m uzunluğunda 6 m açıklık genişliğine sahip bir parabolik oluk tipi güneş enerji sistemi ile elde edilebileceği hesaplanmıştır. Ayrıca bu sistemin, alıcı boru çapı, alıcı boruya ısı transfer sıvısının giriş çıkış sıcaklıkları, kurutma kısmına giriş çıkış sıcaklıkları, alıcı boru içerisindeki ısı transfer sıvısının akış hızı gibi diğer çalışma parametrelerinin de değerleri hesaplarla ortaya konmuştur.

Güneş enerjisinden yararlanan böyle bir kurutucu sistem, yaş yöntemler sonucu elde edilen ürünlerin kurutulması için kullanılabilirliği gibi, kuru kömür hazırlama cihazları ve yöntemleri için ön bir sistem olarak da kullanılabilirliği öngörülmektedir.

Türkiye, mevcut sanayi imkan ve tecrübesi ile parabolik oluk tipi güneş enerji sistemini yapabilecek teknolojiye sahiptir. Türkiye'nin enerjide dışa bağımlılığını azaltabilmesi için başta kendi yeraltı kaynaklarını değerlendirmesi, sonra da yenilenebilir enerji kaynaklarından mümkün olan her alanda faydalanmaya ağırlık vermesi gerekmektedir.

#### KAYNAKLAR

Asmatülü, R., İpekoğlu B., Kurşun, İ., 1999, *İnce Taneli Kömürlerin Susuzlandırılması*, İstanbul

- Üniversitesi Mühendislik Fakültesi Yerbilimleri Dergisi Cilt:12, sf:145-150, 1999, İstanbul.
- Ateşok, G., 2004, *Kömür Hazırlama ve Teknolojisi*, Yurt Madenciliğini Geliştirme Vakfı Yayınları, İstanbul, 376 s., ISBN-975-7946-22-2.
- Ateşok, G., Atak S., 1991, *Kömürün Susuzlandırılması*, Kömür Teknolojisi ve Kullanımı Semineri I Bildiriler Kitabı, Yurt Madenciliğini Geliştirme Vakfı Yayınları, 1991, Sf:92-115.
- Ateşok, G., Kangal M. O., 2012, *Susuzlandırma ve Kurutma*, Yurt Madenciliğini Geliştirme Vakfı Yayınları, İstanbul- 2012, 128 sf., ISBN:978-975-7946-37-3.
- Belessiotis, V., Delyannis E., 2011, Solar Drying, *Solar Energy*, Volume 85, Issue 8, August 2011, Pages 1665-1691, Progress In Solar Energy 1.
- Brown P. M., Scheiner, B. J., 1983, *Dewatering of Coal-Clay Waste Slurries From Preparation Plants*, Bureau of Mines Report of Investigations – 8824, 13 p., USA.
- Bullinger, C., Ness, M., Sarunac, N., Levy, E. K., 2002, Coal Drying Improves Performance And Reduces Emissions, *27th International technical Conference on Coal Utilization & Fuel Systems*, Clearwater, Florida, March, 2002.
- Chandralal, N., Mahapatra, D., Shome, D., Dasgupta, P., 2014, Behaviour of low rank high moisture coal in large stockpile under ambient conditions, *American International Journal of Research in Formal, Applied & Natural Sciences*, 6(1), March-May 2014, pp., 19-26, ISSN: 2328-3777.
- Dek-Tmk, 2009, *Dünya’da ve Türkiye’de Güneş Enerjisi*, Dünya Enerji Konseyi Türk Milli Komitesi Yayın No: 0011/2009, ISBN: 978-605-89548-2-3, EKC Form Ofset, Haziran 2009, 246s.
- Demir, İ., 2016, *Güneş Enerjisiyle Çalışan Bir Sistem Tasarlanarak Kömürlerin Kurutulması Ve Kalitelerinin Arttırılması*, İstanbul Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü Maden Mühendisliği Anabilim Dalı, İstanbul, 2016, 256 s.
- Diñer, F., 2011, Türkiye’de Güneş Enerjisinden Elektrik Üretimi Potansiyeli -Ekonomik Analizi ve AB Ülkeleri ile Karşılaştırmalı Değerlendirme, *Kahramanmaraş Sütçü İmam Üniversitesi Mühendislik Dergisi*, cilt 14 (1), ss.8-17, Kahramanmaraş, 2011.
- Duffie, J. A., Beckman, W. A., 2013, *Solar Engineering of Thermal Processes*, (Fourth Edition), John Wiley & Sons, Inc., USA, 928 p., 2013, ISBN 978-0-470-87366-3.
- Erdoğan H., Gümüş, B., Efe, S. B., Kutlu, C., Bayındır, H., Benteşen Yakut, Y., Çıra, F., Aslan, R., 2009, Yoğunlaştırıcı Güneş Enerji Santralleri ve Ilısu Hes’e Alternatif Olarak Güneydoğu Anadolu Bölgesine Uygulanabilirliği, *V. Yenilenebilir Enerji Kaynakları Sempozyumu 2009 – Diyarbakır*, YEKSEM – 2009, Sf:11-22.



- Etkb, 2015, *Dünya ve Ülkemiz Enerji ve Tabii Kaynaklar Görünümü - 01 Ekim 2015 İtibarıyla*, T.C. Enerji ve Tabii Kaynaklar Bakanlığı Strateji Geliştirme Başkanlığı Yayını, Sayı:10 (<http://www.enerji.gov.tr/tr-TR/Enerji-ve-Tabii-Kaynaklar-Gorun-umleri>) [Ziyaret tarihi: 09.01.2016].
- García-Valladares, O., Velázquez, N., 2009, Numerical Simulation of Parabolic Trough Solar Collector: Improvement Using Counter Flow Concentric Circular Heat Exchangers, *International Journal of Heat and Mass Transfer*, Elsevier, 31 January, 2009, Vol.52, No.3, pp.597-609, doi:10.1016/j.ijheatmasstransfer.2008.08.004.
- Gepa, 2016, *TC Enerji ve Tabii Kaynaklar Bakanlığı Yenilenebilir Enerji Genel Müdürlüğü Türkiye Güneş Enerjisi Potansiyel Atlası (GEPA) Resmi Web Sitesi*, <http://www.eie.gov.tr/MyCalculator/Default.aspx>, [Ziyaret Tarihi: 09.01.2016].
- Günerhan, H., 2005, Endüstriyel Kurutma Sistemleri, *Türk Tesisat Mühendisleri Derneği Dergisi*, Temel Bilgiler ve Uygulama Eki Sayı:13, 2005.
- Hand, P. E., 2000, *Dewatering and drying of fine coal to a saleable product*, Coaltech task 4.8.1, March, 2000, 65p.
- Incropera, F. P., Dewitt, D. P., Bergman, T. L., Lavine, A. S., 2011, *Fundamentals of Heat and Mass Transfer*, John Wiley & Sons, 2011, ISBN:0470501979, 9780470501979, 1048 p.
- Jangam, S.V., Kuma, J.V.M., Mujumdar, A.S., 2010, *Critical Assessment of Drying of Low Rank Coal, Coal Dehydration*, (Editors: Sachin V. Jangam and Arun S. Mujumdar).
- Kalogirou, S. A., 2004, Solar thermal collectors and applications, *Progress in Energy and Combustion Science*, vol.30 (2004) pp. 231–295.
- Kalogirou, S. A., 2014, *Solar Energy Engineering: Processes and Systems, Second Edition*, Academic Press, Elsevier, 2014, USA, 820 p., ISBN-13:978-0-12-397270-5.
- Kartal, Y., 2007, *Parabolik Yansıtıcı Yüzeyle Yoğunlaştırıcı Güneş Kolektörü Tasarımı*, Ege Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü Makine Mühendisliği Anabilim Dalı Yüksek Lisans Tezi, Bornova-İzmir, Şubat 2007.
- Kartal, Y., Günerhan, H., 2005, Parabolik Yansıtıcı Güneş Kolektörlerinde Bir Boyutlu Enerji Analizi, *Ulusal Isı Bilimi ve Tekniği Kongresi*, Trabzon.
- Kural, O., 1998, (Ed.) *Kömür Özellikleri, Teknolojisi ve Çevre İlişkileri*, İTÜ Maden Fakültesi, İstanbul, 785 s.
- Küçükbayrak, S., Kadioğlu, E., Kemal, M., 1991, Kömürün Fiziksel ve Diğer Bazı Teknolojik Özellikleri, *Kömür*, Bölüm 3 (Ed.Orhan Kural), Kurtiş Matbaası, İstanbul, 1991.
- Littlewood, K., 1977, Gasification: Theory And Application, *Progress in Energy and Combustion Science*, Volume 3, Issue 1, 1977, Pages 35-71. Pergamon Press, Great Britain, DOI:10.1016/0360-1285(77)90008-9.
- Lucarelli, B., 2008, Benefits Of Drying Indonesian Low Rank Coals, *Cleaner Coal Workshop* 19-21 August 2008, Ha Long City, Vietnam.
- Mahmood S. N., 2010, *Design Principles Of Parabolic Solar Collectors*, Dokuz Eylül University Graduate School Of Natural And Applied Sciences, Mechanical Engineering, Thermodynamic Program, M.Sc Thesis, September, 2010 İzmir.
- Mujumdar, A. S., 2006, *Handbook of Industrial Drying*, 4th Ed; CRC Press, USA, 1302 p., 2006.
- O’Gallagher, J. J., 2008, *Nonimaging Optics in Solar Energy*, Synthesis Lectures on Energy and The Environment: Technology, Science, and Society #2, Morgan & Claypool Publishers, [www.morganclaypool.com](http://www.morganclaypool.com), ISBN: 9781598293319, 2008.
- Özdoğan, S.; Polat, M.; Çelik, M. S., 1998, “Kömürün Susuzlaştırılması ve Kurutulması”, Kömür, Kural, O., Ed., Bölüm 18, s. 297-315.
- Pikon, J., Mujumdar, A., S., 2006, Drying of Coal, *Handbook of Industrial Drying*, Third Edition, Edited by Arun S. Mujumdar, CRC Press 2006, ISBN: 978-1-57444-668-5, DOI: 10.1201/9781420017618.ch43.
- Rabl, A., 1976, Optical And Thermal Properties of Compound Parabolic Consantrators, *Solar Energy*, vol 18 (6), pp:497-511.
- Şanlı, G., 2010, *Parabolik Oluk Tipi Güneş Kolektörlerinin Teorik Olarak İncelenmesi*, Pamukkale Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü Makine Mühendisliği Ana Bilim Dalı, Yüksek Lisans Tezi, Temmuz, 2010, Denizli.
- Timilsina, G. R., Kurdgelashvili, L., Narbel, P. A., 2011, *A Review of Solar Energy: Markets, Economics and Policies*, Policy Research Working Paper 5845, The World Bank Development Research Group Environment and Energy Team, October, 2011.
- Yıldız, N., 2007, *Cevher Hazırlama Kitabı*, TMMOB Maden Mühendisleri Odası Yayınları, Ankara, ISBN:978-975-96779-1-6
- Yılmaz R., 1989, *Parabolik Yansıtıcı Güneş Kolektörleri İmal ve Testi*, Gazi Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü, Metalurji Eğitimi, Yüksek Lisans Tezi, Nisan 1989 Ankara.
- Yörükoğulları, E., Aras, H., Parlaktorna, M., Koçkar, M., Karakoç, H., Durmaz, Ş., Erbay, B., Altan, M., Tanışlı, M., 2013, *Yenilenebilir Enerji Kaynakları*, T.C. Anadolu Üniversitesi Yayını No: 2927, Açık Öğretim Fakültesi Yayını No: 1884, ISBN:978-975-06-1591-7, Ocak, 2013, Eskişehir, 213 s.

# Mikronize Öğütme Devrelerinde Separatör Veriminin İncelenmesi *Investigation of Separator Efficiency in Micronized Grinding Circuits*

M.Uçurum<sup>1</sup>, O.Y.Toraman<sup>2,3</sup>

<sup>1</sup>Bayburt Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Endüstri Mühendisliği Bölümü, Bayburt, Türkiye

<sup>2</sup>Niğde Ömer Halisdemir Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü,, 51245 Niğde, Türkiye

<sup>3</sup>Niğde Ömer Halisdemir Üniversitesi, Endüstriyel Hammaddeler ve Yapı Malzemeleri Uygulama ve Araştırma Merkezi, 51240 Niğde, Türkiye

**ÖZET** Yüksek hızlı dinamik separatörlerle birlikte kalsitin mikronize boyutlara öğütülmesinde çok ince ( $d_{50}=2 \mu\text{m}$ ) boyutlarda ürün elde etme imkânına kavuşulmuş durumdadır. Ayrıca, enerji tüketiminde azalma ve kapasitede artış beraberinde gelmektedir. Çok ince boyutta öğütme sonrası separasyon verimlerinin de incelenmesi gerekmektedir.

Bu çalışmada; bir mikronize kalsit öğütme devresinde gerçekleştirilen separatör verimi çalışmalarının sonuçları sunulmuştur.

**ABSTRACT** With the high-speed dynamic separators, the grinding of calcite to micronized sizes has been able to obtain very fine ( $d_{50}=2 \mu\text{m}$ ) size products. it is also accompanied by a decrease in energy consumption and an increase in capacity. Separation efficiency after grinding at very fine particle sizes need to be examined.

In this study; the results of separator efficiency studies carried out in a micronized calcite grinding circuit are presented.

## 1 GİRİŞ

Sınıflandırma işlemi; özellikle sınıflandırıcı veriminin yükseltilmesi ile birlikte mineral endüstrisindeki pek çok öğütme prosesinde toplam enerji tüketiminde önemli düşüşler elde edilmesi bakımından oldukça önem kazanmaktadır. Değirmen çıkışı öğütülmüş ürünlerin sınıflandırmaya tabi tutulması ile aşırı öğütme engellenmekte ve kapasite artışı sağlanmaktadır (Guo ve ark., 2007; Wang ve ark., 1999). Sınıflandırma işleminde orijinal malzeme (besleme malı) iri ve ince olmak üzere iki ürüne ayrılmaktadır. Ayırma işlemi ise bu iki fraksiyon arasında bir sınır değer olan  $d_{50}$  ayırma boyutu (cut-size) ile ifade edilmektedir. Burada  $d_{50}$  boyutunun üzerindeki malzemeler iri fraksiyonu,

altındakiler ise ince fraksiyonu oluşturmaktadır. Hava türbülansı, tane çarpışması vb. çeşitli olası faktörlerden dolayı bazı ince taneler iri üründe, iri taneler de ince üründe yer alabilmektedir. Ayırmanın kalitesi de her bir fraksiyondaki malzeme kütle oranları ile karakterize edilmektedir (Shapiro and Galperin, 2005).

Havalı sınıflandırma toz ve granül malzemeleri tane boyutu, yoğunluk ve şekline göre farklı çökme hızlarına dayanarak ayırmak için uygulanan bir işlemdir. Mekanik havalı sınıflandırıcılarda taneleri hava akışında tane boyutuna veya yoğunluğa göre ayırmak için gravite kuvveti yanında santrifüj kuvvet de dahil olmaktadır. İdeal olarak bir havalı sınıflandırıcıda ince

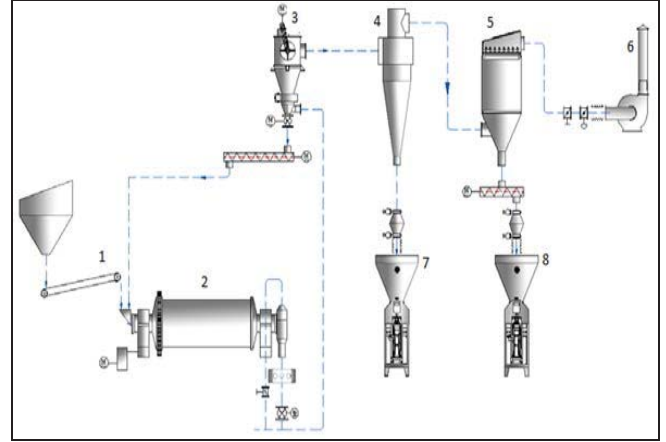
malzeme içerisindeki “ayırma boyutu” (cut-size) olarak isimlendirilen boyuttan daha iri taneler ile iri malzemedeki bu boyuttan daha ince tanelerin tümü yer değiştirmelidir. Gerçekte ise böyle bir kesin ayırma imkansızdır. Dolayısıyla iri fraksiyon daima bir miktar ince, ince fraksiyon da bir miktar iri malzeme içerebilmektedir. Bu ise havalı sınıflandırıcının veriminin veya ayırma derecesinin ölçülmesinde kullanılmaktadır (Toraman ve ark., 2009). Öte yandan çok ince boyutta malzemelerin ve özellikle yoğunluğu düşük malzemelerin boyuta göre ayrılması zor bir prosestir. Günümüzde yüksek özgül yüzey alanına sahip ince ve çok ince ürünlere talep eğilimine cevap verecek havalı separatörler geliştirilmekte ve bu alanda araştırmalar devam etmektedir (Girgin, 2009).

Bu çalışmada; konvansiyonel bilyeli değirmende kullanılan bir dinamik separatörün Tromp eğrisi kullanılarak ayırma verimi ortaya konulmaktadır.

## 2 SEPARATÖR AYIRMA PERFORMANSI

Bir mikronize öğütme tesisi tasarım aşamasında, öğütülmesi istenen hedef tane boyut aralığı için kullanılacak değirmenin çapı-boyu, boşaltım mekanizması, seçilecek ayırıcının cinsi, tipi, yataklama şekli, rotor çapı, ürünü durduracak durdurucu siklon ve/veya jet filtre ve en önemlisi ana fan uyumlu olmalıdır. Bu parametrelerden biri ya da birkaçı uyumsuzluk gösterdiğinde, hedeflenen tane boyutunun elde edilememesi, istenilen kapasitede ürün alınamaması, enerji verimliliğinin düşük olması gibi sonradan çözülmesi çok zor ve pahalı sorunlar ortaya çıkabilmektedir. Bazı durumlarda ise tesisin gerçek kapasitesinin bu olduğu varsayılarak uzun süre düşük verimde çalıştırılabilmektedir. Bu tür olumsuzlukları yaşamamak için hem tasarımcının, hem de işletmecinin adı geçen parametrelerle ilgili bilgi sahibi olması

gerekmektedir (Toraman ve Sönmez, 2012). Kalsitin bilyeli değirmende mikronize boyutlara öğütülmesi Şekil 1’de verilmiştir.



1-Besleme kalsit, 2-Bilyeli değirmen, 3- Separatör, 4-Siklon, 5-Filtre, 6-Fan, 7-Siklon ürünü, 8-Filtre ürünü

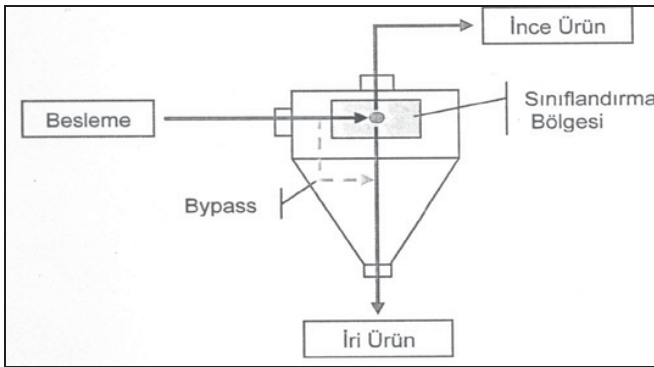
Şekil 1. Mikronize kuru kalsit öğütme tesisinin genel görünüşü (www.varlikmakina.com)

Sınıflandırma performansı genellikle;  
i.separatörün yapısına,  
ii.sınıflandırılacak malzemenin özelliklerine ve  
iii.işletme parametrelerine bağlı olmaktadır (Ito ve ark., 1996; Wang ve ark. 2001).

Yüksek verimli sınıflandırıcı separatörlerde nihai ürününü inceliğini kontrol etmek için rotor hızı ve hava hızı gibi işletme parametreleri kontrol edilmektedir (Altun ve Benzer, 2010). Genellikle daha iyi bir ayırma için, daha yüksek hava akış hızlarında çalışılmalıdır. Ancak, bu hızlarda aynı incelikte ürün almak için sınıflandırıcı rotor hızı da yüksek olmak durumundadır (Kolacz, 2002).

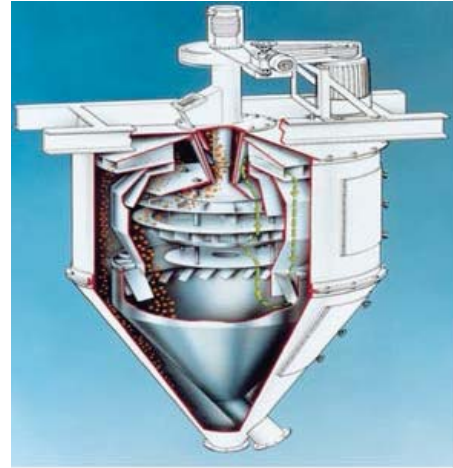
Dinamik separatörler son 30 yıl içinde kuru öğütme sistemlerinde en çok tercih edilen sınıflandırıcılardır. Bu ekipmanları diğer sınıflandırıcılardan ayıran başlıca özellikleri, bir ana santrifüj fan ile hızlandırılıp basıncı arttırılmış hava kullanmaları ve ürünü bir siklon ve/veya jet-filtre ile durdurmalarıdır. Sisteme fan ve

filtre girdiğinden dolayı da tasarım parametreleri daha karmaşıktır (Toraman ve Sönmez, 2012). Bu tür separatörlerde genellikle kanatlı bir rotor ile rotorun çevresinde sabit kanatlı stator olarak adlandırılan yönlendiriciler bulunur. Rotorun dönmesi ile malzeme ve sirkülasyon havasına hız kazandırılarak sabit rotor kanatlarına savrulur. Dinamik separatörler genel prensipleri itibarı ile aynı olmakla birlikte, üreticilerin tasarımına göre bazı farklılıklar göstermektedir. Şekil 2’de dinamik separatörlerin ayırma prensibi görülmektedir (Girgin, 2011).



Şekil 2. Dinamik separatörlerin genel ayırma prensibi (Girgin, 2011)

Hosokawa Mikron öğütme ve partikül sınıflandırma teknolojisinde öne çıkan üretici firma olup, Alpine ismi ile ticari ürünler piyasaya sunulmaktadır. Şekil 3’de Alpine sınıflandırıcının kesiti gösterilmektedir. Alpine Ventoplex sınıflandırıcıda santrifüj kuvvet oluşturmak için bir rotor kullanılır ve  $d_{97}=45-150 \mu\text{m}$  arasında yüksek ince oranı ile karakterize edilir. Çizelge 1’de ise Hosokawa Alpine sınıflandırıcı çeşitleri ve ayırma boyutları gösterilmektedir.



Şekil 3. Hosokawa Alpine sınıflandırıcısı (www.hosokowa.com)

Çizelge 1. Hosokawa Alpine sınıflandırıcısı çeşitleri ve ayırma boyutları (Toraman ve ark., 2009)

Sınıflandırıcı Türü	Ayırma boyutu, $d_{97}$
Alpine Multi-Plex (MZM ve MZF)	0.3-10 mm
Alpine Ventoplex	45-150 $\mu\text{m}$
Micron Separator MS	15-150 $\mu\text{m}$
Alpine Stratoplex ASP	20-200 $\mu\text{m}$
Alpine Turboplex ATP	3-10 $\mu\text{m}$
Alpine Turboplex NG	3-10 $\mu\text{m}$ den daha düşük
Alpine Turbo Twin TTC	2-4 $\mu\text{m}$

Tromp eğrisindeki  $d_{75}$ ,  $d_{25}$  ve  $d_{50}$  boyutları ilgili yorum yapılabilir (Çizelge 2) (Girgin, 2011).

Çizelge 2. Tromp eğrisinden elde edilen verilerle separatör verimliliğinin yorumu (Girgin, 2011)

$I=(d_{75}-d_{25})/2d_{50}$	Değerlendirme
$I < 0,30$	Çok iyi
$0,30 < I < 0,45$	İyi
$0,45 < I < 0,55$	Orta
$0,55 < I < 0,65$	Zayıf
$I > 0,65$	Kötü



Performans eğrisinin eğimi, ayırım keskinliği hakkında bilgi vermektedir. Eğrinin dikleşmesi ayırım keskinliğinin arttığını, yani daha iyi bir ayırımın meydana geldiğini, eğrinin yatıklaşması ise ayırım keskinliğinin azaldığını göstermektedir. Performans değerlendirilmesinde kullanılan bir diğer parametrede kaçak (bypass) yapan malzeme yüzdesidir. Performans eğrisinin ulaştığı en düşük değer kaçak yapan malzeme oranını ifade etmektedir. Bypass, sınıflandırılmaya uğramadan iri ürüne kaçak yapan malzeme miktarıdır ve bu değer düşük olması ayırımın iyi olduğu anlamına gelmektedir. Pratikte separatörlerde %10-40 bypass değerinde çalışmaktadır. Balık oltası (fish-hook) ise iri tanelere yapışarak veya aglomera olarak iri ürüne kaçan ince malzeme miktarıdır. Ortalama tane boyutu,  $d_{50}$ , sınıflandırıcı ayırma boyutunu göstermektedir. Tromp eğrisinin minimum noktası separatör özelliklerinin tanımlanmasında önemlidir. Bu nokta altında kalan taneler ayrılamaz ve sürekli sirkülasyona kalırlar. Ayrıca ince malzeme içerisinde daima bir miktar kalın malzeme vardır. Yani mutlak bir separasyon yapılamaz. Değirmene geri dönen ince taneler öğütmeyi negatif etkilediği için minimum seviyede tutulması arzu edilir (Girgin, 2011).

### 3 MATERYAL VE METOT

Çalışmalar Niğde bölgesinde mikronize kalsit sektöründe faaliyet gösteren NİĞTAŞ A.Ş. firmasına ait bilyeli değirmen öğütme prosesinde mevcut bir separatör üzerinde gerçekleştirilmiştir. Çizelge 3’de tesiste öğütülen kalsitin ( $\text{CaCO}_3$ ) kimyasal bileşimi gösterilmektedir. Ülkemizin ve dünyanın en kaliteli kalsit oluşumlarının yer aldığı Niğde’deki oluşumların kirletici bileşenleri (Fe, Mg, Al) son derece düşük, bunun yanı sıra kalsiyum karbonat oranı çok yüksek seviyelerinde olup, yüksek beyazlık ve saflık öne çıkmaktadır.

Çizelge 3. Kalsit numunesinin kimyasal bileşimi

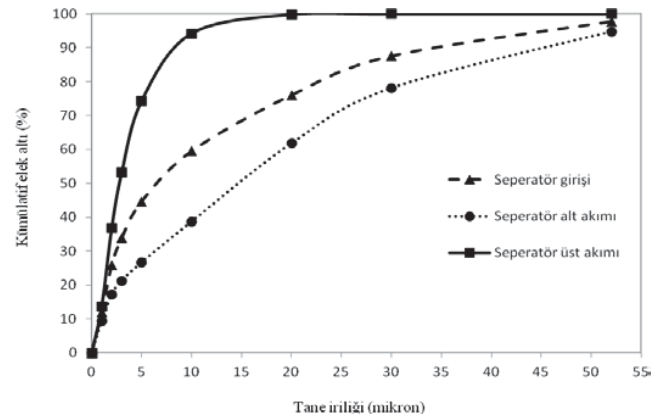
Bileşim	%
$\text{CaCO}_3$	99,50
$\text{MgCO}_3$	0,20
$\text{Fe}_2\text{O}_3$	0,01
$\text{SiO}_2$	0,01
$\text{Al}_2\text{O}_3$	0,02

### 3.2 Metot

Separatör verimi çalışmasında bilyeli değirmen ünitesinde mevcut bir separatörün girişinden (değirmen çıkışı), kalın üründen (separatör alt akımı) ve ince üründen (separatör üst akımı) alınan numunelerin boyut dağılım analizi Malvern Mastersizer 2000 (UK) cihazında yaş olarak ölçülmüştür. Elde edilen sonuçlar kullanılarak Tromp eğrisi çizilerek separatör verimi ortaya konulmuştur.

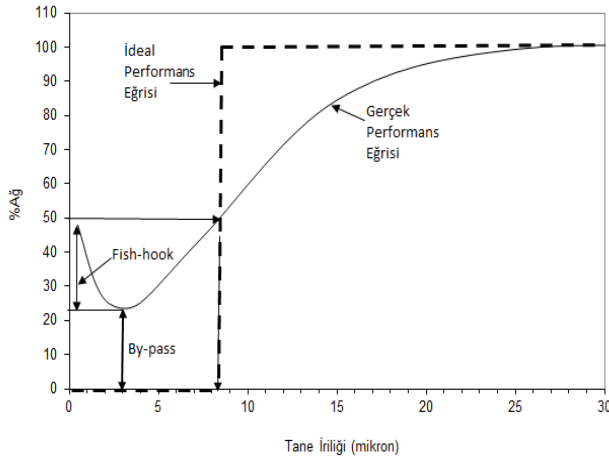
### 4 BULGULAR

Separatör girişinden, alt akımdan ve üst akımdan alınan numunelere ait kümülatif elek altı değerleri Şekil 4’de verilmiştir. Buna göre elde edilen ürünlerin ortalama tane boyutu ( $d_{50}$ ) değerleri sırası ile 6,50  $\mu\text{m}$ , 14,20  $\mu\text{m}$  ve 2,25  $\mu\text{m}$  olarak tespit edilmiştir.



Şekil 4. Separatör girişi, alt akımı ve üst akımı ürünlerinin kümülatif elek altı değerleri

Üç ürüne ait boyut dağılım değerleri kullanılarak üzerinde çalışılan separatöre ait Tromp eğrisi çizilmiştir (Şekil 5).



Şekil 5. Çalışmanın yapıldığı mikronize öğütme tesisi separatör performans eğrisi

Performans eğrisinden  $d_{25}=4,05 \mu\text{m}$ ,  $d_{50}=8,50$  ve  $d_{75}=13,00$  olarak bulunmuştur. Buna göre  $I$  değeri 0,526 olarak hesaplanmaktadır. Bu sonuç kullanılarak Çizelge 1 esas alındığında separatör ayırma veriminin “Orta” olduğu ortaya çıkmaktadır. Bu bilgiler ışığında çalışılan Tromp eğrisi değerlendirildiğinde eğrinin fazla dik veya yatık olmaması yani orta derecede olması destekler niteliktedir. Performans değerlendirilmesinde kullanılan bir diğer parametrede kaçak (bypass) yapan malzeme yüzdesidir. Şekil 5’te verilen egride bypass değerine bakıldığı zaman %22 civarındadır. Bu sonucunda %10-40 aralığında ve yine orta değere yakın olduğunu da göstermektedir. Çalışmanın yapıldığı mikronize kalsit tesisine ait separatörün Tromp eğrisinde de bir balık oltasının olduğu gözlenmektedir. Bu durumun çok ince öğütme proseslerinde kaçınılmaz bir sonuç olduğu bilinmektedir.

## 5 SONUÇLAR

Kalsitin mikronize öğütülmesinde separatör verimi gerek kapasite gerekse enerji tüketimi açısından hayati bir rol oynamaktadır. Üzerinde çalışılan öğütme tesisine ait separatör veriminin incelenmesi sonrasında  $I$  değeri 0,526 olarak tespit edilmiş olup bu

değerde “orta derecede iyi” bir ayırmanın yapıldığı anlamını taşımaktadır. Söz konusu mikronize öğütme tesisinin separatör veriminin iyileştirilmesine ihtiyaç olduğu anlamına da gelmektedir. Bu nedenle separatör çalışma parametrelerinin tekrar gözden geçirilmesinin yararlı olacağı görülmektedir. Bu bağlamda; özellikle separatör rotorunun çapı ve yüksekliğine bağlı olarak verimli bir separasyonun yapılabileceği optimum bir separatör rotor yükü değeri olduğu bilinmektedir. Bu değer dışında çalıştırıldıklarında ayırma veriminin düşmesine ve kapasite kaybına yol açmaktadır. Söz konusu mikronize öğütme tesisine ait separatörün bu parametresinin öncelikle irdelenmesi gerektiği düşünülmektedir.

## Teşekkür

Yazarlar; Niğtaş A.Ş.’ne desteklerinden dolayı teşekkür eder.

## KAYNAKLAR

- Altun, O., Benzer, H., 2010. Decreasing specific energy consumption of a cement plant by adjusting the separator parameter, XXII International Mineral Processing Symposium, s. 99-108.
- Girgin, H., 2011. Partikül boyut separasyon teknolojileri ve gelişmeler, Boyatürk, Nisan/Mayıs, 2011, s.82-90.
- Girgin, H., 2009. Boyut küçültme-separasyon teknolojileri ve son gelişmeler, Boyatürk, Temmuz-Ağustos 2009, s.48-50.
- Guo, L., Liu, J., Liu, S., Wang, J., 2007. Velocity measurements and flow field characteristics analyses in a turbo air classifier.
- Ito, V.M., Sutoh, S.K., 1996. Classification efficiency of cage-type air classifier, *ZKG International*, 49, 134-144.
- Kolacz, J., 2002. Investigation flow conditions in dynamic air classification, *Minerals Engineering*, 15, 131-138.
- Shapiro, M., Galperin, V., 2005. Air classification of solid particles: a review, *Chemical Engineering and Processing*, 44, 279-285.
- Toraman, Ö.Y., Uçurum, M., Katırcıoğlu, D., 2009. Mineral endüstrisinde kullanılan havalı sınıflandırıcılar, Türkiye 2. Maden Makinaları

- Sempozyumu, 4-6 Kasım 2009, s.207-220.  
Zonguldak, Türkiye.
- Toraman, Ö.Y., Sönmez, A.T., 2012. Mikronize öğütmede havalı ayırıcıların tasarım değişkenleri, Niğde Üniversitesi Mühendislik Bilimleri Dergisi, 1(2), 30-36.
- Wang, X., Ge, X., Zhao, X., 1999. Study on horizontal turbine classification, *Powder Technology*, 102, 166-170.
- Wang, Q., Melaaen, M.C., De Silva, S.R., 2001. Investigation and simulation of a cross-flow air classifier, *Powder Technology*, 120, 273-280.
- <http://www.varlikmakina.com/kompletesisler>  
<http://www.hosokowa.com>.

# Madencilikte Görüntüleme ve Analiz Cihazları

## *Imaging and Analysis Devices for Mining Industry*

H. Yılmaz, C. Uygun, M. Tanrıverdi  
*Dokuz Eylül Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, İzmir*

### **ÖZET**

Bu çalışmada öncelikle madencilik sektöründe yaygın olarak kullanılan görüntüleme ve analiz cihazlarından optik mikroskop, X Işını Kırınım cihazı (X-Ray Diffraction, XRD), X Işını Floresans Spektrometresi (X-Ray Floresans spektrometresi, XRF), Mikroprop (Scanning Electron Microscope, SEM + Energy Dispersive Spectrometre, EDS) ve Mineral Serbestleşme Analizörü (Mineral Liberation Analyzer, AML) cihazlarının analiz yöntemleri ve kullanım amaçları kısaca tanıtılmıştır. Ardından bu cihazlar kullanılarak yapılan çalışmalardan örnekler verilerek sektördeki arge çalışmalarına ve problemlere ne şekilde yaklaşılması gerektiği konusunda bir perspektif ortaya konmuştur.

### **ABSRTACT**

A brief introduction to the analysis devices such as Optical microscope, X-Ray Diffraction (XRD), X-Ray Floresans spectrometer (XRF), Mikroprop (Scanning Electron Microscope, SEM + Energy Dispersive Spectrometer, EDS), Mineral Liberation Analyzer (AML) was made in this study. By giving examples of completed studies using these devices, a perspective has also been put forward on R&D studies and how problems should be approached in them mining sector.

### **1. GİRİŞ**

Madencilik faaliyeti teknoloji, sermaye ve emek yoğun bir sektördür (TMMOB). Dolayısı ile yapılan işlemlerde en yeni teknolojilerin kullanılması gerekir. Her madencilik faaliyeti arama, araştırma, analiz ve işletme aşamalarından oluşur. Yüksek tenörlü cevherlerin kalmaması nedeniyle günümüzde artık çok düşük tenörlü cevherlerin işletilmesi zorunluluğu ortaya çıkmıştır. Bu bakımdan işletilecek cevherin cinsine bağlı olarak çoğu zaman yüzde, binde veya milyonda konsantrasyonlara sahip

maden yatakları işletilmektedir. Bu kadar düşük konsantrasyonların belirlenebilmesi için de en ileri analiz tekniklerinin kullanılması gerekmektedir. Analizlerin ilk adımı cevheri tanımlamak için mikroskobik incelemedir. Bu amaçla klasik ışık mikroskobu kullanılır. Ancak minerallerin oranları ve tane boyutları çok küçük olduğunda bu mikroskoplar yeterli olmaz. Bu durumda XRD (X ışını kırınımı ile mineral analizi), XRF (X ışını kırınımı ile element analizi), Mikroprop (SEM+EDS) (taramalı elektron mikroskobu+element analizi) ve MLA (mineral serbestleşme

analizörü) gibi daha gelişmiş analiz cihazlarını kullanmak gerekir.

Bu çalışmada ışık mikroskobundan başlayarak XRD, XRF, Mikroprop ve MLA cihazları ile yapılan çalışmalardan örnekler verilerek bu cihazların sektördeki kullanım olanakları ve önemi irdelenmiştir.

## 2. ANALİZ YÖNTEMLERİ

Madencilik sektöründe kullanılan analiz yöntemlerine her geçen gün yeni yöntemler eklenmekle beraber burada yaygın olarak kullanılan mikroskopi, XRF, XRD, Mikropropve MLA ile yapılan çalışmalardan örnekler verilmiştir.

### 2.1. Mikroskobik Çalışmalar

Mikroskobik çalışmalar incelenecek malzemenin özelliklerine ve yapılacak çalışmanın niteliğine bağlı olarak farklı örnek hazırlama teknikleri ve farklı mikroskoplar kullanılarak yapılır.

#### 2.1.1. Cevher Mikroskopisi

Doğadaki minerallerin her birinin kendine özgü kristal yapıları vardır. Farklı kristal yapılarına sahip olan bu minerallerin optik özellikleri de birbirinden farklıdır. Bu nedenle minerallerin bir kısmı parlak kesit bir kısmı da ince kesit hazırlanarak incelenebilirler. Önemli cevher minerallerinin pek çoğu opak (saydam olmayan) olduğundan üstten aydınlatmalı ışık mikroskobu ile parlak kesitlerde incelenirken, bazı cevher mineralleri ise geçirgen olduğundan polarize ışık altında ince kesitte incelenir (Gültekin, 2014). Şekil 1'de her iki amaçla da kullanılan bir ışık mikroskobu görülmektedir.



Şekil 1. Parlak ve ince kesit incelemeye uygun bir ışık mikroskobu

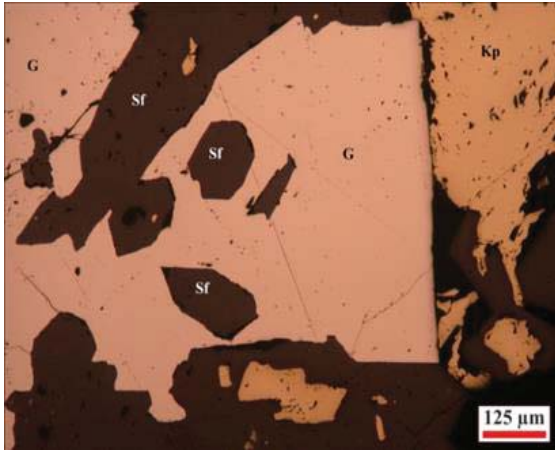
Ancak doğada çok fazla mineral olduğundan onların optik özelliklerini karıştırma riski oldukça fazladır. Bu nedenle sadece mikroskobik çalışma ile mineralojik karakterizasyon yapmak yeterli olmaz. Mikroskobik incelemelere ek olarak başka analiz yöntemlerini de kullanarak bulguları doğrulamak gerekir

Mikroskobik inceleme ile minerallerin tanımlanması yanı sıra minerallerin dokusal özellikleri ve serbestleşme karakteristikleri de belirlenebilir (Gültekin, 2014).

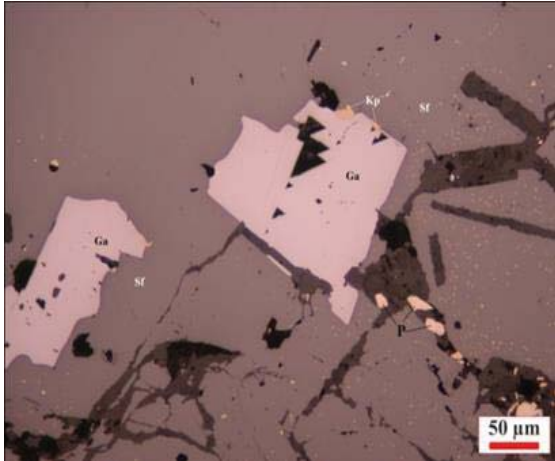
Şekil 2'de bir kalkopirit cevherinden hazırlanmış parlak kesitte belirlenen galen, kalkopirit ve sfalerit mineralleri görülmektedir. Bu kesitlerde görülen galenler kübik öz şekilli ve yarı öz şekillidir (Şek. 2a,b). Sfaleritler içerisinde eksolüsyon halinde kalkopiritler mevcut olup bunlar sfalerit ile eş oluşlu ikinci evre kalkopiritlerdir. Sfaleritler içerisinde eksolüsyon halinde bulunan disseminekalkopiritler son derece ince tanelidir (Şekil 2b). Buradan sfalerit içerisinde dissemine dağılan kalkopiritin çok ince (birkaç



mikrometre boyutunda) tane boyutunda serbestleşeceğini söylemek mümkündür. Mikroskopik inceleme sonucu elde edilen mineralojik sonuçları bir başka metotla daha doğrulamak gerekir. Burada klasik kimyasal analiz yöntemini veya X Işını floresans (XRF) yöntemini kullanarak element analizi yapmak ve mineral-element ilişkisine bakmak sonuçların doğruluğu açısından faydalı olur.



(a)



(b)

Şekil 2 a ve b. Kalkopirit cevherinden hazırlanmış parlak kesitlerin üstten aydınlatmalı mikroskop ile incelemesinden elde edilmiş mikroskop görüntüleri.

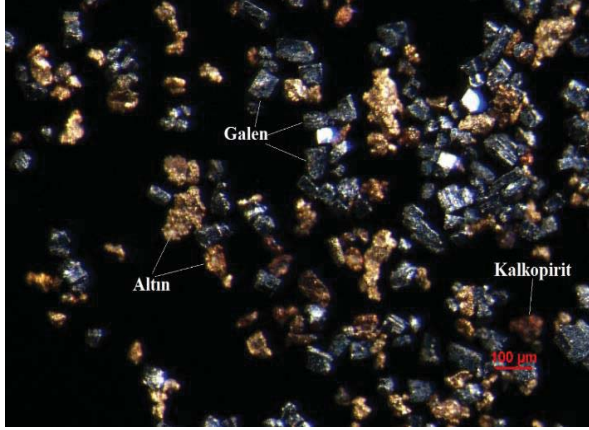
### 2.1.2. Binoküler Mikroskopi

Cevher mikroskopisinde parlak kesit ve ince kesit hazırlanarak inceleme yapılırken binoküler mikroskopta kesit hazırlamaksızın doğrudan taneli malzeme incelenebilmektedir. Şekil 3'de görüntü analizi de yapabilen yeni nesil bir binoküler mikroskop görülmektedir. Bu tür mikroskoplar cevher zenginleştirme işlemlerinin sonuçlarını hızlı bir şekilde değerlendirme olanağı vermektedir. Bu mikroskopta zenginleştirilen serbest tanelerin fotoğrafı çekilir. Fotoğraftaki mineraller renk ve saydamlık özelliklerine göre tanımlanır. Ardından çekilen fotoğraf üzerinde dijital olarak tane sayımı yapılarak minerallerin zenginleşme oranları belirlenir. Önceleri manuel olarak yapılan bu işlem görüntü analiz cihazlarının geliştirilmesi ile dijital olarak yapılabilir olmuştur.



Şekil 3. Görüntü analizi de yapabilen binoküler mikroskop.

Altın, kalkopirit ve galen içeren bir cevher Gemini tipi masadakonsantre edildikten sonra binoküler mikroskop ile incelenmiş ve elde edilen görüntü Şekil 4’de verilmiştir.



Şekil 4. Binoküler mikroskopta incelenmiş galen, kalkopirit ve altın minerallerinin görüntüsü

## 2.2 X-Işını Floresans (XRF) Yöntemi

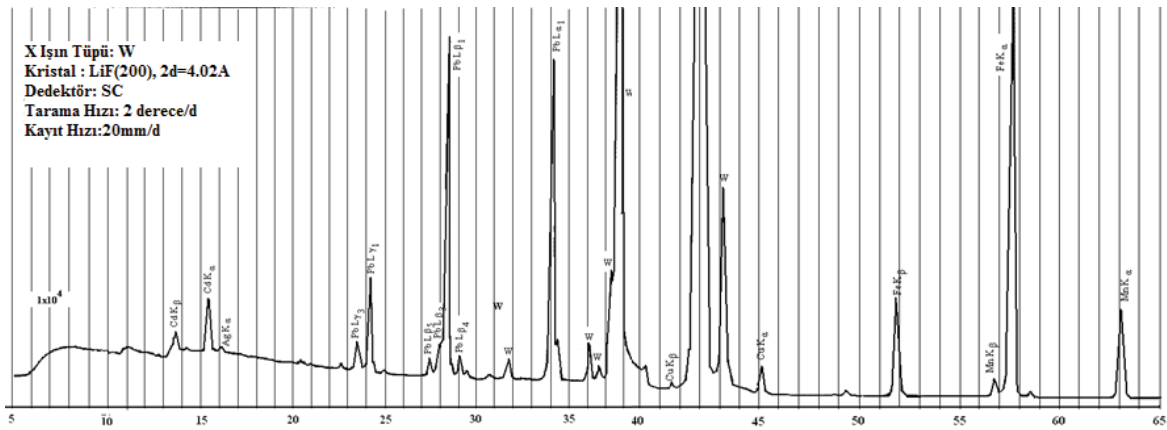
X-ışını floresans yöntemi çok farklı malzemenin elementel kompozisyonunu belirlemek için kullanılan en basit, en kesin ve en ekonomik yöntemlerden biridir (<https://www.rigaku.com/en/products/xrf>). Özellikle klasik kimyasal element

analizine göre daha hızlı bir yöntemdir. Şekil 5’de bir XRF cihazı görülmektedir.



Şekil 5. Element analizinde kullanılan bir XRF cihazı.

Analizi yapılacak malzeme  $-100\mu\text{m}$  boyutuna öğütülerek toz haline getirilir. Daha sonra doğrudan basınç altında sıkıştırılarak ya da uygun bir flaks yapıcı ile çözündürülerek numune hazırlanır. Bu numune farklı kristal-dedektör çiftleri kullanılarak kalitatif olarak analiz edilir. Şekil 6’da bu şekilde elde edilmiş bir XRF grafiği görülmektedir.



Şekil 6. LiF(200) kristali ve ışıldama sayacı kullanılarak elde edilmiş bir XRF grafiği ve bu grafikte belirlenen elementler.

Bu analiz sonucunda örnek içerisinde bulunan elementlerin oranları, benzer matraste hazırlanmış standart örnekler kullanılarak elde edilen kalibrasyon doğruları yardımıyla kantitatif olarak analiz edilirler.

### 2.3 X-Işını Kırınım (XRD) Yöntemi

X-ışını kırınım yöntemi de x-ışını floresans yöntemi ile aynı ilkelere göre çalışır. Ancak her ikisi birbirinden oldukça farklı amaçlarla kullanılırlar

(<https://www.rigaku.com/downloads/journal/Vol14.1.1997/miniflex.pdf>).

XRD yöntemi kristalli yapıya sahip malzemelerin kristal yapıları yardımıyla mineralojik bileşimlerinin belirlenmesinde kullanılır. Öyle ki aynı kimyasal bileşime fakat farklı kristal yapısına sahip iki malzeme ancak x-ışını kırınım yöntemi yardımıyla ayırt edilebilir. Ayrıca örnek içerisinde düşük oranda bulunan veya ince taneli olduğu için mikroskobik inceleme ile belirlenemeyen minerallerin belirlenmesi ve mikroskobik inceleme sonucunda belirlenen minerallerin doğruluğunu teyit etmek amacıyla da yaygın olarak kullanılan bir yöntemdir. Şekil 7'de bir XRD cihazı görülmektedir.

XRD ile analiz edilecek malzeme - 100µm boyutuna öğütülerek toz haline getirilir ve rastgele yönlendirilmiş örnek hazırlanır. Örnekten alınan kırınım deseni standart ASTM mineral kartları (minerallerin parmak izi olarak tanımlanan) ile karşılaştırılarak mineral içeriği belirlenir (Şekil 8). Ancak burada da tıpkı mikroskobik inceleme sonuçlarında olduğu gibi minerallerin karışma olasılığı vardır. Böyle bir durumda sonuçlar ya mikroskobik inceleme ile mineralojik olarak kontrol edilir ya da örneğin kimyasal analizi

yapılarak mineral- element ilişkisi ile kontrol edilir.

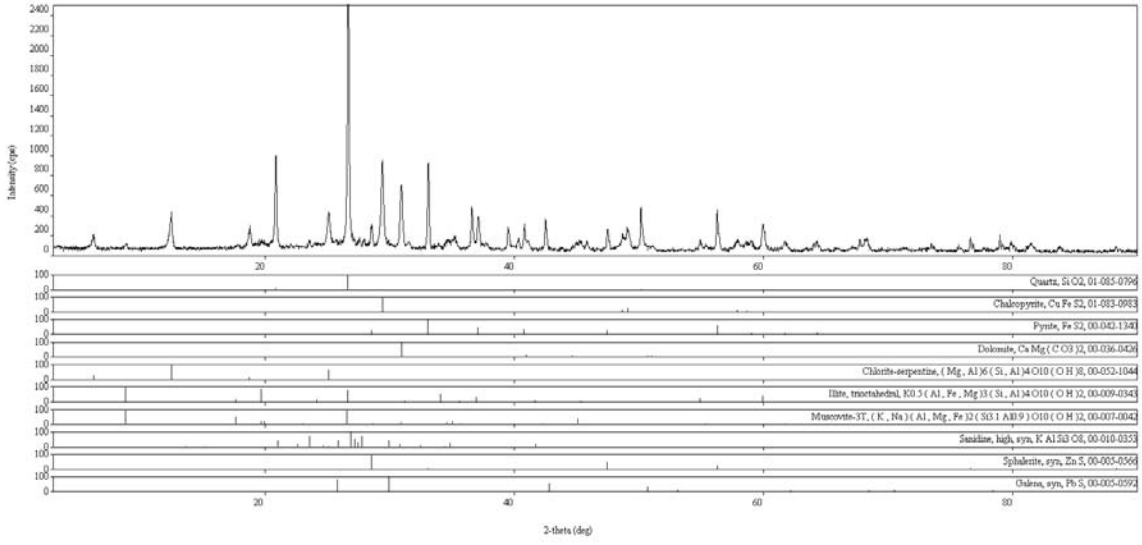


Şekil 7. Mineral analizinde kullanılan bir XRD cihazı.

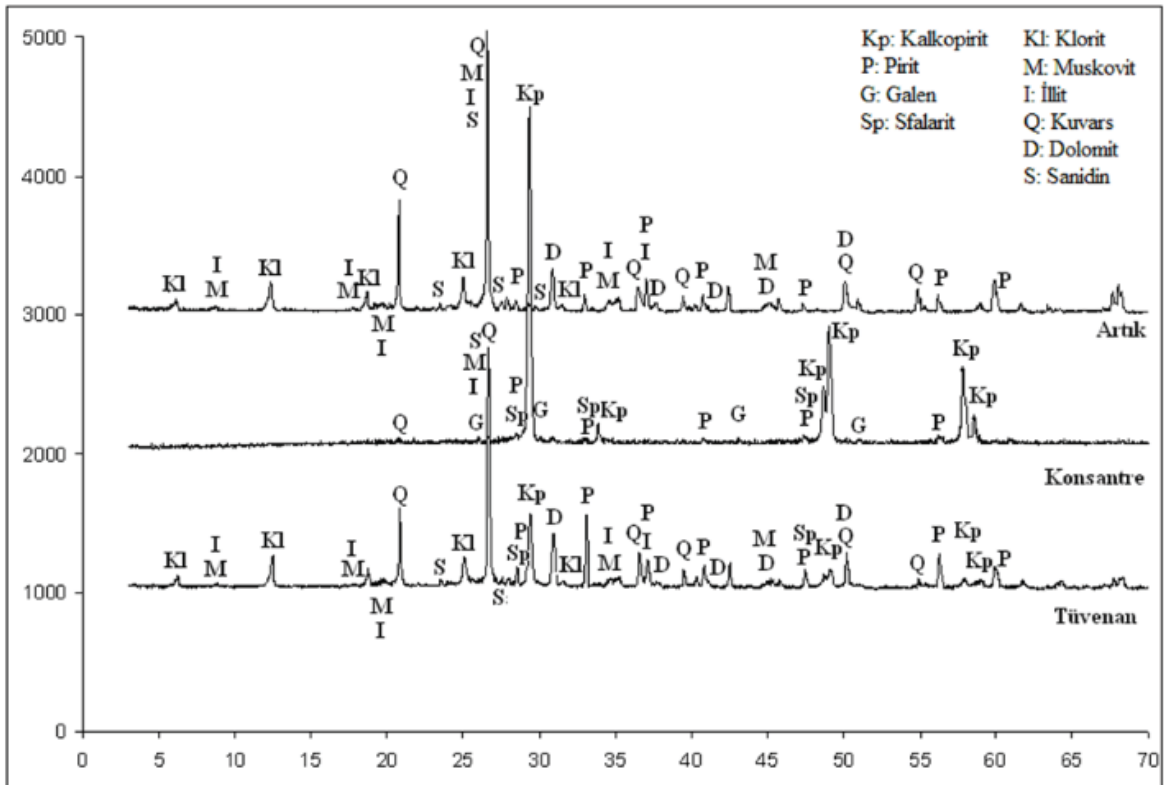
Örnek içerisindeki mineral oranlarının çok düşük olması (cihazın dedeksiyon limitinin altında) halinde XRD metodu ile de bu minerallerin tespiti mümkün olmayabilir. Böyle durumlarda düşük oranlarda bulunan mineral için bir ön zenginleştirme işlemi uygulanarak söz konusu mineralin örnek içerisindeki oranı cihazın dedeksiyon limitleri içerisinde yükseltilir.

Şekil 8'de XRD grafiği görülen tüvenan örneği içerisindeki kalkopirit piklerinin şiddeti kuvars piklerinin yanında oldukça düşüktür. Bu örnekte kalkopirit oranını arttırmak için yapılan bir flotasyon işlemi sonucunda elde edilen konsantrenin XRD grafiğinde ise (Şek. 9) kalkopirit piklerinin şiddetlerinin arttığı bazı minerallerin piklerinin tamamen yok olduğu, tüvenan içerisinde varlığı tespit edilemeyen galen piklerinin küçük de olsa ortaya çıktığı görülmektedir. Artıkta ise kalkopirit piklerinin tamamen yok olduğu görülmektedir. Burada XRD düşük oranlarda bulunan mineralleri belirlemek için kullanılmakla birlikte aslında zenginleştirme işleminin başarısını tespit etmek için kullanılan en önemli yöntemlerden biridir.





Şekil 8. Kalkopirit cevherinin XRD grafiği ve bu grafikteki piklerin ASTM kartları ile karşılaştırılması sonucu elde edilen mineral içeriği.



Şekil 9. Kalkopirit cevherine ait tüvenan, konsantre ve artık XRD grafiklerinin karşılaştırması (Günindi, 2014).

## 2.4 Mikroprop ( SEM+EDS) Yöntemi

Mikroprop cihazı maden, jeoloji, metalurji, fizik, kimya, biyoloji, veterinerlik, tıp, ziraat gibi alanlarda organik ve inorganik malzemelerin incelenmesinde kullanılan tahribatsız bir analiz ve görüntüleme cihazıdır (Şek.10). 10-50 kV'luk hızlandırma potansiyeli kullanılarak malzemelerin SEI (Secondary Electron Image) ve BEI (Backscatter Electron Image) görüntüleri alınabilir ve bu görüntüler üzerinde EDS (Energy Dispersive Spectroscopy) analizleri yapılabilir. Görüntü ve üzerinde yapılan EDS analizleri birlikte değerlendirilerek sonuca varılır

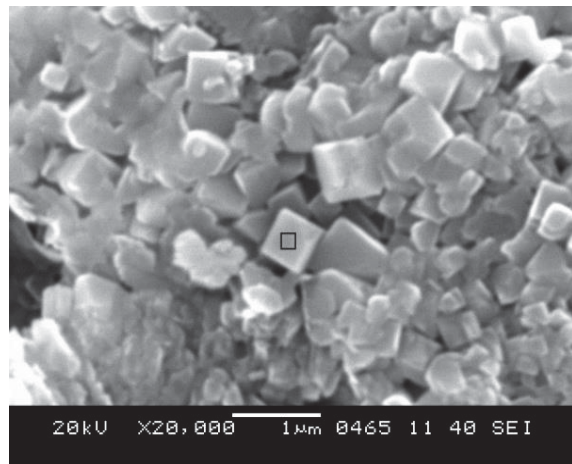


Şekil 10. Görüntülü element analizi yapabilen Mikroprop cihazı.

Böyle bir duruma örnek olmak üzere: Endüstriyel olarak üretilmiş bir ürün üzerinde istenmeyen çok küçük noktalar halinde bir yapının bulunduğu örneğin nasıl incelendiğini ele alalım. Bu yapının neden kaynaklandığının belirlenmesi problemin çözülebilmesi açısından son derece önemlidir. Klasik kimyasal analiz yöntemi burada işe yaramaz. Çünkü klasik kimyasal analizde bu noktanın yanı sıra matristen

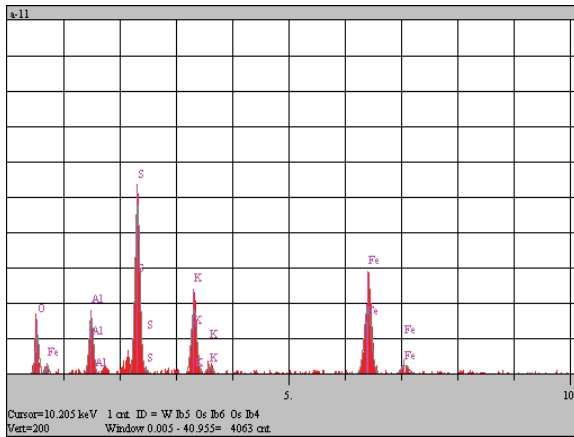
de malzeme karışabilir. Kimyasal analizde tüm malzeme çözülerek analiz yapıldığı için o noktanın tam kimyasal bileşimini belirlemek mümkün olamayabilir. Bu durumda söz konusu noktanın tahribatsız ve görüntülü bir şekilde analiz edilmesi gerekir. Aksi halde malzemenin neresinde analiz yapıldığı bilinemez. Bu bir seramik plakası, metal bir içecek kutusu veya çatı yalıtım malzemesi olabilir. Bu amaçla öncelikle bu noktalardan bir veya birkaç tanesini içine alacak şekilde örnek alınır. Bu noktalar rahatça görülecek şekilde büyütülerek SEI ve BEI görüntüleri alınır. Alınan görüntü üzerinde EDS analizi yapılarak bu noktanın elementel bileşimi belirlenir. Bulunan bileşim ile olması gereken bileşim arasında bir fark olup olmadığına bakılır. Fark var ise bunun neden veya prosesin hangi aşamasından kaynaklandığı araştırılır.

SEI görüntüsü üç boyutlu bir görüntü olup kristal yapıları, yüzey özellikleri ile ilgili bilgiler verir (Şek. 11). Kristal taneleri üzerinde yapılan EDS analizleri mineralleri tanımlama olanağı verir (Şek. 12).



Şekil 11. Özgün şekilli mineral taneleri ve EDS analizinin yapıldığı nokta (Yılmaz ve Köktük, 2010).

Şekil 11’de görülen özgün şekilli bir mineral tanesi üzerinde yapılan EDS analizi (Şek. 12) bu tanenin K, Fe, Al, S ve O elementlerinden oluştuğunu göstermektedir. Bulunan bu element kompozisyonu jarosit minerali ile uyumludur. Nitekim bu örneğin XRD analizinde örnek içerisinde jarosit  $KFe_3(SO_4)_2(OH)_6$  mineralinin var olduğu önceden belirlenmiştir.



Şekil 12. Şekil 11’de görülen özgün şekilli tane üzerinde işaretlenen noktada yapılan EDS analiz sonuçları.

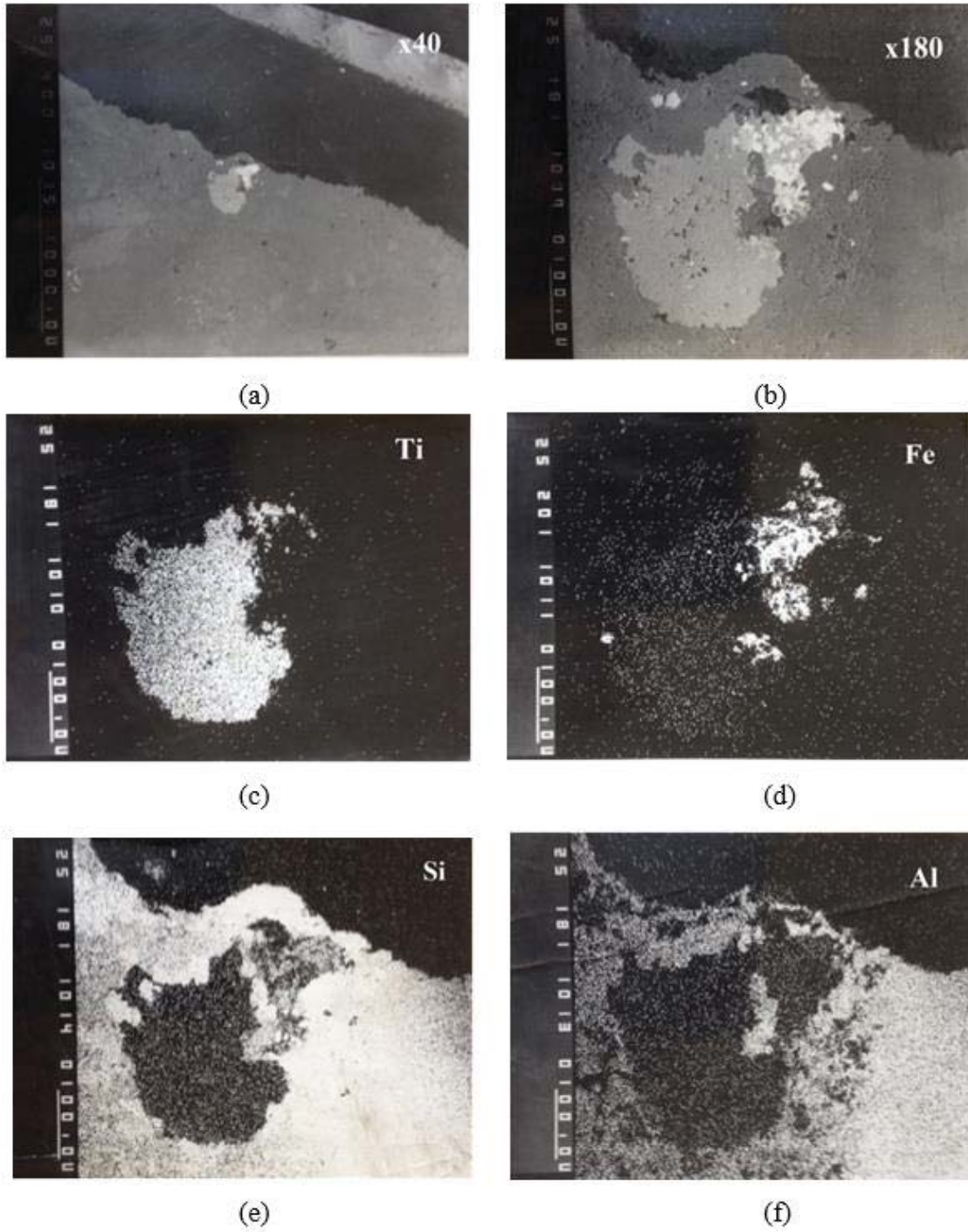
Mikopropta elde edilen BEI görüntüsü incelenen bölgedeki elementlerin atom ağırlıklarına göre ton farkı oluşur. Böyle bir görüntüde koyu renkli olan bölgeler düşük atom ağırlığına sahip elementleri gösterirken açık renkli olan bölgeler ise yüksek atom ağırlığına sahip elementleri gösterir.

Seramik bir plaka üzerinde oluşmuş siyah noktaların kaynağı araştırılmak isteniyor olsun. Böyle bir durumda siyah noktaların olduğu bölgeden kesit alınarak üzeri karbon ile kaplanarak iletken hale getirilen örnek üzerinde BEI görüntüsü alınmış (x40) (Şek. 13a) ve nokta net görülecek şekilde büyütülmüştür (x180) (Şek. 13b). Bu görüntü yüzeyinin tamamı üzerinde

EDS analizi yapılarak bu bölgede bulunan elementler belirlenmiştir. Bu EDS analizi bölgede Si, Al, Fe ve Ti elementlerinin bulunduğunu ortaya koymuştur (Şek. 13 c-f). Bunun ardından söz konusu olan bu elementlerin siyah nokta üzerinde ne şekilde dağıldığını belirlemek amacıyla yüzey üzerinde bu elementlerin EDS mapping dağılımları alınmıştır. Elde edilen mapping dağılımları ile görüntü karşılaştırılarak siyah nokta üzerindeki elementler belirlenmiştir. Buradan noktanın açık gri görünen kısımlarının Ti, parlak olan kısımlarının ise Fe içerdiği belirlenmiştir. Dolayısı ile seramik üzerinde siyah nokta olarak görünen lekeler Fe ve Ti’den meydana gelmektedir. Dolayısı ile tesiste Fe ve Ti’lu lekenin bu şekilde seramik yüzeyine prosesin hangi aşamasında yerleşmiş olabileceğinin kontrol edilmesi ve ona göre önlem alınması gerekecektir.

## 2.5 Mineral Serbestleşme Analizörü (MLA)

Mineral serbestleşme analizi mineraloji, metalurji, cevher hazırlama ve zenginleştirme alanlarında çok yaygın olarak kullanılmaya başlanan çok önemli bir yöntemdir. Bu yöntemle elde edilen veriler tesislerin planlaması ve optimizasyonunda kullanılan en önemli parametrelerdir. Bu amaçla kullanılan MLA,EDS ve özel olarak geliştirilmiş bir software programı ile desteklenenstandat bir taramalı elektron mikroskobu (SEM) dur. MLA ölçümlerinde kullanılan SEM ile elde edilir.MLA ölçümlerinde her bir örnek için 40-100 görüntü (4000-10 000 tane içerecek şekilde) analiz edilir(Gu, 2003; Slyvester, 2012).

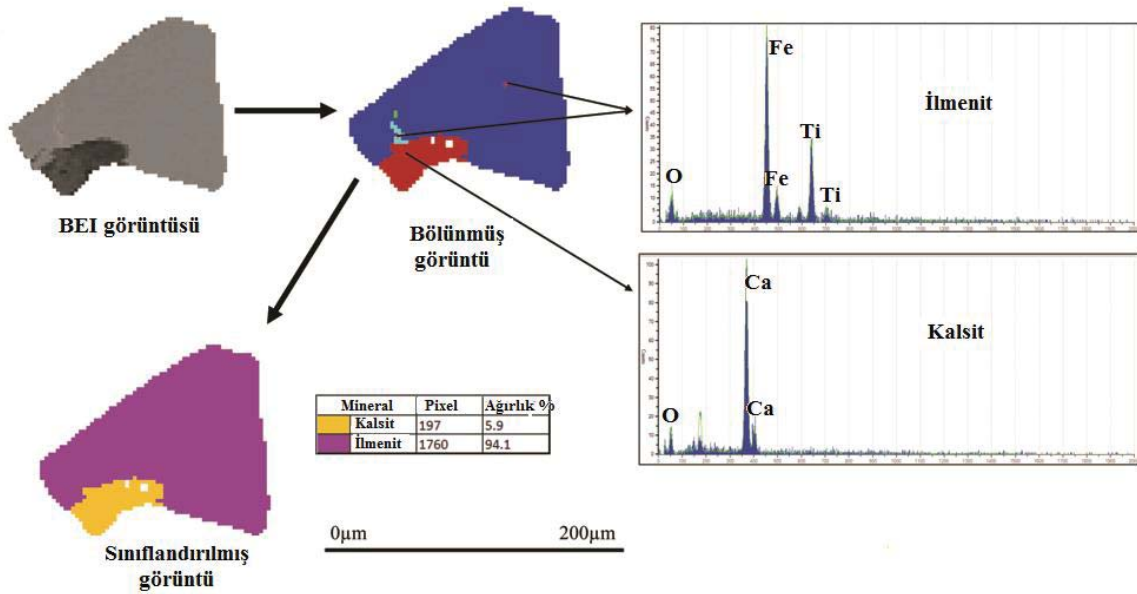


Şekil 13. Seramik malzeme üzerindeki siyah noktanın bulunduğu bölgede a) x40 BEI, b)x180 BEI görüntüleri c) Ti, d) Fe, e) Si, f)Al elementlerinin x180 büyütmeli BEI görüntüsü üzerindeki EDS mapping görüntüleri.



Normalde SEM ile atom ağırlığı ile orantılı olarak gri tonlarda BEI görüntüleri elde edilir. Sonra bu gri tonlardaki taneler üzerinde EDS analizleri yapılarak serbest ve bileşik taneler ve mineraller belirlenir. Belirlenen minerallerin her biri için farklı bir renk tanımlanarak elde edilen

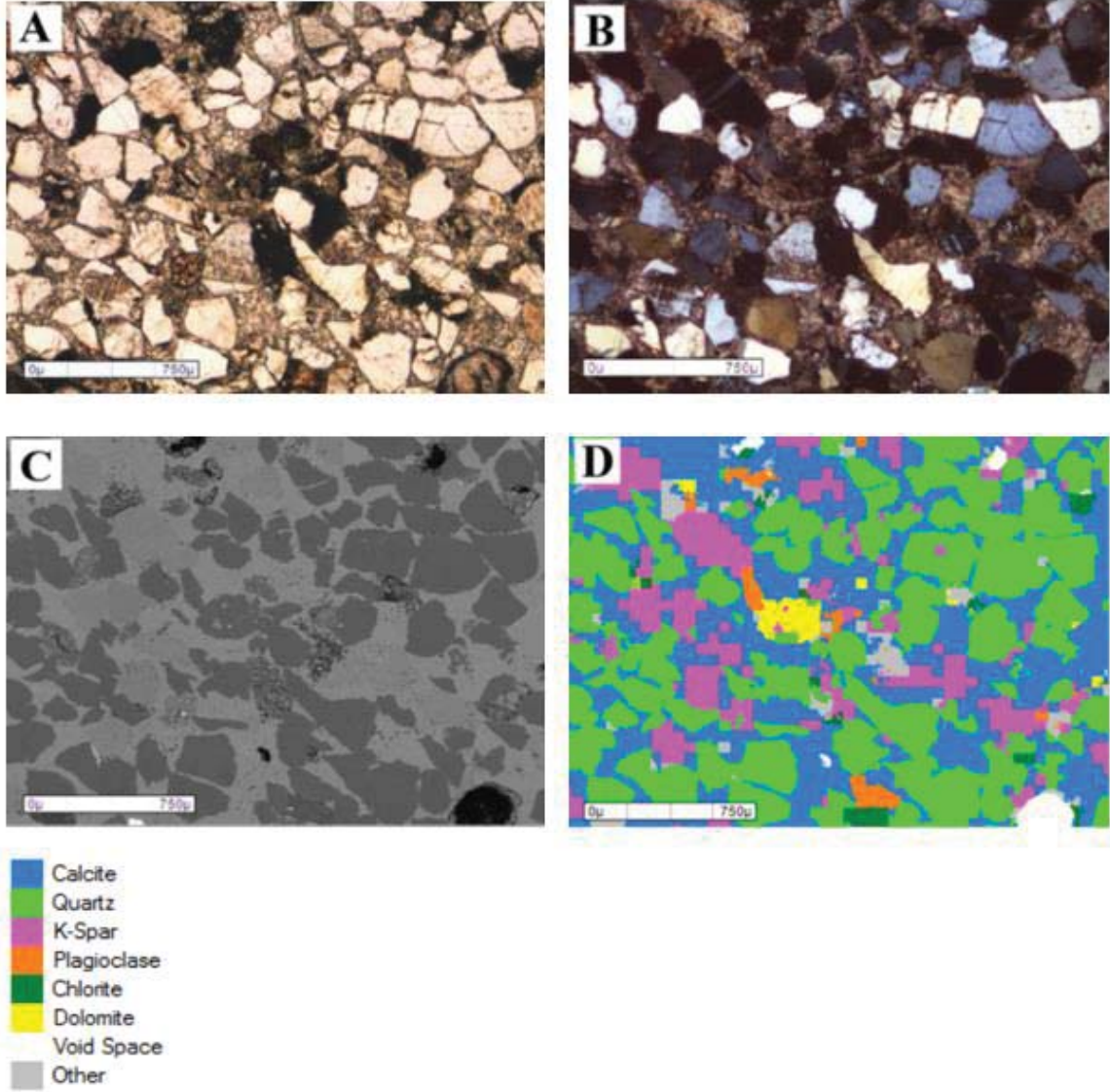
görüntü üzerinde serbest ve bağlı tanelerin boyutları, sayıları, alanları dijital olarak belirlenerek serbestleşme oranları ve tenörleri özel software programı ile hesaplanır.



Şekil 14. MLA ile analiz edilen bir tanenin tanımlanması (Sylvester, 2012).

MLA metodu kullanılarak değerli metallerin (altın, gümüş, uranyum vb.) ve minerallerin kazanılmasına yönelik çok sayıda çalışma mevcuttur (Gu, 2003; Deysel, 2007; Fandrich ve diğ.2007; Shaffer, 2010; Sylvester, 2012; Sandmann, Gutzmer, 2013; Xu ve diğ., 2015). Aşağıda Sylvester, (2012)'den alınmış bir MLA çalışması görülmektedir. Öncelikle çalışılacak örnekten parlatılmış ince kesit hazırlanarak optik mikroskop ile incelenmiş ve mineraller belirlenmiştir (Şek. 15 A ve B). Daha sonra aynı kesit

MLA ile inceleyebilmek için karbon ile kaplanmış ve bu kesitten BEI görüntüsü alınmış (Şek. 15 C) ve bu görüntü üzerinde EDS yapılarak her bir tanenin hangi mineral veya minerallerden oluştuğu belirlenmiştir. Son olarak da belirlenen her bir mineral için bir renk atanmıştır (Şek.15 D).Mineraller için renk atandıktan sonra software ile hesaplanan tane sayıları, yüzey üzerinde kapladıkları alanlar ve yüzde ağırlıkları Tablo 1'de verilmiştir.



Şekil 15. Kalsit çimentolu kumtaşının parlatılmış ince kesitinde elde edilen görüntüler. A: Optik mikroskop polarize ışık görüntüsü, B: çapraz nikol görüntüsü, C: MLA BEI görüntüsü ve D: X-ışını (EDS) ile haritalanmış ve renklendirilmiş mineraller. Mikrofotograflar 5x(2.5x1.8mm) görüntü alanı üzerinden alınmıştır (Sylvester, 2012).

Tablo 1. Parlatılmış ince kesitte MLA (Method: GXMAP) ile belirlenen minerallerin tane sayıları yüzey üzerinde kapladıkları alanlar ve yüzde ağırlıkları (Sylvester, 2012).

Mineral	Ağ (%)	Alan (%)	Alan ( $\mu\text{m}^2$ )	Tane sayısı
Allanit	0.13	0.09	777175	626
Apatit	0.12	0.10	869175	472
Biyotit	0.73	0.66	5472725	2955
Kalsit	39.11	38.96	322555850	15972
Klorit	2.44	2.20	18212150	7447
Kromit	0.06	0.03	262825	79
Kordiyerit	0.20	0.21	1708625	1073
Dolomit	1.17	1.10	9101725	3304
Epidot	0.19	0.15	1266325	860
Garnet	0.49	0.33	2746275	1678
Hornblend	0.47	0.37	3065150	1930
Illit	0.44	0.43	3554000	2018
Ilmenit	0.32	0.18	1500100	603
Kaolinit	0.48	0.50	4160500	1502
K-spar	13.34	13.55	112157700	19443
Manyetit	0.29	0.15	1270075	1009
Monazit	0.00	0.00	225	1
Muskovit	0.55	0.53	4358225	2415
Plajiolklas	3.16	3.25	26902925	8616
Piroksen	0.14	0.11	875200	595
Kuvars	35.78	36.50	302151625	12498
Rutil	0.17	0.14	1143250	951
Zirkon	0.02	0.01	79125	72
Diğer İz Mineraller.	0.06	0.05	420400	331
Mineral Olmayanlar	0.00	0.00	12650	40
Bilinmeyenler	0.00	0.03	258175	176
Camsı Yapılar	0.13	0.36	3000750	1478
Toplam	100.00	100.00	827882925	88144

### 3 SONUÇLAR

Madencilik sektöründe arama aşamasından başlayarak, cevherleşme tipi, cevherin içerdiği minerallerin belirlenmesi, cevher tenörü, serbestleşme tane boyutu, bağlı tanelerin bağlılık derecesi ve şekli, tanelerin birbirleriyle ilişkileri, cevher içerisinde bulunan elementler ve derecelerinin belirlenmesinde Cevher Mikroskopisi, Binoküler Mikroskopi, XRF, XRD Mikroprop ve MLA analiz yöntemleri önemli rol oynar. Bu analiz

cihazları ve yöntemler cevherin zenginleştirme yönteminin belirlenmesinde yol gösterici olmakla birlikte kurulu tesislerde işletme şartlarının kontrolü ve oluşabilecek problemlerin çözümünde de etkin cihaz ve analiz yöntemleridir. Araştırma aşamasında veya tesislerin işleyişi ve kontrolünde cihazların kullanımı ve sonuçların etkin olarak değerlendirilmesi konusunda kalifiye elemanların yetişmesi madencilik sektörünün önemli konularından biridir.

## **KAYNAKLAR**

- Deysen, K, 2007. Leucoxene study: a mineral liberation analysis (MLA) investigation, The 6th International Heavy Minerals Conference 'Back to Basics', The Southern African Institute of Mining and Metallurgy.
- Fandrich, R; Gu, Y; Burrows, D ve Moeller, K, 2007. Modern SEM-based mineral liberation analysis, International Journal of Mineral Processing 84, 310–320.
- Gu, Y, 2003. Automated Scanning Electron Microscope Based Mineral Liberation Analysis, An Introduction to JKMRC/FEI Mineral Liberation Analyser, Journal of Minerals & Materials Characterization & Engineering, Vol. 2, No.1, 33-41.
- Günindi, T, 2014. Kalkopirit cevherinin flotasyon ile zenginleştirme koşullarının belirlenmesi, DEÜ Maden Mühendisliği Bitirme tezi, İzmir, 62 sayfa.
- Gültekin, A.H, 2014. Cevher Mikroskopisi, Cevher Hazırlama El Kitabı (Eds: Prof. Dr. Güven Önal, Prof. Dr.Gündüz Ateşok, Dr.Kudret Tahsin Perek,) Yurt Madencilik Geliştirme Vakfı, İstanbul
- Sandmann D. ve Gutzmer J. , 2013. Use of Mineral Liberation Analysis (MLA) in the Characterization of Lithium-Bearing Micas, Journal of Minerals and Materials Characterization and Engineering, 1, 285-292.
- Sylvester, P.J. (2012), Chapter 1: Use of the mineral liberation analyzer (MLA) for mineralogical studies of sediments and sedimentary rocks. Mineralogical Association of Canada Short Course 42, St. John's NL, p. 1-16.
- Xu, Z; Li, Y; Liu, S; Cai, L ve Yang, L, 2015. The characteristics study of sphalerite tailings by using MLA, Procedia Engineering, 102, 278 – 286.
- Yılmaz, H ve Köktürk, U, 2010. Mineralogical and Micromorphological Characterization of Iron Impurity in Gedikler Bentonite Mine (Esme/Usak, Turkey). Asian Journal of Chemistry, 22(4), 3235-3245.
- TMMOB Maden Mühendisleri Odası, Mart 2011. Madencilik Sektörü ve Politikaları Raporu, [http://www.maden.org.tr/resimler/ekler/6b4f48fe09a313b\\_ek.pdf?tipi=5](http://www.maden.org.tr/resimler/ekler/6b4f48fe09a313b_ek.pdf?tipi=5)
- [https://www.rigaku.com/en/products/xrf\\_1](https://www.rigaku.com/en/products/xrf_1), Elementel analysis products, X-Ray Flouresans.
- <https://www.rigaku.com/downloads/journal/Vol14.1.1997/miniflex.pdf>, Product information, Desktop X-Ray Diffractometer, Miniflex<sup>+</sup>.





# A New Approach on the Measurement of Bubble Coalescence Time in Flotation

## *Flotasyonda Kabarcık Birleşme Süresinin Ölçümünde Yeni Bir Yaklaşım*

C. Gungoren, Y. Baktarhan, I. Demir, O. Ozdemir, I. Kursun Unver, S.G. Ozkan  
*Istanbul University, Engineering Faculty, Mining Engineering Department, Istanbul*

**ABSTRACT** In flotation, air bubbles are used for separation of particles according to their hydrophobicity. Therefore, the efficiency of flotation process is strongly dependent upon the collecting ability of air bubbles. On the other hand, the formation and the degeneration of the bubble-particle aggregates are affected by many other factors such as the required time for bubble-particle attachment and bubble coalescence. Therefore, it is important to measure the required time for these parameters to control the flotation process. In this study, the use of bubble-particle attachment time measurement device was introduced to determine the bubble coalescence time in flotation.

**ÖZET** Flotasyonda taneleri hidrofobluklarına göre ayırmak için hava kabarcıkları kullanılır. Bu yüzden flotasyon verimi büyük oranda hava kabarcıklarının taneleri toplayabilme yeteneklerine bağlıdır. Ancak kabarcık-tane kümesinin oluşması ve bozulması tane-kabarcık yapışması ve kabarcık birleşmesi için gereken süre gibi birçok faktörden etkilenir. Bu yüzden bu işlemler için ihtiyaç duyulan sürenin ölçülmesi flotasyon işleminin kontrol edilebilmesi için önemlidir. Bu çalışmada kabarcık birleşme süresinin tespit edilmesinde kullanılan kabarcık-tane yapışma süresi ölçüm cihazının tanıtımı yapılmıştır.

## 1 INTRODUCTION

Flotation is a physico-chemical separation method used in various industries to separate hydrophobic particles from hydrophilic ones in aqueous solutions. In flotation, air bubbles are used to collect hydrophobic particles. The bubble-particle aggregates are transported to the froth zone while hydrophilic particles remain in the pulp and discharge. Therefore, the efficiency of flotation is strongly related to the collecting ability of air bubbles, which is affected by many physical and physico-chemical factors (Leja, 1982, Nguyen and Schulze, 2004, Ozdemir et al., 2009a, Ozdemir et al., 2009b,

Albjanic et al., 2010, Albjanic et al., 2014). For instance, the time required for bubble-particle attachment have a crucial role in flotation. The short attachment time leads to the more probability of particle collection (Ozdemir et al., 2009a, Ozdemir et al., 2009b, Albjanic et al., 2010, Albjanic et al., 2011, Albjanic et al., 2014). Furthermore, the recovery of particles ultimately depends on the survival chance of the bubbles during the interaction (Ata, 2008). However, small bubbles can merge and form a new larger-size bubble. This process is called coalescence, and it can cause some problems during flotation. In a similar way with

bubble-particle attachment time, the time needed for bubble coalescence is also important for flotation (Craig, 2004, Ata, 2009, Horn et al., 2011, Castro et al., 2013).

In this study, a new experimental method was suggested to determine the bubble coalescence time using the bubble-particle attachment time device.

## 2 BUBBLE-PARTICLE ATTACHMENT

There are several steps that must be achieved successfully for a stable bubble-particle attachment. First, a particle must approach close enough to a bubble to be captured. This process is also called as collision. If the particle is sufficiently hydrophobic (either naturally or chemically induced), a wetting thin film between the air–water and solid–water interfaces is formed. This film between the bubble and particle must be sufficiently thin and then rupture to form a three-phase contact line (TPCL). This only occurs if the net of surface forces is attractive. The bubble–particle contact line spreads further across the solid surface to form a stable wetting perimeter and finally, the attachment occurs (Heindel and Bloom, 2006). Although each of these processes requires individual time periods to be completed, the total time needed for the attachment of particles with an air bubble when they are in close proximity is defined as attachment time (Albijanac et al., 2010, Albijanac et al., 2011, Albijanac et al., 2014).

The device using for the measurement of the attachment time is named as bubble-particle attachment time measurement device. In the experimental procedure, a captive bubble with 1-2 mm diameter is formed at the end of a glass capillary tube and moved towards a particle bed, contacts for a certain period of time and moves back to its original position. Then, the bubble is observed by a lens or a CCD camera to determine if the attachment occurred. This process is repeated several times at the

different locations of the particle bed to obtain percentages. This process is repeated for several contact times. So, a distribution of the percent attachment versus controlled contact time is obtained. The attachment time is determined by the contact time at which 50% (Ozdemir et al., 2009a) or 100% (Ozdemir et al., 2009b) of the observations results in attachment (Albijanac et al., 2010, Albijanac et al., 2011).

A scheme of a bubble-particle attachment time measurement device and the steps of a bubble-particle attachment time measurement process are given in Figures 1 and 2, respectively.

In addition, the flotation efficiency is strongly related to the probability of particle collection (P) by a bubble which is related to the probability of collision between bubbles and particles ( $P_c$ ), the probability of adhesion after collision ( $P_a$ ), and the probability that subsequent detachment would not occur ( $P_d$ ). Probability of particle collection can be represented by;

$$P=P_c \cdot P_a \cdot P_d \quad (1)$$

For the small particles, detachment need not be considered ( $P_d=1$ ).  $P_c$  and  $P_a$  are then functionalized in terms of bubble size and particle size by considering the case of a single particle interacting with an isolated bubble rising in the flotation pulp. It is assumed that the particles have no inertia and thus follow the streamlines around the bubbles, which in turn are assumed to behave non-deformable spheres (Yoon and Luttrell, 1989).

( $R_o$ ) to the bubble radius ( $R_b$ ). Thus, the probability of collision ( $P_c$ ) is given as;

$$P_c=(R_o/R_b)^2 \quad (1)$$

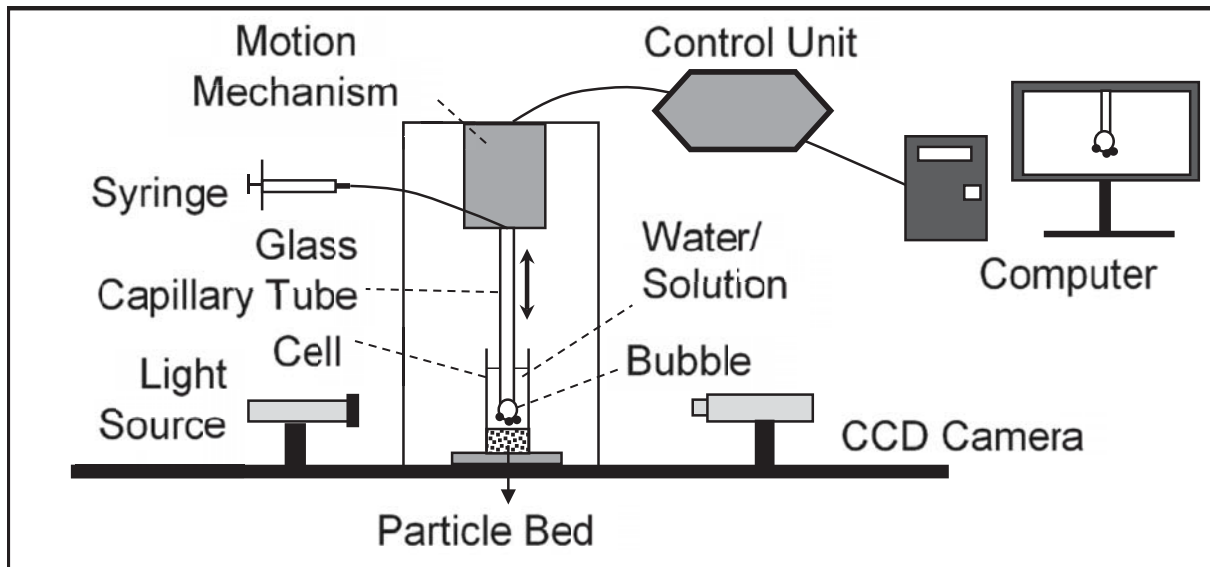


Figure 1. Bubble-particle attachment time measurement device.

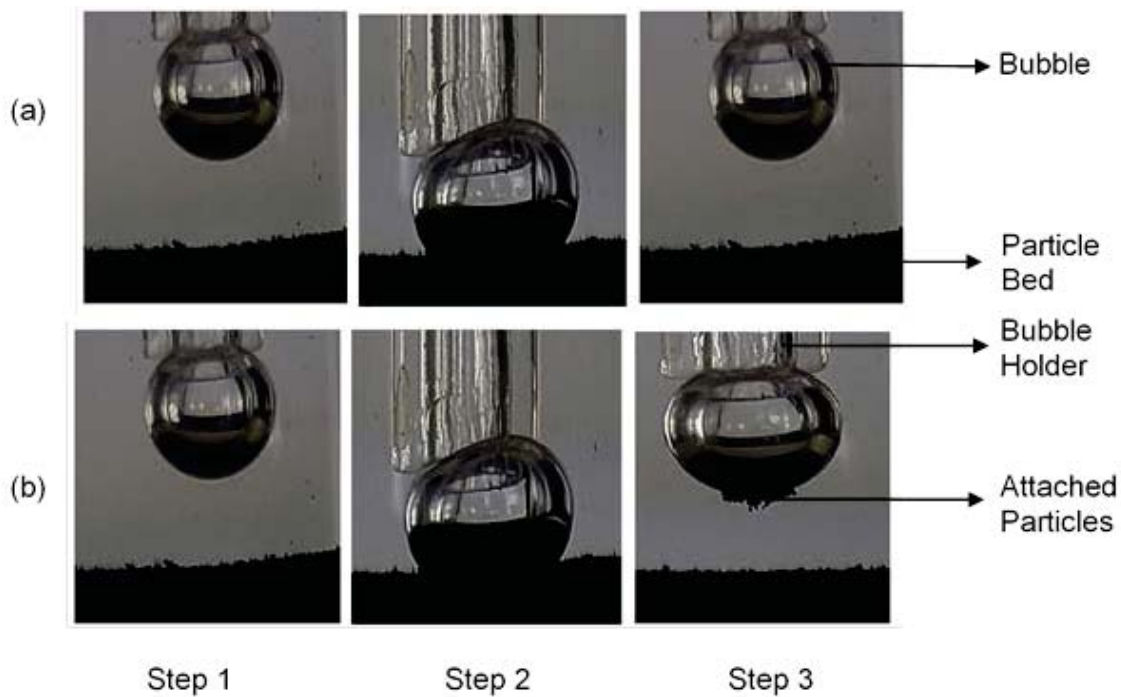


Figure 2. The steps of a bubble-particle attachment time measurement process: (a) No attachment observed and (b) attachment observed.

The probability of the collision is determined by the ratio of the limiting radius.

In addition, the probability of bubble-particle adhesion ( $P_a$ ) can be defined as;

$$P_a = [R_o^2 / (R_b + R_p)^2] \quad (2)$$

where,  $R_p$  is the particle radius (Yoon and Luttrell, 1989).

### 3 BUBBLE-BUBBLE COALESCENCE

It is clear from equations (1) and (2) that the probability of particle collection decreased with increasing bubble radius. Therefore, the rate, amount and size of the floated particles are strongly dependent on the bubble size distribution (Ata and Jameson, 2005). However, water is not an easy media that

small bubbles can survive for a long time in the absence of any electrolyte or reagent. After the formation of the bubbles, they tend to coalesce and form a single bubble when they collide (Matis and Zouboulis, 1995, Kracht and Finch, 2009, Horn et al., 2011).

Similar to bubble-particle attachment process, when two air bubbles approach each other, a thin liquid film is formed between them whose thickness decreases gradually due to the drainage of the liquid. The film eventually ruptures due to attractive molecular forces operating at the interfaces upon reaching a certain thickness. The time needed for the coalescence of bubble when they are in close proximity is defined as bubble coalescence time (Ata, 2008, Horn et al., 2011, Bournival et al., 2012, Owwoye and Schubring, 2017). Generally, high speed cameras are used in the studies on measuring of coalescence time (Ribeiro and Mewes, 2007, Ata, 2009, Kracht and Finch, 2009, Bournival et al., 2014, Orvalho et al., 2015, Karn et al., 2016, Zawala et al., 2017).

#### **4 SUGGESTED METHOD FOR BUBBLE COALESCENCE TIME MEASUREMENTS**

In this paper, a bubble-particle attachment time measurement device (BCT-100, Bratton Engineering and Technical Associates, LLC, USA) was reviewed for bubble coalescence time measurement after simple modifications. First, a glass container with flat surfaces is placed under the glass capillary tube and filled with water or electrolyte/reagent solution. Then, a glass syringe with a hook needle is located under just beneath the bubble. Two bubbles with close sizes are formed both of at the end of the glass capillary tube and syringe. Then, the upper bubble is moved towards the bottom bubble and contacts for a certain time. Then it moves back to its original

position. Finally, the bubbles observed with a CCD camera if the coalescence occurred. This process can be repeated for several contact times and the coalescence time can be determined similar to bubble-particle attachment time measurements. The schema of the modified bubble-particle attachment time device and the steps of a bubble coalescence time measurement process are given in Figures 3 and 4, respectively.

#### **5 CONCLUSIONS**

Bubble-particle attachment and bubble coalescence play an important role on the attachment and detachment processes during flotation. The flotation efficiency is higher when the bubble-particle attachment time is shorter, and the bubble coalescence time is longer. Therefore, it is important to measure the required time for these processes.

The classical device used for measuring the bubble-particle attachment time can also be used for determining the bubble coalescence time after minor adaptations.

The size of the bubbles, the type and concentration of the electrolyte/reagent solutions are the important parameters of bubble coalescence time experiments.

A new flat surfaced glass container with a glass capillary tube is planning to be designed and produced for the further studies.



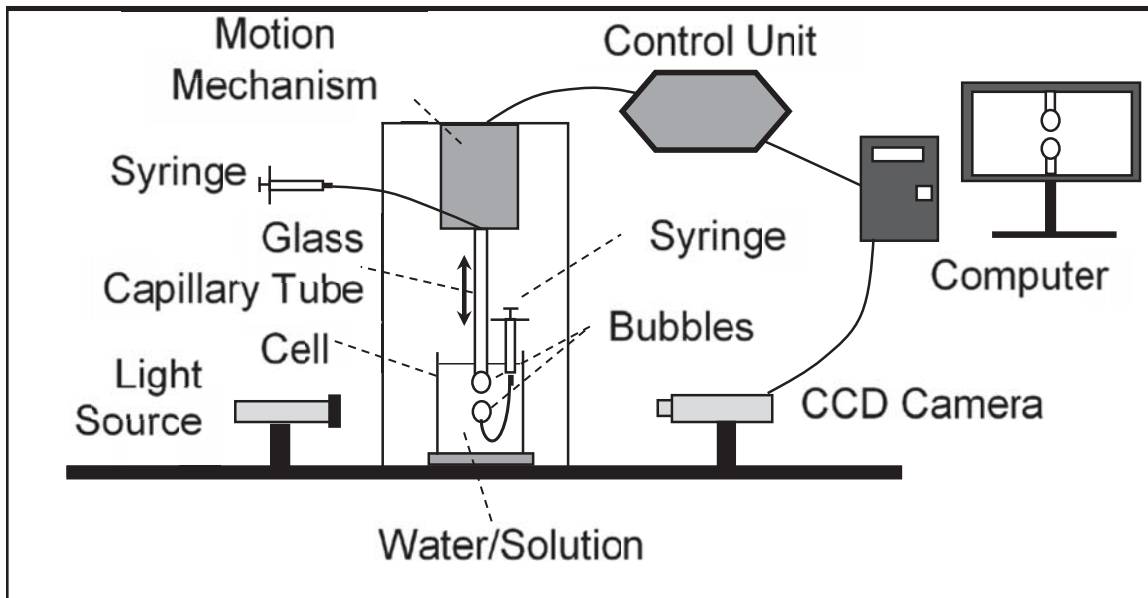


Figure 3. Modified bubble-particle attachment time device.

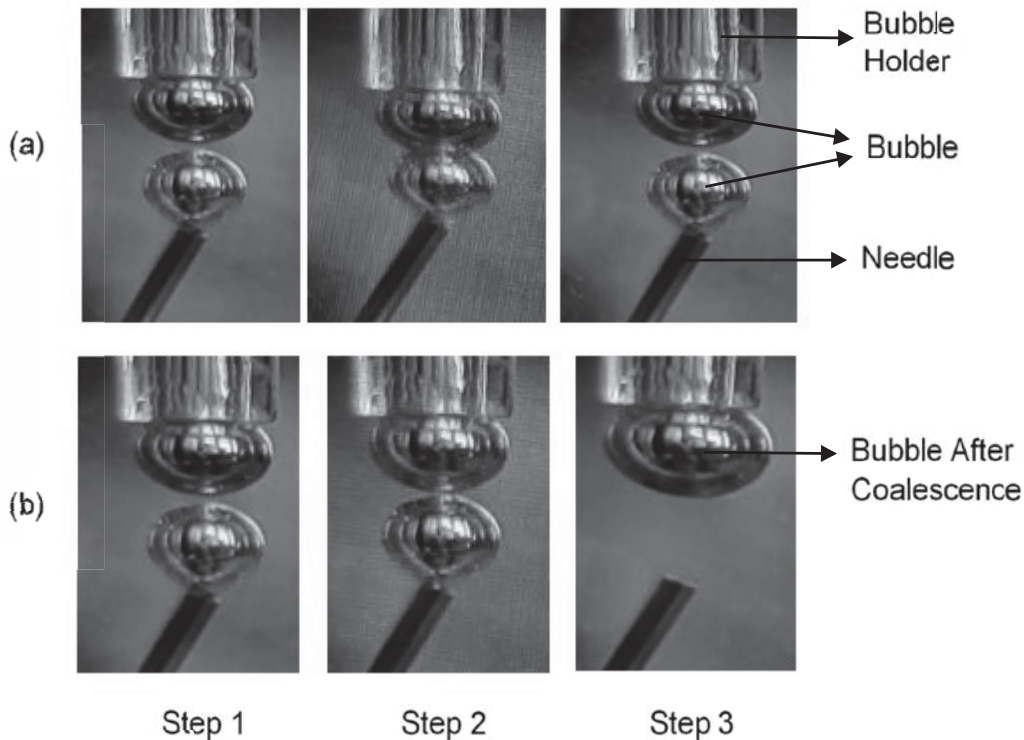


Figure 4. The steps of a bubble coalescence time measurement process (a) No coalescence observed and (b) coalescence observed.

## KAYNAKLAR

Albijanic, B., Amini, E., Wightman, E., Ozdemir, O., Nguyen, A. V. and Bradshaw, D. J., 2011, A relationship between the bubble-particle attachment time and the mineralogy of a copper-sulphide ore, *Minerals Engineering*, 24, 12, s. 1335-1339.

Albijanic, B., Ozdemir, O., Hampton, M. A., Nguyen, P. T., Nguyen, A. V. and Bradshaw, D., 2014, Fundamental aspects of bubble-

particle attachment mechanism in flotation separation, *Minerals Engineering*, 65, s. 187-195.

Albijanic, B., Ozdemir, O., Nguyen, A. V. and Bradshaw, D., 2010, A review of induction and attachment times of wetting thin films between air bubbles and particles and its relevance in the separation of particles by flotation, *Adv Colloid Interface Sci*, 159, 1, s. 1-21.



- Ata, S., 2008, Coalescence of Bubbles Covered by Particles, *Langmuir*, 24, s. 6085-6091.
- Ata, S., 2009, The detachment of particles from coalescing bubble pairs, *J Colloid Interface Sci*, 338, 2, s. 558-565.
- Ata, S. and Jameson, G. J., 2005, The formation of bubble clusters in flotation cells, *International Journal of Mineral Processing*, 76, 1-2, s. 123-139.
- Bournival, G., Ata, S., Karakashev, S. I. and Jameson, G. J., 2014, An investigation of bubble coalescence and post-rupture oscillation in non-ionic surfactant solutions using high-speed cinematography, *J Colloid Interface Sci*, 414, s. 50-58.
- Bournival, G., Pugh, R. J. and Ata, S., 2012, Examination of NaCl and MIBC as bubble coalescence inhibitor in relation to froth flotation, *Minerals Engineering*, 25, 1, s. 47-53.
- Castro, S., Miranda, C., Toledo, P. and Laskowski, J. S., 2013, Effect of frothers on bubble coalescence and foaming in electrolyte solutions and seawater, *International Journal of Mineral Processing*, 124, s. 8-14.
- Craig, V. S. J., 2004, Bubble coalescence and specific-ion effects, *Current Opinion in Colloid & Interface Science*, 9, 1-2, s. 178-184.
- Heindel, T. J. and Bloom, F., 2006, Dispersed Air Flotation Theory. Encyclopedia of Surface and Colloid Science, 2nd3 Edition, 3, CRC Press, s. 1787-1800.
- Horn, R. G., Del Castillo, L. A. and Ohnishi, S., 2011, Coalescence map for bubbles in surfactant-free aqueous electrolyte solutions, *Adv Colloid Interface Sci*, 168, 1-2, s. 85-92.
- Karn, A., Shao, S., Arndt, R. E. A. and Hong, J., 2016, Bubble coalescence and breakup in turbulent bubbly wake of a ventilated hydrofoil, *Experimental Thermal and Fluid Science*, 70, s. 397-407.
- Kracht, W. and Finch, J. A., 2009, Using sound to study bubble coalescence, *J Colloid Interface Sci*, 332, 1, s. 237-245.
- Leja, J., 1982, Surface Chemistry of Froth Flotation, New York, NY, Plenum Press, , 758.
- Matis, K. A. and Zouboulis, A. I., 1995, The Role of Bubble/ Particle Size. Flotation Science and Engineering, New York, s. 63-87.
- Nguyen, A. V. and Schulze, H. J., 2004, Colloidal Science of Flotation, USA, Marcel Dekker,
- Orvalho, S., Ruzicka, M. C., Olivieri, G. and Marzocchella, A., 2015, Bubble coalescence: Effect of bubble approach velocity and liquid viscosity, *Chemical Engineering Science*, 134, s. 205-216.
- Owoeye, E. J. and Schubring, D., 2017, Computational modeling of bubble coalescence in a high-pressure steam-water flow, *Nuclear Engineering and Design*, 319, s. 28-39.
- Ozdemir, O., Karaguzel, C., Nguyen, A. V., Celik, M. S. and Miller, J. D., 2009a, Contact angle and bubble attachment studies in the flotation of trona and other soluble carbonate salts, *Minerals Engineering*, 22, 2, s. 168-175.
- Ozdemir, O., Taran, E., Hampton, M. A., Karakashev, S. I. and Nguyen, A. V., 2009b, Surface chemistry aspects of coal flotation in bore water, *International Journal of Mineral Processing*, 92, 3-4, s. 177-183.
- Ribeiro, C. P. and Mewes, D., 2007, The effect of electrolytes on the critical velocity for bubble coalescence, *Chemical Engineering Journal*, 126, 1, s. 23-33.
- Yoon, R. H. and Luttrell, G. H., 1989, The Effect of Bubble Size on Fine Particle Flotation. Frothing in Flotation, Gordon and Breach Science Publishers, s.
- Zawala, J., Wiertel, A., Niecikowska, A. and Malysa, K., 2017, Influence of external vibrations on bubble coalescence time at water and oil surfaces—Experiments and modelling, *Colloids and Surfaces A: Physicochemical and Engineering Aspects*, 519, s. 137-145.

# Considerations on Electrical Equipment Designed for Use in Underground Firedamp Mines

L. Moldovan, S. Burian, G.A. Găman, M. Magyari, M. Părăian, M. Darie  
*INCD-INSEMEX Petroșani, Hunedoara County, Romania,*

**ABSTRACT** The aim of the paper is to underline some particularities that electrical equipment designed for use in potentially explosive atmospheres in the underground of firedamp mines shall possess and, in the same time, to highlight the aspects to be considered when designing an equipment for use in potentially explosive atmospheres.

## 1 INTRODUCTION

### 1.1 Risk of explosion

The risk of explosion represents an important aspect when referring to technological installations used for extraction of existing energetic resources (in solid form – coal, liquid form – oil or gaseous form – natural gases), processing, storage or transport of them or of the resulting combustible substances (Moldovan *et al*, 2015).

In the underground of mines endangered by firedamp, explosions can result from (EN 1127-2, 2014):

- materials processed or used by the equipment and components (e.g. minerals obtained as part of the winning process);
- materials released by the equipment and components;
- materials in the vicinity of the equipment, protective systems and components; and
- materials of which the equipment, protective systems and components are constructed.

Thus, the explosion protection of equipment, protective systems and components depends on (EN 1127-2, 2014):

- the design and construction of the equipment, protective systems and components;
- the intended use;
- the foreseeable misuse;
- the ambient conditions; and
- the materials extracted and handled.

### 1.2 Classification of equipment

Equipment designed to operate in potentially explosive atmospheres must be subjected to assessment procedures, according ATEX Directive 2014/34/EU (transposed in Romanian legislation by Government Decision no. 245/2016).

Equipment intended for use in mines susceptible to firedamp – classified as Group I equipment, according ATEX Directive 2014/34/EU, is divided in two categories (Directive 2014/34/EU, 2014; HG 245, 2016):

- Category M1 - equipment that must continue to operate when a potentially explosive atmosphere is present; and
- Category M2 - equipment that does not operate when a potentially explosive atmosphere is present.

Two different ranges of explosive atmospheres originating from the intended installation and use of the equipment are taken into account when dealing with requirements for Equipment Group I, categories M2 and M1 (EN 1127-2, 2014):

- potentially explosive atmosphere — range between 0 % and below lower explosive limit (LEL) or above upper explosive limit (UEL) up to 100 % of firedamp in air; and
- explosive atmosphere — range between LEL and UEL of firedamp in air.

In mine workings with explosive atmospheres, only M1 equipment is acceptable as it has a very high level of protection. M1 equipment, e.g. telephones or gas measuring equipment may continue to be operated in explosive atmospheres, because they are safe even in the event of rare equipment faults. This is ensured by the existence of two independent protective measures or double fail-safe systems (EN 1127-2, 2014).

In mine workings with potentially explosive atmospheres, both M1 and M2 equipment may be used. M2 equipment may be used as it has a high level of protection and is suitable for the severe conditions in mining. In an explosive atmosphere, M2 equipment needs to be capable of being disconnected or made safe (EN 1127-2, 2014).

M1 and M2 equipment can only be operated with the characteristics specified by the manufacturer as only then do they ensure the relevant level of protection. The manufacturer specifies the operating characteristics for the equipment (EN 1127-2, 2014).

### **1.3 Assessment of equipment design for use in potentially explosive atmospheres**

The easiest way to prove conformity against the requirements of ATEX Directive 2014/34/EU is to use even from the design phase the harmonized standards that are under the scope of the Directive. For the assessment of explosion-proof characteristics of electrical equipment, the provisions of harmonized standards from the EN 60079

series are used. The standards EN 60079-0 (Explosive atmospheres. Part 0: Equipment. General requirements) and one or more of the standards containing the specific requirements for the type(s) of protection applied to equipment (ex. EN 60079-1 for the type of protection flameproof enclosure "d", EN 60079-7 for the type of protection increased safety "e", EN 60079-11 for the type of protection intrinsic safety "i") are used in the design of the electrical equipment, and also for performing the assessment (Moldovan *et al*, 2012).

According the EN 60079-0 standard, electrical equipment designed for use in the underground of mines susceptible to firedamp are included in Group I, equipment protection level (EPL) Ma or Mb.

The basic principle in order to prevent an explosion is to avoid the use of technical equipment in hazardous areas, but there are many situations when this cannot be achieved. In these situations, the equipment used in potentially explosive atmospheres must be so designed and conceived so as to prevent the ignition of the surrounding explosive atmosphere by considering the provisions of the ATEX Directive 2014/34/EU.

The relationship between the ATEX Directive 2014/34/EU, EN 1127-2 standard (categories M1 and M2 applicable to Group I equipment) and EN 60079-0 standard (equipment protection level Ma and Mb) is presented in Figure 1.

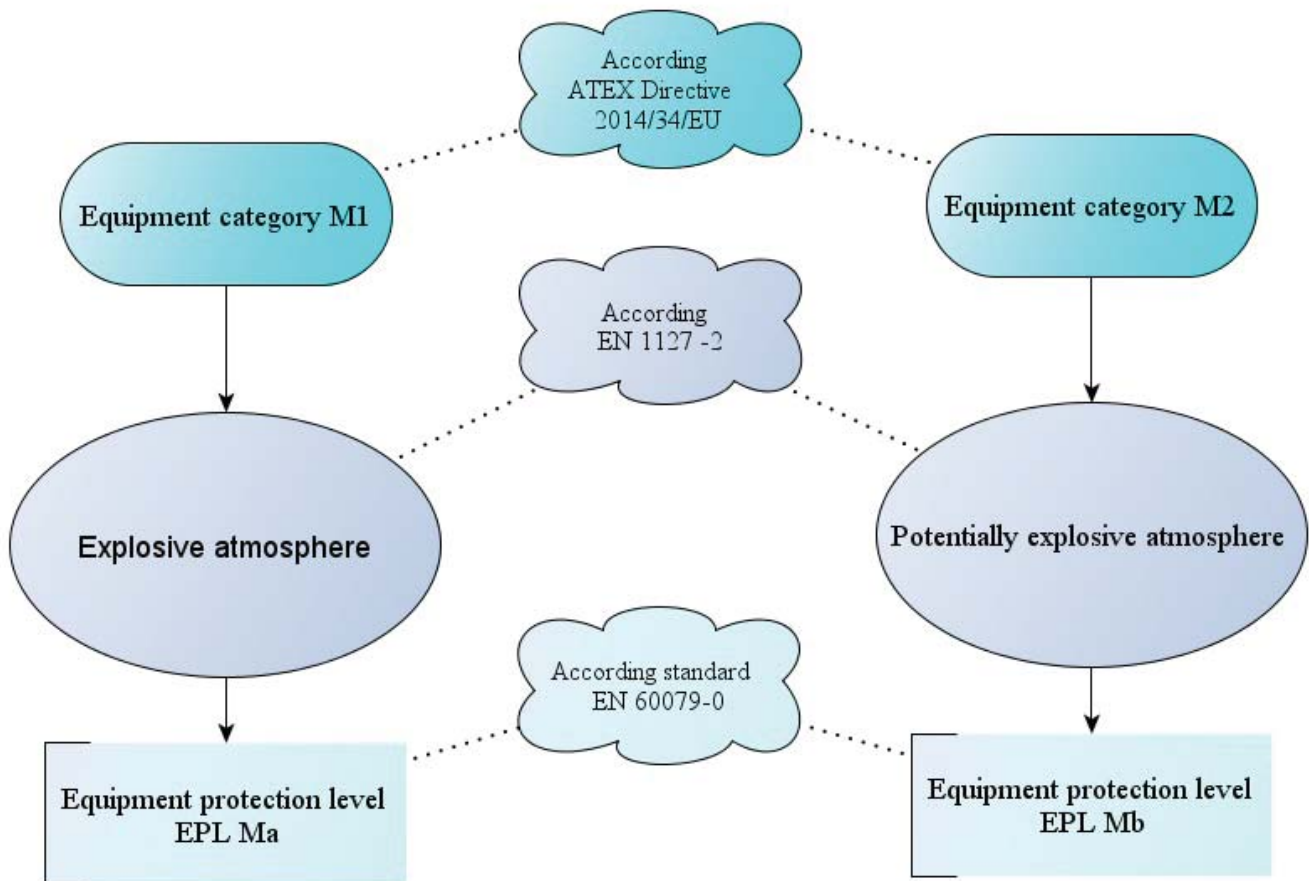


Figure 1. Relationship between ATEX Directive 2014/34/EU, EN 1127-2 and EN 60079-0

## 2 TYPES OF PROTECTION APPLICABLE TO ELECTRICAL EQUIPMENT

### 2.1 Explosion protection basic approaches

If electrical equipment is to be placed in a potentially hazardous explosive area, this shall be designed, manufactured and operated so as not to cause the ignition of the surrounding explosive atmosphere. There are some basic approaches to provide explosion protection to electrical circuits in hazardous location (as presented in Figure 2):

- explosion confinement;
- elimination of ignition source;
- energy limitation; and
- exclusion of explosive atmosphere.

The type of protection represents all specific measures applied to electrical equipment in order to avoid ignition of a surrounding explosive atmosphere in which these

equipment are designed to operate (EN 60079-0, 2012).

Explosion confinement consists in allowing the three elements necessary to produce an explosion to coexist at the same time and in the same space but to be closed in an enclosure constructed so as to withstand an internal explosion and to prevent the explosion transmission to the explosive atmosphere surrounding the enclosure. The types of protection flameproof enclosure "d" (where the joints of the enclosure are made such that flames, sparks or hot gases resulting from an explosion are sufficiently cooled to prevent ignition of the explosive atmosphere surrounding the enclosure) and powder filling "q" (the enclosure of the equipment is filled with fine filling material (generally sand) which will suppress any electric arc or hot surface and prevent the ignition of the explosive atmosphere surrounding the enclosure) are based on this principle.



Elimination of the ignition source consists in choosing of components or equipment that do not produce arcs and sparks in normal operation and adoption of additional measures, so that under certain abnormal operating conditions these phenomena will not occur. On this concept is based the type of protection increased safety "e".

Energy limitation is a concept in which the available energy from circuits that can be considered a source of ignition is limited to values that cannot lead to the ignition of the explosive atmosphere. The type of protection that is based on this concept is intrinsic safety "i".

Exclusion of explosive atmospheres consists of preventing the contact between the explosive atmosphere and the source of ignition. The types of protection based on this concept are pressurization "p" (maintaining a protective gas inside the enclosure at a pressure of at least 5 mm H<sub>2</sub>O higher than the pressure of explosive mixture surrounding the enclosure), oil immersion "o" (immersion of equipment that is intended to be protected into a mineral oil in order to avoid the contact with the explosive atmosphere) and encapsulation "m" (casting a compound on the equipment or component that is intended to be protected to explosion).

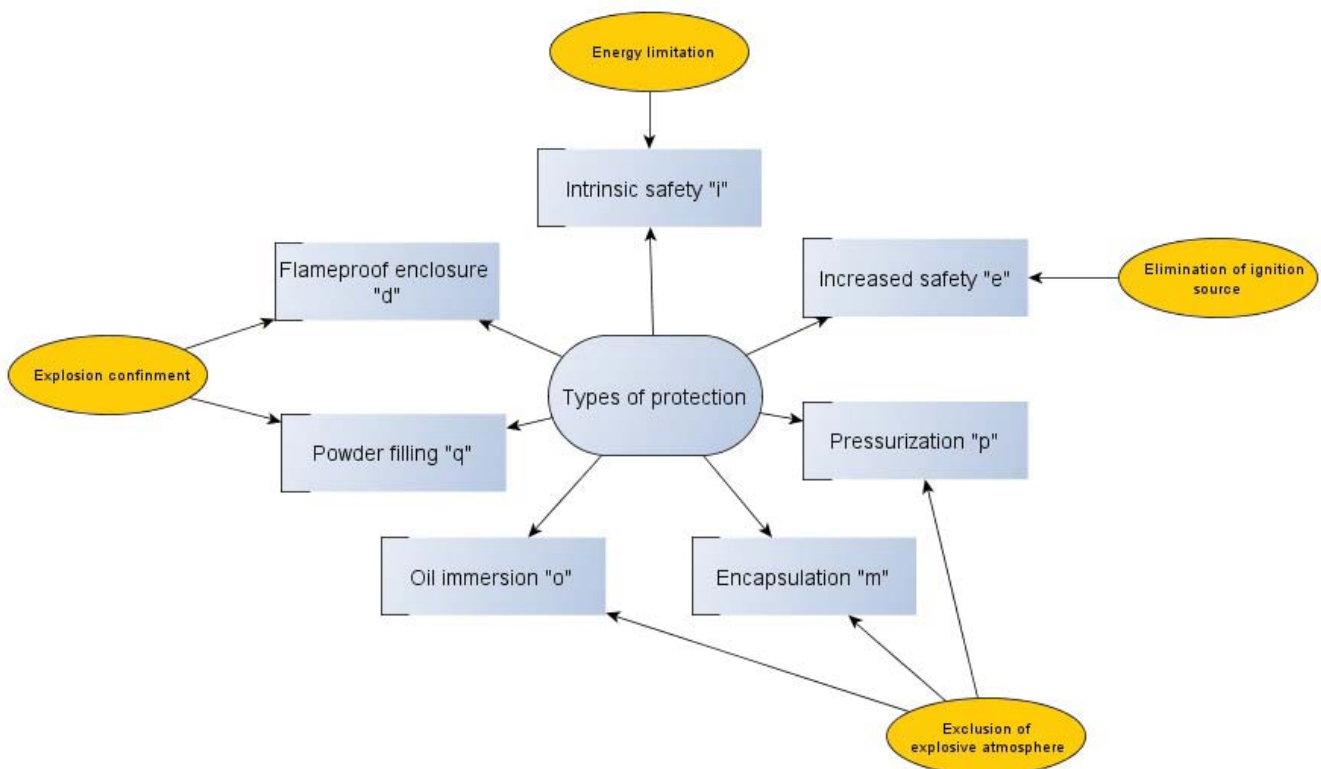


Figure 2. Basic approaches regarding the types of protection for electrical equipment

## 2.2 Types of protection applicable to electrical equipment

There are many types of protection for electrical equipment that can be used in potentially explosive atmospheres, in the underground mines endangered by firedamp (Burian *et al*, 2007). Each type of protection consists in some specific technical solutions and can be applied to some certain types of

equipment. The type of protection flameproof enclosure applies generally to electrical apparatus which in normal operation produces electrical arcs and sparks, and consists in placing the parts that could ignite an explosive atmosphere inside of an enclosure that can withstand the pressure developed during an internal explosion of an explosive mixture and which prevents the explosion transmission to the explosive atmosphere surrounding the enclosure (EN

60079-1, 2014). This type of protection is based on explosion confinement approach. It can be applied to equipment of category M2 – corresponding to equipment protection level EPL Mb, but according to the last edition of the standard comprising the specific requirements (EN 60079-1) this type of protection can also be applied to equipment category M1 corresponding to equipment protection level EPL Ma (this is applicable only to catalytic sensors of portable combustible gas detectors that are supplied by an intrinsic safety circuit, level “ia”, with a maximum dissipated power of 3,3 W). Examples of electrical equipment with type of protection flameproof enclosure: electric motors, junction boxes, luminaires, mining starters, push buttons, command and control units, gas detectors, etc.

Increased safety “e” represents a type of protection in which additional measures are applied so as to give increased security against the possibility of excessive temperatures and of the occurrence of arcs and sparks in normal service or under specified abnormal condition (EN 60079-7, 2015). This type of protection can be applied to equipment of category M2 – corresponding to equipment protection level EPL Mb, for those electrical apparatuses that are not producing arcs and sparks even in normal operation. Examples of electrical equipment with type of protection increased safety are: electric motors (but only those with squirrel cage rotor – without arcs or sparks), junction boxes, luminaires (certain types), transformers, heating resistances, etc. A very common use of this type of protection is for push buttons, in combination with the type of protection flameproof enclosure “d” (the type of protection “d” is used to protect the part that is producing electrical arcs and sparks, i.e. the compartment where the electrical contact is being closed or opened; and the type of protection “e” is applied in case of terminals used to connect the equipment to external circuits).

Intrinsic safety “i” represents a type of protection based upon the restriction of electrical energy within equipment and of interconnecting wiring exposed to an

explosive atmosphere to a level below that which can cause ignition by either sparking or heating effects (EN 60079-11, 2012). This type of protection can be applied to equipment of category M2 – corresponding to equipment protection level EPL Mb (intrinsic safety level “ib”) and also to equipment category M1 corresponding to equipment protection level EPL Ma (intrinsic safety level “ia”). Examples of electrical equipment with type of protection intrinsic safety (low current equipment): sensors, junction boxes, monitoring equipment, signaling equipment etc. In case of intrinsic safety equipment, a large contribution to ensure protection to explosion it has the intrinsic safety barrier (that ensures that no energy spike from outside the hazardous area can be transmitted to the equipment mounted within the hazardous area).

The type of protection pressurization “p” represents a technique of guarding against the ingress of the external atmosphere into an enclosure by maintaining a protective gas therein at a pressure above that of the external atmosphere (EN 60079-2, 2014). This type of protection can be applied to equipment of category M2 – corresponding to equipment protection level EPL Mb. Examples of electrical equipment with type of protection pressurization are: electric motors (it is preferred to apply this type of protection in case of large electrical motors), control panels, analyzers etc.

Encapsulation “m” represents a type of protection in which the parts which could ignite an explosive atmosphere by either sparking or heating are enclosed in a compound in such a way that the explosive atmosphere cannot be ignited (EN 60079-18, 2015). This type of protection can be applied to equipment of category M2 – corresponding to equipment protection level EPL Mb (encapsulation level “mb”) and also to equipment category M1 corresponding to equipment protection level EPL Ma (encapsulation level “ma”). Examples of electrical equipment with type of protection encapsulation: magnetic sensors, small electronic boards, coils etc.



Oil immersion “o” is a type of protection in which the electrical equipment or parts of the electrical equipment are immersed in a protective liquid in such a way that an explosive atmosphere which may be above the liquid or outside the enclosure cannot be ignited (EN 60079-6, 2015). This type of protection can be applied to equipment of category M2 – corresponding to equipment protection level EPL Mb. Examples of electrical equipment with type of protection oil immersion are: transformers, distributed control circuits, etc.

Powder filling “q” represents a type of protection in which the parts capable of igniting an explosive atmosphere are fixed in position and completely surrounded by filling material to prevent the ignition of an internal explosive atmosphere (EN 60079-5, 2015). This type of protection can be applied to equipment of category M2 – corresponding to equipment protection level EPL Mb. Examples of electrical equipment with type of protection powder filling are: electronic ballasts for fluorescent luminaires, small electronic boards, coils, etc.

In the underground mines endangered by firedamp, in Romania, the types of protection that are mainly used in case of electrical equipment are flameproof enclosures “d”, intrinsic safety “i” and increased safety “e”.

### **2.3 Considerations regarding the design of equipment intended for use in potentially explosive atmospheres**

When designing the equipment intended for use in potentially explosive atmospheres of underground mines endangered by firedamp, consideration shall be given also for aspects related to minimize the ignition hazards due to electrostatic charge/discharge, mechanical sparks, impact resistance, surface temperature, range of ambient temperatures, electromagnetic and ultrasonic energy radiating equipment (radio frequency sources, lasers or other continuous wave sources, ultrasonic sources) etc. These measures are provided in the EN 60079-0 standard.

In case of electrostatic charges on external non-metallic materials there are some

specific measures to be considered in order to avoid the build-up of electrostatic charge like: suitable selection of the material so that surface resistance does not exceed certain limits, limitation of the surface area of non-metallic parts of enclosures, limitation of a non-metallic layer bonded to a conductive surface, provision of a conductive coating or in case of fixed installation to provide some technical measures to avoid the build-up of electrostatic charges.

In order to prevent the occurrence of mechanical sparks, there are some measures that need to be taken into consideration related to the composition of metallic materials according equipment’s EPL.

Because the conditions in the underground mines are different and harder than the conditions at the surface, the testing conditions for impact resistance are harder than in case of Group II equipment (the impact height is 2m in case of high mechanical risk or 0.7m in case of low mechanical risk). This aspect shall also be considered when installing the equipment in place.

The range of ambient temperature is very important in order to correctly select and install the equipment, because the explosion protection parameters are related to this (e.g. if an equipment is certified for an ambient temperature range of -5°C to +40°C, it cannot, for example, be used at an ambient temperature of -10°C).

Regarding the maximum surface temperature, in case of Group I electrical equipment this shall not exceed (EN 60079-0, 2012):

- 150 °C on any surface where coal dust can form a layer, or
- 450 °C where coal dust is not likely to form a layer.

Electrical equipment intended for use in mines where the atmosphere, in addition to firedamp, may contain significant proportions of other flammable gases (i.e. other than methane), shall be constructed and tested in accordance with the requirements relating to Group I and also to the subdivision of Group II corresponding to the other significant flammable gases. This

electrical equipment shall then be marked appropriately (for example, "Ex d I/IIB T3" or "Ex d I/II (NH3)") (EN 60079-0, 2012).

In order to be able to apply a particular type of protection to an equipment, it is necessary to know the information related to:

- the type of equipment (power equipment, low current equipment, etc.);
- the characteristics of the equipment to be protected against explosion (equipment that produces or not sparks or arcs in normal operation, limited energy equipment, equipment size, equipment destination, etc.);
- the classification of the explosive hazardous area in which it is intended to operate;
- external influences and ambient temperature;
- the costs associated with the production of the equipment for the various types of protection applicable; and
- the experience of the manufacturer (equipment designer) on the type(s) of protection related to equipment.

### 3 CONCLUSIONS

This paper highlights some important aspects concerning the electrical equipment designed for use in potentially explosive atmospheres.

In the first part, the paper presented aspects regarding the existing explosion risk in the underground mines endangered by firedamp and also some aspects related to the classification and assessment of equipment according the ATEX Directive 2014/34/EU and harmonized European standards in the scope of the Directive.

In the second part, the paper presented the types of protection applicable to equipment intended for use in the underground of mines endangered by firedamp.

These aspects are very important in order to provide the manufacturers and potential manufacturers some important information regarding the design of this equipment (it is important for the manufacturer to know,

even from the design phase what type of protection is better for its equipment). This paper can be considered as guiding information for the manufacturers of electrical explosion-proof equipment.

Also, the paper provides useful information for those involved in the selection of equipment.

### REFERENCES

- Burian, S, Ionescu, J, Darie, M, Magyari et al., 2007, *Installations used in underground firedamp mines*, INSEMEX Publishing House, ISBN 978-973-88590-4-3, 244 p.
- Moldovan L., Burian S., Ionescu Jeana, Friedmann M., Magyari M., 2012, Technical solutions applicable to electrical equipments designed for use in explosive gas atmospheres, *World Energy Systems – Towards Sustainable and Integrated Energy Systems*, Buletinul AGIR, Anul XVII, nr. 2, aprilie-iunie 2012, ISSN-L 1224-7928, pp. 539-546
- Moldovan L., Burian S., Magyari M., Friedmann M., Fotău D., Rad M., 2015, Particularities of electrical equipment with type of protection flameproof enclosure "d" designed for use in firedamp underground mines, *The sixth Balkan Mining Congress*, Petroșani, Romania, e-Proceedings, ISBN 978-973-741-435-9, pp. 190-197
- \*\*\*, 2014, Directive 2014/34/EU on the harmonisation of the laws of the Member States relating to equipment and protective systems intended for use in potentially explosive atmospheres (recast), Official Journal of the European Union, no.96
- \*\*\*, 2016, Government Decision 245 for establishing the conditions for placing on the market of equipment and protective systems intended for use in potentially explosive atmospheres, Romania, Romanian Official Monitor, no. 286,
- \*\*\* 2014, EN 1127-2, *Explosive atmospheres - Explosion prevention and protection. Part 2: Basic concepts and methodology for mining*, CENELEC, 34 p.
- \*\*\* 2014, EN 60079-1, *Explosive atmospheres - Part 1: Equipment protection by flameproof enclosures "d"*, CENELEC, 96 p.
- \*\*\* 2012, EN 60079-0, *Explosive atmospheres - Part 0: Equipment – General requirements*, CENELEC, 116 p.
- \*\*\*, 2014, EN 60079-2, *Explosive atmospheres -- Part 2: Equipment protection by pressurized enclosure "p"*, CENELEC, 72 p.

- \*\*\*, 2015, EN 60079-5, *Explosive atmospheres. Part 5: Equipment protection by powder filling "q"*, CENELEC, 28 p.
- \*\*\*, 2015, EN 60079-6, *Explosive atmospheres -- Part 6: Equipment protection by oil immersion "o"*, CENELEC, 32 p.
- \*\*\*, 2015, EN 60079-7, *Explosive atmospheres. Part 7: Equipment protection by increased safety "e"*, CENELEC, 132 p.
- \*\*\*, 2012, EN 60079-11, *Explosive atmospheres -- Part 11: Equipment protection by intrinsic safety "i"*, CENELEC, 156 p.
- \*\*\*, 2015, EN 60079-18, *Explosive atmospheres -- Part 18: Equipment protection by encapsulation "m"*, CENELEC, 42 p.

# Aspects on the Ignition Sensitivity of Explosive Atmospheres in Firedamp Mines

M. Darie, C.S. Burian, T. A. Csaszar, I. L. Moldovan, C. I. Colda, A. Andriş  
*National Institute for Research and Development in Mine Safety and Protection to Explosion - INSEMEX Petrosani, România*

**ABSTRACT** This paper expose results of an investigation by statistical analysis of the influence of humidity on the ignition sensitivity of explosive gas atmospheres in the underground of firedamp mines from the low current equipment and installations.

In the first part it is described the used test rig and the obtained test results.

Due to the stochastic behavior of the results in the second part of the paper were employed statistical methods for conducting the analysis. Also in this part of the paper is exposed the summarized results of the analysis.

## INTRODUCTION

The specific activities done in coal mining is constantly endangered by the risk of explosion due to the presence of methane and coal dust. Both of them are released into the underground atmosphere during the extraction of coal.

Having in view the classifications of explosive atmospheres (Directive, 2014; Standard IEC 60079-11 2011) it is stated that these atmospheres in the underground of firedamp mines has the highest ignition energy threshold, according to the electrical criteria (260  $\mu$ J) and the thermal criteria (450 °C).

Early experimental studies of the probability of ignition (Darie et al., 2016) revealed an approximately exponential relation (Cioca et al., 2009) of the probability of ignition with voltage, in capacitive circuits. Other results (Johansmeyer, 1994) exposes an exponential relation of the ignition probability logarithm with the safety factor logarithm.

Another influencing factor of the ignition sensitivity of underground atmospheres, characterized by the presence of methane, is the moisture.

Also the phenomenon of explosion propagation in areas characterized mainly by one-dimensional spaces involves pre-compression phenomena and increase the speed of propagation of the explosion fire and pressure wave fronts and leads to events of very high gravity that includes both casualties and material losses.

Additionally, an explosion causes in the underground damages of the ventilation systems that is worsening consequences in terms of reducing the capacity of exhausting the underground methane and also decreasing the capacity of providing the required oxygen for the workers caught in the associated underground mine works (Cioca et al., 2012).

Other recently studies of the dependence of ignition sensitivity of methane explosive atmospheres with the moisture of the underground air showed a slight linear relationship to the logarithm of the number of rotations at which the ignition of the test mixture has occurred (Darie et al., 2012).

## 1 BRIEF PRESENTATION OF EXPERIMENTAL DATA

Experiments were carried out using the test rig for electrical spark ignition (spark test apparatus) in two sequences. One in time with a lot of rain having a high moisture values of the air another in time of nice sunny days with less moisture in the air. Additional a chamber, that contains a transducer, has been connected at the air inlet for measuring especially the moisture.

An 8.3% air-methane test mixture prepared using air having moisture between 11 ÷ 38% relative humidity.

Parameters of the electric circuit delivered to the test rig for generating the sparks were  $U_0=24V_{cc}$ ,  $L=101mH$ ,  $I_0=110\div 111mA$ .

During the tests the inlet air moisture varied according to the diagram in Figure 1 and the value of the number of rotations at which the ignition occurred is shown in the diagram in Figure 2.

For the first sequence of the tests, as it is shown in the diagram in figure 1 the first 140 tests had not enough time for the moisture instrument indication to stabilize. Therefore these beginning results were dropped-out (left side of the line).

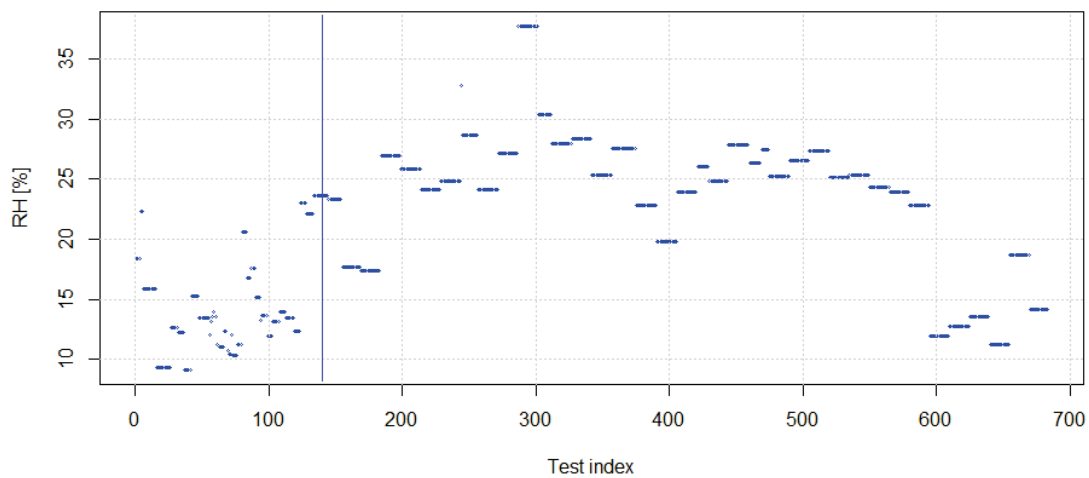


Figure 1. Inlet air moisture variation for the first experiment sequence.

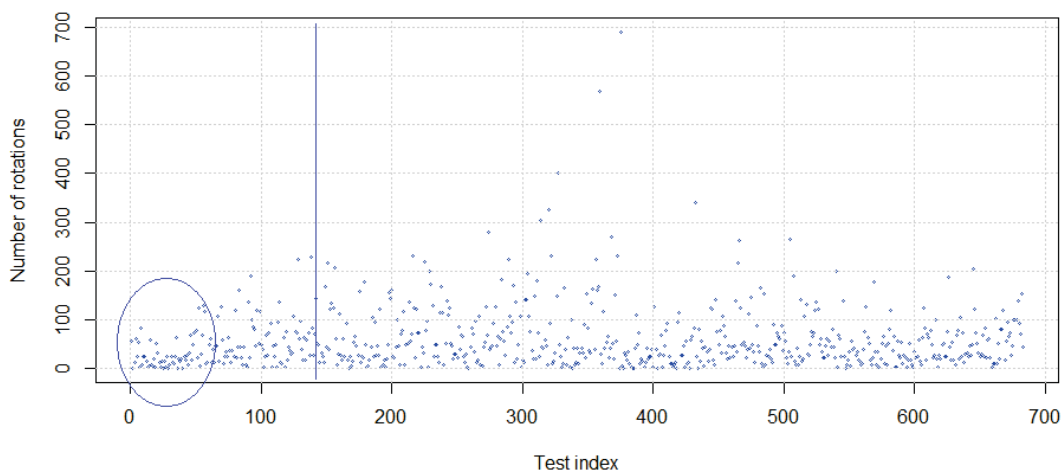


Figure 2. The rotations number at which the ignition occurred for the first experiment sequence.



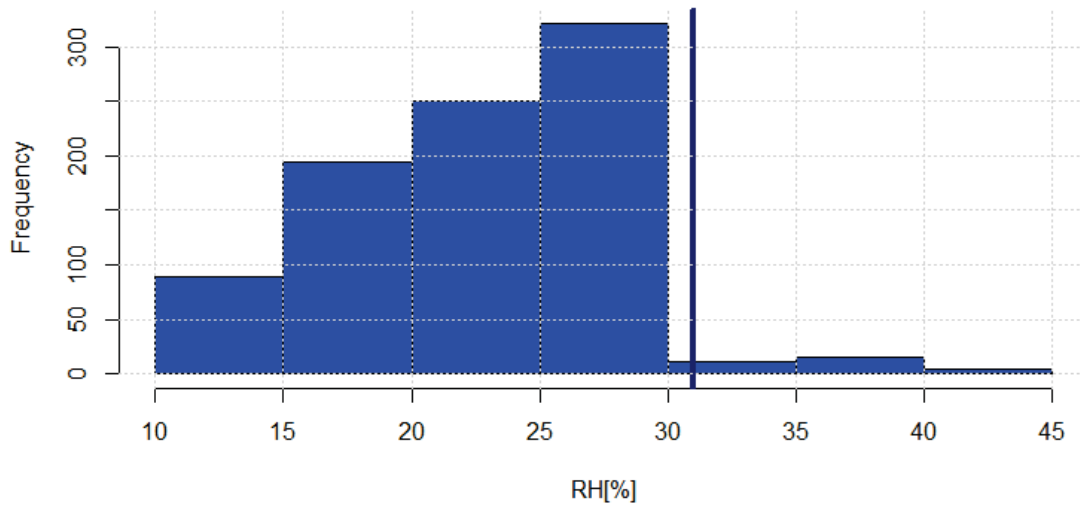


Figure 3. Inlet air moisture values histogram for the both experiment sequences.

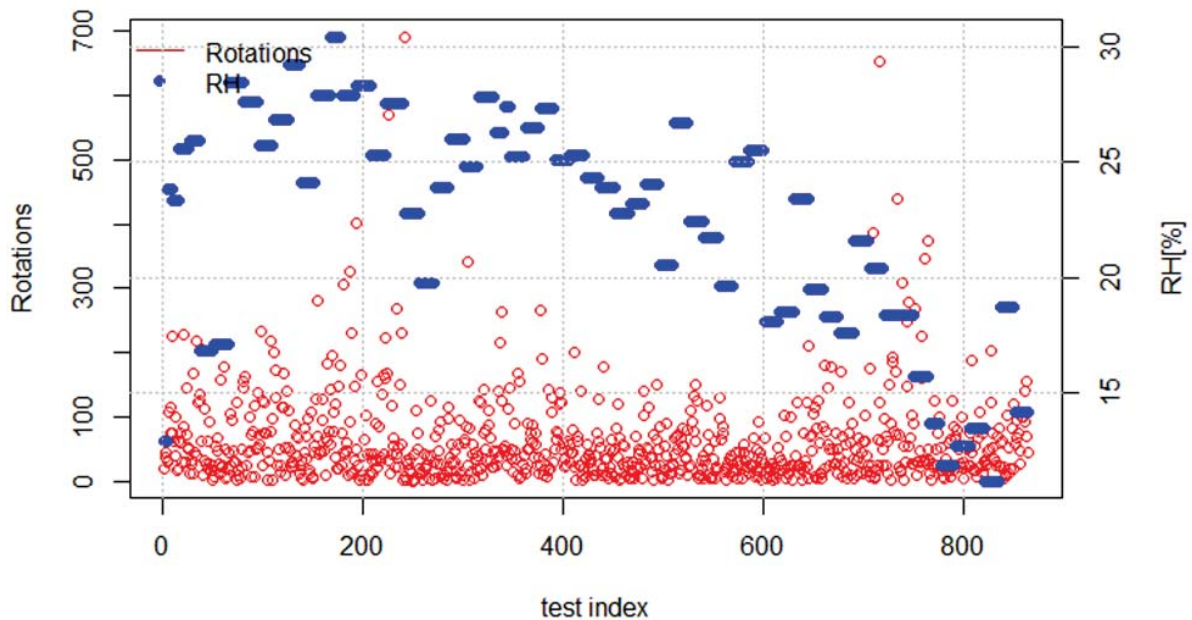


Figure 4. Inlet air moisture values and the rotations number at which the ignition occurred for the both experiment sequences

Before all tests conditioning of the cadmium disk of the test rig were performed. Even that the first 60 tests exposed an anomaly in the distribution of the number of rotations values at which the ignition had occurred according figure 2.

## 2 EXPERIMENTAL RESULTS ANALYSIS

Dispersion of values of the inlet air moisture show that values above 30% RH are just few therefore those were canceled out.

In this paper to measure the ignition sensitivity of a mixture it was employed ignition probability which computed based on experimental data using relation (1).

$$p_{ignition} = (4 \cdot n_{Rotations})^{-1} \quad (1)$$

For conducting the statistical analysis were employed specific method for linear regression applied separately for tow data sets obtained by splitting original data using a threshold value for inlet air moisture with value of 21% RH.



For first set of data obtained by splitting original data and using ggplot2 (Hadley 2009) it was obtained diagram in figure 5 also with

linear regression line with shadow region corresponding to confidence level of 95%.

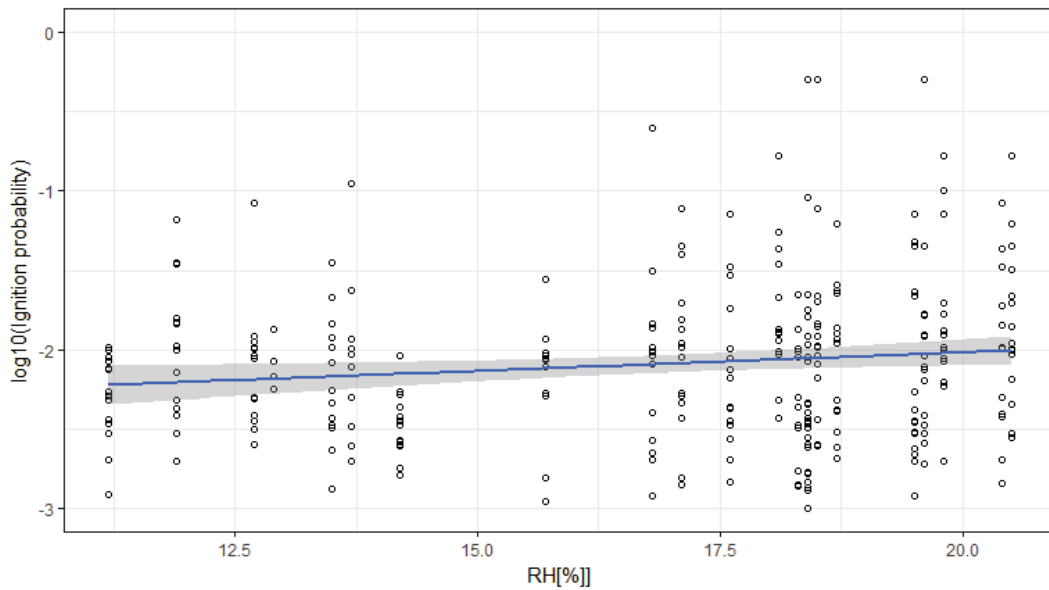


Figure 5. Ignition probability decimal logarithm as function of inlet air moisture less than 21%RH

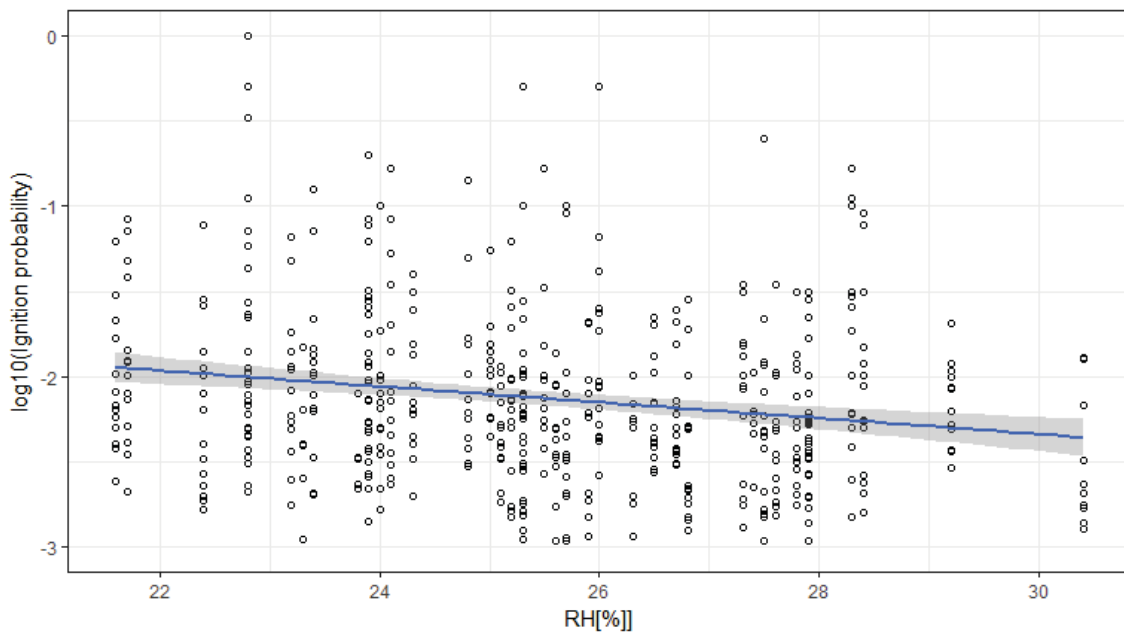


Figure 6. Ignition probability decimal logarithm as function of inlet air moisture greater than 21%RH

As it is shown in the diagram in figure 5 the regression line has positive slope therefore it could be concluded that the ignition sensitivity of the gas test mixture is increasing with the inlet air moisture

Using same method for second set of data it was obtained diagram in figure 6 also with

linear regression line with shadow region corresponding to confidence level of 95%.

As it is shown in the diagram in figure 6 the regression line has negative slope therefore it could be concluded that the ignition sensitivity of the gas test mixture is decreasing with the inlet air moisture.

For first data set (moisture less than 21%) statistical coefficients given by linear model are given in table 1.

For second data set (moisture greater than 21%) statistical coefficients given by linear model are given in table 2.

For entirely data set statistical coefficients given by linear model are given in table 3.

Table 1. Statistical coefficients moisture less than 21%

	<b>Estimate</b>	<b>Std.</b>	<b>Error</b>	<b>t value</b>
(Intercept)	-2.44315	0.17535	-13.933	$<2 \cdot 10^{-16}$
dat1\$Umiditate	0.01920	0.01024	1.875	0.0618

Table 2. Statistical coefficients moisture greater than 21%

	<b>Estimate</b>	<b>Std.</b>	<b>Error</b>	<b>t value</b>
(Intercept)	-0.84774	0.26370	-3.215	0.00138
dat2\$Umiditate	-0.05090	0.01031	-4.936	$1.06 \cdot 10^{-06}$

Table 3. Statistical coefficients

	<b>Estimate</b>	<b>Std.</b>	<b>Error</b>	<b>t value</b>
(Intercept)	-2.003042	0.083708	-23.929	$<2 \cdot 10^{-16}$
dat\$Umiditate	-0.005924	0.003659	-1.619	0.106

## CONCLUSIONS

1) Value of ignition probability of test rig at no moisture in the inlet air is about 10-2.44 and for air having 21% RH about 10-2. This means a factor of 2.75.

2) Absolute value of slope of regression line of second data set is greater than for first data set.

3) As it was expected, splitted data is better explained by the linear model comparing to whole data set but splitting data has helped to reveal a hidden phenomenon of increasing ignition sensitivity with the moisture values in the range of lower moisture values of inlet air.

4) Increased values even doubled values of ignition sensitivity could increase the risk of explosions in firedamp mines and other plants also endangered by the methane incidence because the explosion protection did not had in view this effect of moisture in the air especially for those types of protection based

on spark energy limiting as it is intrinsic safety.

## ACKNOWLEDGEMENTS

This article uses the experimental results obtained within the project PN 07 45 01 30 of the „Nucleu” Program developed with the help of ANCSI.

For performing the calculus and diagrams were used the R language and R Studio environment (R Development Core Team. R, 2008) and (R Core Team. R, 2015).

## REFERENCES

- Cioca, L.I., Moraru, R.I, (2012) Explosion and/or Fire Risk Assessment Methodology: A Common Approach Structured for Underground Coalmine Environments, Archives of Mining Sciences, 57, 53-60.
- Cioca, L.I., Moraru, R.I, Băbuț, G.B., (2009) A Framework for Organisational Characteristic

- Assessment and their Influences on Safety and Health At Work, Proc. 15th Int. Conf. on Knowledge-Based Organization: Management, Conference Proceedings, Vol. 2, Sibiu, Romania, 43-48.
- Darie M., Ionescu J., Burian S., Csaszar T., Moldovan L. (2012) Ignition probability assessment of low current circuits designed for use in explosive atmospheres, Environmental Engineering and Management Journal, volume 11/2012, No.5.
- Darie, M.; Burian, C. S.; Csaszar, T.; Moldovan, L.; Colda, C. (2016) Aspects on proficiency testing for spark ignition test. Science and technologies in geology, exploration and mining, SGEM 2016, Vol III, Pag.737 – 744, 16th International Multidisciplinary Scientific Geoconference (SGEM), Jun 30-Joule 6, 2016, Albena, Bulgaria, ISSN: 1314-2704, ISBN: 978-619-7105-57-5, DOI: 10.5593/sgem2016B13.
- Directive (2014) 2014/34/EU of the European Parliament and of the Council of 26 February 2014 on the harmonisation of the laws of the Member States relating to equipment and protective systems intended for use in potentially explosive atmospheres (recast) Text with EEA relevance.
- Johansmeyer U. (1994) Investigations into the Intrinsic Safety of field bus systems, PTB-Bericht.
- Standard IEC 60079-11 (2011) - Explosive atmospheres - Part 11: Equipment protection by intrinsic safety "i".
- R Development Core Team. R: (2008) A language and environment for statistical computing. R Foundation for Statistical Computing, Vienna, Austria. ISBN 3-900051-07-0, URL <http://www.R-project.org>.
- R Core Team. R: (2015) A language and environment for statistical computing. R Foundation for Statistical Computing, Vienna, Austria. URL <http://www.R-project.org>.
- Hadley Wickham, ggplot2: (2009) Elegant Graphics for Data Analysis, Springer-Verlag New York, ISBN 978-0-387-98140-6, Available <http://ggplot2.org>

# Yeraltı Kömür Madenciliğinde Kullanılan Makina ve Ekipmanlarda Korozyonun Etkisi

## *Effect of Corrosion on Machines and Equipment Used in Underground Coal Mining*

A.E. Arıtan, M.F. Can, M. Tümer

*Afyon Kocatepe Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Afyonkarahisar*

**ÖZET** Günümüzde yeraltı kömür madenciliğinde teknolojinin gelişmesiyle birlikte insan gücü yerini makineleşmeye bırakmıştır. Yeraltı kömür madenciliğinde hazırlık ve makina/ekipman temininde maliyetler oldukça yüksektir. Makine/ekipmanların tamir ve bakım masrafları da oldukça maliyetlidir ve zaman kaybına yol açmaktadır.

Birçok problemin yanı sıra makine/ekipmanlarda korozyonda görülmektedir. Yeraltı su kaynaklarının içeriğinde yer alan klor ve tuz iyonları, ortam kirliliği ve kömür bir araya geldiğinde korozyonun başlamasına ortam hazırlamaktadır.

Bu çalışmada makine/ekipmanların metal yüzeylerinde ortam şartları neticesinde başlayan korozyon reaksiyonlarının verdiği zararlar anlatılmıştır. Ayrıca korozyonu önlemek veya en aza indirmek için yapılması gerekenlerden bahsedilmiştir.

**ABSTRACT** Now, with the development of technology in underground coal mining, human power has left its place to mechanization. Costs are very high in preparation of underground coal mining and supply of machinery / equipment. The repair and maintenance costs of the machine / equipment are also very costly and leading to loss of time.

There are many problems as well as corrosion on machinery / equipment. Chlorine and salt ions in the contents of groundwater resources are preparing the environment for the start of corrosion when environmental pollution and coal come together.

In this work, the damage caused by the corrosion reactions on the metal surfaces of the machine / equipments, which started on the basis of the ambient conditions, are explained.

### 1 GİRİŞ

Ülkemiz, maden çeşitliliği ve rezervleri bakımından önemli bir konuma sahiptir. Ülkemizin enerji ihtiyacını karşılamada 2017 yılı TMMOB istatistiklerine göre taşkömürü ve linyit % 14,6'lık bir öneme sahiptir (Anonim 1). Enerji ihtiyacının artması ve teknolojinin gelişmesi ile birlikte makineleşmede artmıştır.

Yeraltı kömür ocaklarında üretim, nakliyat, su atımı ve tahkimat aşamalarında kullanılan makine/ekipmanlar çelik esaslı malzemeden yapılmışlardır. Bu makine/ekipmanların, yeraltı ortam şartları ve su varlığı sebebiyle, zamanla arızaları artar ve ekonomik ömürleri azalır. Buna yol

açan etkenlerden bir tanesi ise korozyon olarak karşımıza çıkmaktadır.

Yeraltı kömür madenciliğinde havalandırma yetersizliği, fazla su geliri, nemlilik ve kir korozyonu ortaya çıkaran etkenlerdir. Makine ve ekipmanların yüzeyine temas eden su ve kir kimyasal reaksiyonlara sebep olarak aşınma ve kopmalara yol açmaktadır. Zamanla makine/ekipmanlarda gözlemlenen pas, nemlilik ve kirlenme korozyon hızını arttırdığından arızalar ve yüzeyden parça kopmaları gözlemlenir.

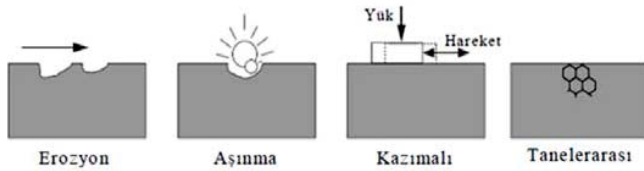
Maden makine ve ekipmanlarının, korozyon hasarını önlemede, en sık

kullanılan yöntem çeşitli boya ve kaplamalardır. Bu yöntem korozyon oluşumunu ve hızını düşürse de yeterli olmadığı gözlemlenmektedir.

Bu çalışmada yeraltı kömür madenciliğinde kullanılan makine ve ekipmanların ortam şartları göz önünde bulundurularak korozyon etkilerinden bahsedilmiş ve önerilerde bulunulmuştur.

## 2 KOROZYON

Metalin ve ortamın doğasına, sıcaklığına, zamana, oluşan ürünlerin kararlılıklarına vb. bağlı olarak, metallerin metalik karakterlerini yitirip doğal kararlı bileşiklerine dönüşmeleri yani korozyonları oldukça karmaşık bir olaydır (Erbil, 1985 ve Muratoğlu, 2008).



Şekil 1. Metallerde görülen korozyon çeşitleri (Roberge 2000).

Korozyon birbiriyle elektriksel ve elektrokimyasal temasta olan ve aralarında potansiyel fark bulunan iki metalik bölge arasında meydana gelir. Bu bölgeler arasında potansiyel bakımından daha asil olanın yüzeyinde katodik tepkime meydana gelir, daha aktif olan diğer bölge ise çözünür (Çalışkan, 2012).

Metallerin korozyona uğramaları sonunda oluşturdukları bileşiklere korozyon ürünleri denir. Korozyon ürünleri koşullara bağlı olarak metal yüzeyinde kalabilir veya metal yüzeyinden hemen uzaklaşabilir. Korozyon ürünlerinin yüzeyden hemen uzaklaşması korozyonun devam etmesi demektir. Ürünlerin yüzeyde kalması durumunda ise korozyonun zamanla azalması ya da tamamen durması söz konusu olabilir. Metal yüzeyinde kalan ve sıkı bir film oluşturan ürünler genelde oksitlerdir (Özcan, 2000).

Maden makinelerinin metal kısımlarında başlayan korozyon tepkimeleri sonucunda oluşmuş korozyon ürünleri yüzeyden ayrıldığından parça eksilmeleri gözlemlenir. Bu parça eksilmelerinin asıl sebebi yüzeyle sürekli temas halinde olan klor iyonları barındıran yeraltı sularıdır. Makine ve ekipmanların metal aksamalarının bu sularla sürekli yıkanması yüzeyde gözle görülür boşluklar oluşturur (Amadeh, 2002).

Metallerin korozyonunda ortamda su olup olmamasına göre sulu ya da kuru korozyon olarak adlandırılırlar. Kuru korozyon yüksek sıcaklıkta metalin oksijen ile doğrudan oksit oluşturmasıyla oluşmaktadır. Sulu korozyonda ise, korozyon ürünleri ilk aşamada hidroksitlerdir. Koşullara bağlı olarak zamanla oksitlere dönüşebilmektedir. Aynı ortamda sıcaklığa bağlı olarak sulu ve kuru korozyonu birlikte görmek mümkündür (Fine and Beall, 1990).

Korozyon hızını arttıran yönde etki eden faktörler; hava kirliliği, hidrojen sülfür, kükürt dioksit, azot bileşikleri, tuz partikülleri ve katı partiküller olarak karşımıza çıkmaktadır (Özcan, 2000).

## 3 YERALTI KÖMÜR MADENCİLİĞİNDE KULLANILAN MAKİNA VE EKİPMANLAR

Yeraltı kömür madenciliğinde kullanılan çelik esaslı makine ve ekipmanlar ortam koşulları da etken olduğunda korozyona uğrarlar. Bu makine ve ekipmanlar martopikör, potkabaç makinası, saban, kesici- yükleyici makinalar, çelik tahkimatlar, galeri açma makinaları, band ve zincirli konveyörlerdir.

Yeraltı kömür madenciliğinde, kazı, yükleme, nakliye, tahkimat, su atımı ve havalandırma esnasında, tavan, taban ve yan duvarlarından su geliri bulunduğu çelik yüzeylerde korozyona sebep olan tepkimeler başlamaktadır. Galeri ve arınlarda kullanılan makine ve ekipmanlarda korozyona bağlı hasar ve kayıplar oluşmaktadır. Ortamdaki kirlenici miktarı ve nemliliğe bağlı olarak



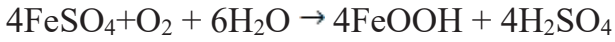
metal yüzeyinde korozyon tepkimeleri görülmektedir.

Korozyon mekanizması ile birlikte oluşan kimyasal reaksiyonlar yüzeyden parça eksilmesine ve aşınmalara sebep olmaktadır. Bu durum makine ve ekipmanlarda arızalara yol açmaktadır. Oluşan bu durum, hem ekonomik hem de zamansal kayıptır. Ayrıca makine performansının düşmesine ve görevini tam olarak yerine getirememesine sebep olmaktadır.

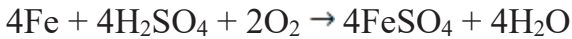
Kuru ortamda, malzeme ve ekipmanların çelik yüzeylerinde pas görülmesinde, demir-II sülfatın hidrolizle oksit oluşturduğuna ve sülfürik asidin yeniden oluştuğuna inanılır. Böylece SO<sub>2</sub> katalizör olarak davranır. Bu tepkimeler aşağıdaki gibi özetlenebilir.



Makine ve ekipmanların yüzeyinde oluşan demir sülfat, su buharını absorbe etmek için uygun bir ortam oluşturur. Böylece ikinci bir reaksiyonun meydana gelmesine imkân hazırlamış olur.



Reaksiyon sonunda pas oluşurken, sülfürik asit açığa çıkar. Bu asit ile demir yeniden reaksiyona girerek sülfat meydana getirir.



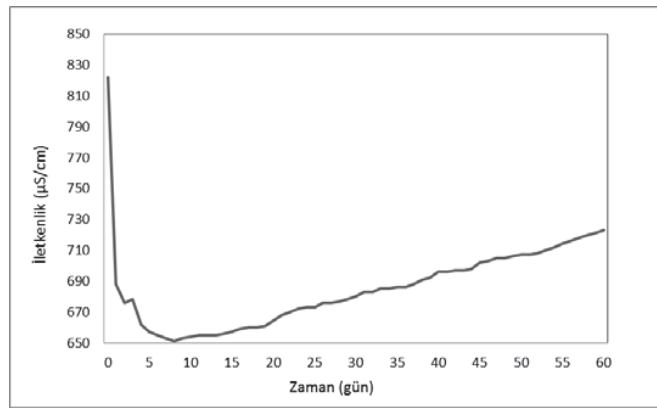
Böylece yürüyen zincirleme reaksiyon sonucu demir sürekli olarak pasa çevrilir. Ortamda bulunan kömür tozu SO<sub>2</sub>'yi absorbe ederek bu reaksiyonun daha şiddetli yürütmesine neden olur (Özcan, 2000).

Korozyon hasarları istenmeyen gürültü ve titreşim oluşturur. Yüzeyden eksilen parçalarda zamanla daha büyük kırılmalar ve aşınmalar gözlemlenmektedir. Makine ve ekipmanların çalışması esnasında oluşan doğal titreşim ve gürültü aşınma bölgelerinde daha fazla görülecektir.

## 4 DENEYSEL ÇALIŞMALAR

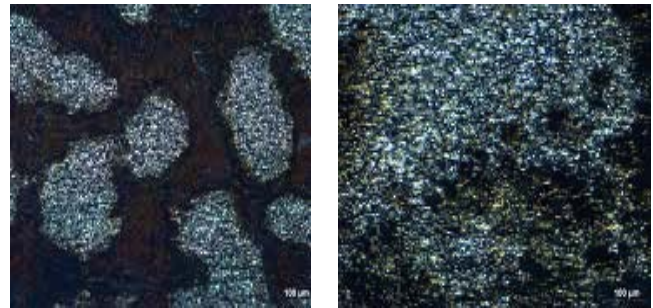
Tesisten alınan çelik malzeme üzerinde korozyon testi, laboratuvar ortamında, yeraltı suyu kullanılarak, “Korozyon testi örnekleri hazırlama, temizleme ve değerlendirme için uygulama standardına (ASTM G1-03, 2011)” göre yapılmıştır.

Galeriler ve arındaki korozyon olayının verdiği hasarı tespit edebilmek için HQ40D Dijital multimetre ile iletkenlik ölçümleri yapılmıştır. Yeraltından alınan su örneği ile yapılan deneylerin ölçüm sonuçları Şekil 2’de verilmiştir.



Şekil 2. Kuyu suyu iletkenlik ölçümü (16.MÜH.ALTY.04).

Grafikte de görüldüğü üzere deney suyunun iletkenliği zaman ilerledikçe artış göstermektedir. Bunun sebebi korozif madde miktarının artışıdır. Bu korozif ortam, metalik malzemelerde Şekil 3’de görülen deformasyona sebep olmaktadır.



Şekil 3. Korozyona uğrayan metalik malzemenin mikroskop görüntüsü (16.MÜH.ALTY.04).

Yeraltı linyit ocağından alınan su örneği ile yapılan hesaplamalar sonucunda korozyon oranı 0,010 olarak bulunmuştur. Bu oran suyun korozyon seviyesinin orta olduğunu göstermektedir (Çizelge 1).

Çizelge 1. Korozyon seviyeleri (ASTM G1 – 03, 2011)

$V_{corr}$ (mm/y)	Korozyon seviyesi
$\leq 0.001$	Önemsiz
0.001-0.005	Düşük
0.005-0.010	Orta
$> 0.010$	Yüksek

## 5 SONUÇ VE ÖNERİLER

Korozyon reaksiyonları sonucunda görülen pas, makine ve ekipmanların metal aksamalarında zorlanmalara ve aşınmalara sebep olmaktadır. Ayrıca yüzeyde açılan boşluklar makine ve ekipmanların dayanımını düşürecektir. Bu durum özellikle tahkimat ünitelerini olumsuz etkilemektedir.

Martopikör, potkabaç, saban, kesici-yükleyici ve galeri açma makinaları gibi kazı işlerinde kullanılan makine ve ekipmanların kesici uçlarının depolanması ve kullanılması esnasında başlayan korozyon reaksiyonları kazı işlemi esnasında kömür gibi kirletici ile daha sık temas halinde olduğundan korozyon olayı hızlanacaktır.

Günümüzde özellikle galeri tahkimatında kullanılan çelik tahkimatların uzun süre yeraltı suları, kir ve kömür ile temas halinde bulunması korozyon hızını artırmaktadır. Çelik tahkimatların depolanma koşulları ve tekrar tekrar kullanılması da korozyona etki eden faktörlerdir.

Band nakliyatında hareketi sağlayan metal ruloların kauçuk band ile temas yüzeyinin paslanması durumunda hem bandın aşınması hızlanır hem de rulonun hareketi kısıtlanmış olacaktır.

Yapılan deneyler sonucunda korozyon oranının orta seviyede çıktığı görülmüştür.

Bu ise maden makine ve ekipmanları için önemli hasar ve arızalara yol göstermektedir. Bu yüzden ocakta su atımı ile ilgili ve kullanılan ekipmanın korozyon seviyesini düşürücü önlemler alınmalıdır.

Maden makine ve ekipmanlarının metalik aksamalarında oluşan korozyonu önlemek için yapılması gerekenler;

1. Metal korozyonu göz önünde bulundurularak tasarım parametreleri yeniden gözden geçirilmeli ve kullanılacak uygun hammadde tespit edilmelidir.

2. Makine ve ekipmanların metal yüzeylerini boyayarak kir (yağ, toz vb.), yeraltı suları ve kömür ile irtibatı kesilmelidir.

3. Yeraltı kömür madenciliği ortam şartlarında, makine ve ekipmanların yüzeyleri, korozyon reaksiyonu olmayan bir metalle veya organik kaplamalar ile kaplanmalıdır.

4. Galeri ve arınlarda ki toz miktarını azaltmak için hava hızı tekrar gözden geçirilmelidir.

5. Özellikle çelik tahkimatların kullanımında, makine ve ekipmanların metal aksamalarının bir kısmının toprak ile temas halinde olması engellenmelidir (Leçe, 2008).

## 6 TEŞEKKÜR

Bu bildiriye, 16.MÜH.ALTY.04 numaralı proje ile maddi olarak destekleyen Bilimsel Araştırma Projeleri Koordinasyon Birimi'ne (BAP) desteklerinden dolayı teşekkür ederiz.

## KAYNAKLAR

- Amadeh, A, 2002. Corrosion Science, 44, 2321.  
ASTM G1 – 03, 2011. Korozyon Testi Örnekleri Hazırlama, Temizleme ve Değerlendirme İçin Uygulama Standardı.  
Çalışkan, E, 2012. Karbon Çeliğinin HCl Asit Çözeltisindeki Korozyonun Allontoin Moleküllerinden Sentezlenen Schiff Bazının İnhibitör Etkisi, Osmaniye Korkut Ata Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü, *Yüksek Lisans Tezi*, Osmaniye, 92 s.  
Erbil, M., 1985. Korozyon 1, Segem, Ankara, pp. 1-248.

- Fine, L.W., Beall, H., 1990. Chemistry for Engineers and Scientists. Saunders College Publishing, International Ed., Philadelphia, USA, pp. 707-755.
- Leçe, H.D. 2008. Bazı Makro Yapılı Aromatik Schiff Bazlarının Asidik Ortamdaki Çelik Korozyonuna İnhibitör Etkisinin Araştırılması, Ankara Üniversitesi, *Yüksek Lisans Tezi*, Ankara, 99 s.
- Muratoğlu, S, 2008. Pirinç'in Sulu Çözeltilerdeki Korozyonu, Ankara Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü, *Yüksek Lisans Tezi*, Ankara, 79 s.
- Roberge P. R. 2000. Handbook of Corrosion Engineering, The McGraw-Hill Companies Publishing, New York, 1129.
- Özcan, M., 2000, Organik Kaplamalı Metalik Malzemelerde Kaplama Etkinliği ve Metal Korozyonunun Belirlenmesi, Çukurova Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü, *Yüksek Lisans Tezi*, Adana, 91 s.
- 16.MÜH.ALTY.04, Linyit İşletmelerinde Tuzun Etkisi, Afyon Kocatepe Üniversitesi Bilimsel Araştırma Projeleri Koordinasyon Birimi, 2017.
- Anonim 1, 15.08.2017.
- [http://www.emo.org.tr/genel/bizden\\_detay.php?kod=88369#.Wbt\\_jPNJbcs](http://www.emo.org.tr/genel/bizden_detay.php?kod=88369#.Wbt_jPNJbcs)



# Galerilerde İnsan ve Malzeme Nakliyatında Kullanılan Monoray Nakliyat Sistemlerinin Karşılaştırılması

## *Comparison of Monorail Systems Used at Man and Material Transportation in Galleries*

E.Kahraman

*Maden Yüksek Mühendisi, İzmir*

A.Ölmez

*Makine Mühendisi, İzmir*

**ÖZET** Ülkemizde enerji gereksinimine duyulan ihtiyaçtan dolayı yeraltı kömür madenciliğine olan ilgi giderek artış göstermektedir. Yeraltı kömür madenciliğinde/yeraltı madenciliğinde projelendirilmesi gereken en önemli konulardan bir tanesi de nakliyat sistemleridir. Kömür madenciliğinde yeraltı-yerüstü arası insan ve malzeme nakliyatında monoray sistemleri yaygın olarak tercih edilmektedir.

Çalışma kapsamında, yeraltı kömür madenciliğinde insan ve malzeme nakliyatında kullanılan monoray sistemleri ve ekipmanları tanımlanarak, bazı teknik kriterlere göre monoray sistemleri karşılaştırılmış ve monorayların güvenli bir şekilde işletimi için değerlendirmeler yapılmıştır.

**ABSTRACT** Due to the energy needed in our country, interest to underground coal mining is increasing. One of the most important issues to be designed in underground (coal) mining is the transportation system. Monorail systems are prevalently preferred for man and material transportation between surface and underground at coal mining.

In this study, monorail systems and their appropriate equipment used at man and material transportation in underground coal mines are described, monorail systems are compared to each other considering some technical features, and evaluations are made regarding safe operation of monorails.

## 1 GİRİŞ

Yeraltında madencilik çalışmalarının yapılabilmesi için yeraltına insan, malzeme ve ekipmanın taşınması gerekmektedir. Yeraltına sevk edilmiş personelin de iş bitiminde yerüstüne hızlı ve güvenli bir şekilde sevk edilmesi önemlidir. Yerüstü-yeraltı arasında insan ve malzeme nakliyatında çeşitli nakliyat yöntemleri kullanılmaktadır. Bunlar; tavana ve tabana döşenmiş raylar üzerinde giden mekanik araçlar, lastik tekerlekli araçlar, bant konveyörler, kuyu nakliyatı, vb. yöntemlerdir. Yeraltı-yerüstü arası insan ve

malzeme nakliyatının başarılı ve güvenli bir şekilde gerçekleştirilebilmesi, diğer operasyonların başarılı ve güvenli bir şekilde yapılabilmesi için ciddi bir etkidir.

Kullanılacak nakliyat sisteminin seçiminde madenin özellikleri etkili olmaktadır. Ülkemizdeki mekanize yeraltı kömür madenciliğinde özellikle tavandaki raylarda hareket etmesi ve bu nedenle zemin kabarmalarından etkilenmemesi veya az etkilenmesi nedeniyle, monoray nakliyat sistemleri (kesikli nakliyat) en fazla tercih edilen nakliyat sistemlerindedir.

Monoray sistemleri çekme veya itme olanağı ile yatay bir düzlemde bulunan, tek



raylı bir asma hat boyunca gidiş-geliş hareketlerini gerçekleştiren, özel ekipmanları aracılığıyla (insan nakliyat sehpa, kirişler) personel ve malzeme nakliyatı yapmak için kullanılan nakliyat sistemleridir.

Monoray nakliyat sistemleri tavana monte edilmiş raylar üzerinde çalışmasına karşın farklı türleri geliştirilmiştir. Bunlar;

- i. Sonsuz halat tahrikli monoraylar,
- ii. Dizel monoraylar,
- iii. Elektrik tahrikli monoraylar,

olarak sınıflandırılabilir. Sonsuz halatla çalışan monoraylar daha eski monoray sistemleri olup, dizel monoray ve elektrik tahrikli monoray sistemleri son yıllarda geliştirilmiş monoray türleridir. Bu monoray tiplerinin birbirlerine göre bazı avantaj ve dezavantajları bulunmaktadır.

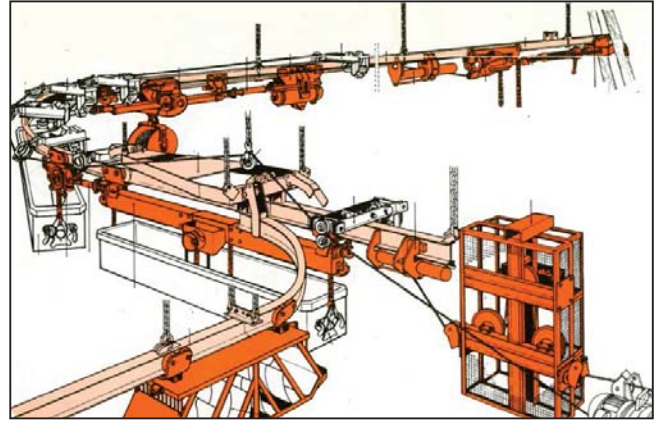
Çalışma kapsamında, yeraltı mekanize kömür madenciliğinde kullanılan monoray nakliyat sistemleri ve monoray hat malzemeleri tanımlanmıştır. Monoray sistemleri işletme maliyeti, gürültü, titreşim, emisyon, güvenlik, vb. kriterlere göre karşılaştırılmıştır. Elde edilen bilgiler ışığında monoray sistemlerinin doğru, verimli ve güvenli kullanımı için yorumlar/değerlendirmeler yapılmıştır.

## 2 MONORAY NAKLİYAT SİSTEMLERİ

### 2.1 Sonsuz Halat Tahrikli Monoraylar

Tavanda asılı raya gidajlanmış taşıyıcı elemanların halatla çekilerek nakledildiği bir sistemdir (Eskikaya ve Uğur, 1988). Monoray ünitelerinin güç merkezi, elektrik motorunun tahrik ettiği bir hidrolik güç ünitesinden oluşmaktadır. Hidrolik güç ile vinç tahrik edilmektedir. Vincin hareketine bağlı olarak halatın hareketi sağlanmaktadır. Bu sayede, asma raylara bağlanmış monorayın hareketi sağlanmaktadır.

Sistem; hidrolik güç ünitesi, tahrik ünitesi (vinç), gerdirme ünitesi, merkez taşıyıcı yük kaldırma kirişleri, emniyet freni, dönüş istasyonu, ray sistemi, makara grupları ve sinyal/imdat sivicinden oluşmaktadır (Kahraman, vd., 2013).



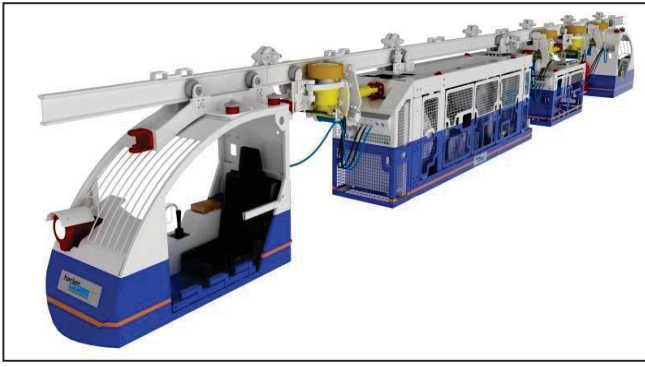
Şekil 1. Sonsuz halatlı monoray sisteminin şematik görünüşü

Bu monoray sisteminde monoray, operatör tarafından monoray vinç binasından/vinç ünitesinin olduğu kısımdan işletilmektedir. Aynı zamanda, nakliyat süresince monoray insan nakliyat sehpaları üzerinde bir saçcı (binici) personel tertip edilmektedir. Saçcı, operatöre gerekli sinyalleri gönderen, seyahat halinde iken gerekli gözetimleri ve hat kontrollerini yapan ve acil durumlarda emniyet halatının çekilmesi suretiyle monorayın acil durdurulmasını sağlayan personeldir.

Sonsuz halat tahrikli monoraylar, dizel monoraylar ve elektrikli tahrikli monoraylardan daha önce geliştirilmiş monoray sistemleridir.

### 2.2 Dizel Monoray Sistemleri

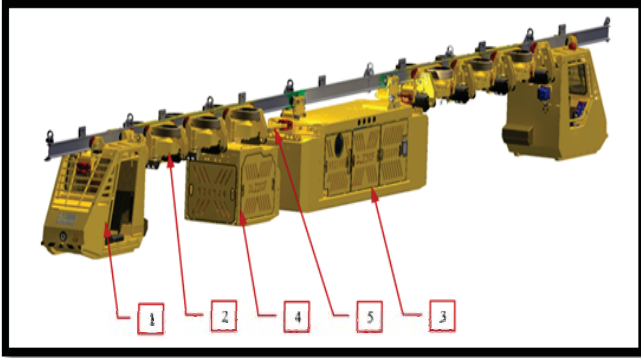
Galeri tavanına monte edilmiş raylar üzerinde gidebilen, dizel motor ile tahrik edilebilen hidrolik üniteli nakliyat sistemleridir. Sistem; sonsuz halat ile çalışan sistemlere göre daha ergonomik tasarlanmıştır. Bu monoray sisteminde 80-130 kW arasında motor güçleri elde edebilmek mümkündür. Monorayın her iki tarafında da operatör kabini bulunduğu için, çift yönlü kullanıma uygundur.



Şekil 2. Dizel monoray sistemi genel görünüş (URL 1, 2017)

Dizel monoraylar genel olarak (Şekil 3);

- i. operatör kabinleri (1),
  - ii. tahrik üniteleri (2),
  - iii. motor kısmı (3),
  - iv. yardımcı kısımları (4),
  - v. çeki demirleri (5)
- olmak üzere farklı kısımlardan oluşmaktadır.



Şekil 3. Dizel monorayın kısımları (Ferrit, 2012)

### 2.3 Elektrik Tahrikli Monoray Sistemleri

Bu monoray sisteminde hidrolik pompayı ve hareketi sağlayan motoru çalıştırmak için elektrik enerjisi kullanılmaktadır. Kullanılan elektrik enerjisi monoray üzerinde bulunan bataryadan temin edilmektedir. Bataryanın şarj edilmesi için batarya dolun istasyonuna ihtiyaç duyulmaktadır. Monorayın aşağı yönlü hareketinde tekerleğe bağlı motorlar jeneratör görevi görerek elektrik üretebilmektedir. Tekerlek motorlarından üretilen elektrik enerjisinin bir kısmı monorayın hareketinde kullanılmakta, bir

kısmı da bataryanın şarj edilmesini sağlamaktadır.



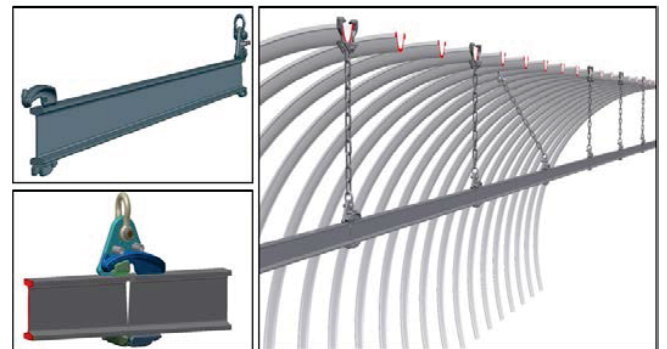
Şekil 4. Elektrikli monorayın görünüşü (URL 2, 2017)

Aynı dizel monorayda olduğu gibi, monorayın her iki tarafında da operatör kabini bulunduğu için, çift yönlü kullanıma uygundur.

### 2.4 Monoray Hat Malzemeleri ve Diğer Ekipmanları

Monoray sistemleri tahkimata asılmış/monte edilmiş raylar üzerinde hareket eden bir sistemdir. Monoray ray hattı; raylar, askı kepleri, makara grupları, vb. parçalardan oluşmaktadır.

Raylar, genellikle 2 veya 3 metre uzunlukta özel dayanıma sahip malzemeden imal edilmiştir. Raylar, tavana (bağlara) kep, zincir ve mafsal yardımıyla bağlanır. Askı kepi, rayları askıda tutmak için tavana bağlanan özel parçadır (Şekil 5).



Şekil 5. Monoray ray hattı

Sonsuz halat ile tahrik olan monoray sisteminde yukarıda belirtilen hat

malzemelerine ilave olarak, dönüş makarası, makara grupları, sinyal ve imdat sivici bulunmaktadır. Dönüş makarası monoray halatının hat sonunda döndüğü makaradır. Makara grupları, halatın rayın her iki tarafında askıda durmasını ve halata yön vermeyi sağlamaktadır. Sinyal ve imdat sivici, tahrik ünitesinin ani ve güvenli bir şekilde durdurulmasını sağlamaktadır (Şekil 6). Bu siviç monoray hattı boyunca her 100 metrede olacak şekilde kurulur. Sinyal ve imdat siviçlerinin arıza yapması durumunda sorun giderilene kadar monoray çalıştırılmaz.



Şekil 6. Sinyal ve imdat sivici

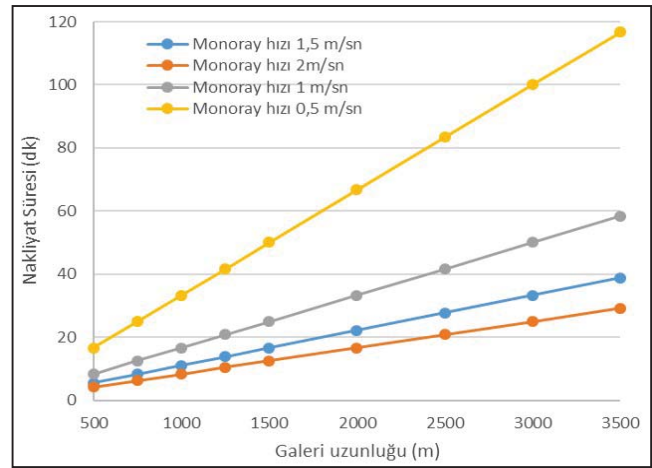
Monoraylarda personelin güvenli bir şekilde taşınabilmesi için personel nakliyat sehpaları tasarlanmıştır. Malzeme taşımak için malzeme tekneleri bulunmaktadır. Malzeme tekneleri sabit ve dönebilen (pasa taşıma ve dökmek için) türde olmak üzere iki türdür. Monoray yüksekte çalışan bir ekipman olduğu için çalışanların monoraya binebilmesi için ve monoraydan inebilmesi için monoray inme-binme platformları kullanılmaktadır. İnme-binme platformları monoraylarla beraber temin edilmemekte, her işletmenin kendi koşullarına göre imal etmesi sağlanmaktadır.

## 2.5 Monorayların Tamir-Bakım ve İşletimi

Güncel İSG mevzuatı gereğince, nakliyat sistemlerinin güvenli bir şekilde işletimi için Nakliyat Yönergesi hazırlanması ve nakliyat tamir-bakım ve işletim çalışmalarının hazırlanmış yönergeye uygun olarak yürütümü zorunludur (Resmi Gazete, 2013).

Monorayların tamir-bakım ve işletimi, bu konuda mesleki eğitimini (Tehlikeli ve Çok Tehlikeli İşlerde Monoray-Kulikar ve Vinç Operatörlüğü) tamamlamış personel tarafından yapılmalıdır. Monorayların

güvenli bir şekilde işletimi için nakliyat planı hazırlanmalıdır. Nakliyat planlarında galerinin en-kesiti içerisinde monorayın yerleşimi yapılmalıdır. Hazırlık galerilerinde galeri ilerletilmesine bağlı olarak monoray hattı uzatılmaktadır. Geri dönümlü çalışan mekanize uzun ayakların taban yollarında ise ayak üretimi devam ettikçe monoray/nakliyat hattı kısalmaktadır. Hazırlık çalışmalarında nakliyat mesafesinin artmasına bağlı olarak monorayda geçirilen süre/kaybolan süre artış göstermektedir (Şekil 7).



Şekil 7. Monoray ortalama hızına bağlı olarak nakliyat sürelerinin değişimi

## 3 MONORAY SİSTEMLERİNİN KARŞILAŞTIRILMASI

Monoray sistemleri; enerji tüketimi, işletme maliyeti, motor gücü, emisyon, gürültü, bakım, işletim, vb. kriterler yönünden aşağıda karşılaştırılmıştır.

Sonsuz halat tahrikli monoraylarda vinç, elektrik enerjisi ile çalışmaktadır. Dizel monoraylar çalışırken saatte 7-9 lt arasında mazot tüketmektedir. Elektrikle tahrik edilen monoraylarda saatlik elektrik enerji tüketimi 60-70 kWh seviyelerindedir.

Dizel monoraylar çalışma sırasında 82-88 dB(A) gürültü seviyesine sahiptir. Elektrik tahrikli monoraylarda gürültü seviyesi 59,4 dB(A) seviyesindedir. Bu gürültüye hem operatörler, hem de insan nakliyat sehpasında bulunan personel maruz kalmaktadır. Halat tahrikli monoraylarda, monoray hareket halinde iken insan nakliyat sehpası üzerinde



bulunan personel herhangi bir çalışma gürültüsüne maruz kalmaz iken, monoray binasında görevli operatör 80-85 dB(A) gürültüye maruz kalmaktadır.

Monorayların raylarda hareketi sırasında ray hattındaki bozukluklardan kaynaklı titreşimler dikkate alınmadığında; dizel monoray operatörleri el kol titreşimi ve tüm vücut titreşimi yasal sınır değerlerinin altındadır. Sonsuz halat tahrikli monoraylarda operatör normal koltukta oturduğundan herhangi bir titreşime maruz kalmamaktadır.

Sonsuz halat tahrikli monoraylar ve elektrik tahrikli monoray, dizel tahrikli monoraya göre emisyon yönünden ciddi avantajlıdır. Dizel tahrikli monorayların yeraltında kullanımı sırasında dizel yakıt duman ürünü gazlar (NOx, CO, vb.) ocak havasına karışmaktadır.

Yeraltı kömür madenlerinde kullanılacak ekipmanların ATEX sertifikasyonuna sahip olması gerekmektedir. Monoraylar genellikle Avrupa menşei olduklarından dolayı ATEX sertifikasyonunu karşılamaktadırlar (ATEX Grup 1 M2). Elektrikli monoraylarda ve dizel monoraylarda, ekipman üzerine ayrıca metan sensörü bağlanarak, metan algılandığında monorayın durması ve/veya tamamen devre dışı kalabilmesi mümkün olabilmektedir. Sonsuz halat tahrikli monoray sistemlerinde üniteler yerüstündedir.

Dizel tahrikli ve elektrik tahrikli monoraylarda kamera sistemi bulunabilmektedir. Kamera sistemi operatörün görüş açısını iyileştirmeye yaramaktadır. Sonsuz halat tahrikli monoraylarda ise operatör vincin bulunduğu kısımdan monorayı kumanda etmektedir. Yani, monorayın geçtiği yoldaki tehlikeleri görmemekte, sadece saçıdan aldığı işaretler ve monoray hattı haritasına bakarak monorayı, kumanda etmektedir. Bu açıdan dizel ve elektrik tahrikli monoraylar daha güvenlidir.

Dizel monorayların bakım maliyetleri, elektrik tahrikli monoraylara göre daha yüksektir. Bu fark, dizel motorun bakım maliyetinden kaynaklanmaktadır. Dizel

monoraylarda, dizel monoray tipine ve çalışma saatine bağlı olarak aylık bakım tutarı 500-1000€ arasında değişkenlik göstermektedir. Sonsuz halat tahrikli monoraylarda bakım maliyeti daha düşüktür.

#### **4 SONUÇ VE DEĞERLENDİRMELER**

1. Monoraylarda eğim düştükçe taşıma kapasitesi artmaktadır. Bundan dolayı monoray sistemlerinin güvenli bir şekilde işletimi için nakliyat yollarının 20 derecenin altında projelendirilmesi daha doğru olacaktır.
2. Dizel ve elektrik tahrikli monoraylarda monorayın acil durdurulması, vb. manevraları, operatör monorayın üzerinde olduğundan daha kolaydır. Sonsuz halat tahrikli monoraylarda ise; operatör vinç ünitesinin bulunduğu yerde, monoray hat üzerinde farklı bir yerde olduğundan nispeten daha zordur.
3. Yeraltına insan ve malzeme nakliyatının etkin ve güvenli bir şekilde yapılabilmesi için nakliyat planları yapılmamıştır. Monorayların hareketi zaman-yol grafiği ile takip edilmelidir.
4. Monoray sistemleri kullanılmaya başlamadan önce kontrol edilerek devreye alma raporu düzenlenmeli, risk analizi yapılmalı, çalışan personel eğitilmelidir. Monoraylarda kullanılan malzeme tekneleri ve diğer ekipmanların bağlantı noktaları periyodik olarak kontrol edilmelidir.
5. Monoraylara inmek-binmek için yeraltında ve yerüstünde yapılan platformlar uygun şekilde tasarlanmalıdır. Platformlar zemine sağlam şekilde ankrajlanmalı veya duvara uygun malzemelerle bağlanmalıdır.
6. Dizel monoraylarda egsoz emisyonları düzenli olarak kontrol edilmelidir. Monorayların verimli bir şekilde kullanılabilmesi için tüm monoraylarda üretici tarafından önerilen zaman aralıklarında monorayın ve hattın bakımı yapılmalıdır.
7. Elektrik tahrikli monorayların ilk yatırım maliyeti dizel monoraylara göre

daha yüksek olmasına karşın, işletim maliyetleri dizel monoraylara göre daha düşüktür.

## **KAYNAKLAR**

- Eskikaya, Ş. ve Uğur, İ., 1988. Yeraltı Maden İşletmelerinde Personel Nakliyatı, Türkiye 6.Kömür Kongresi, Zonguldak.
- Ferrit NP-DLZ-210F-EN Kullanma Kılavuzu, 2012.
- Kahraman, E., Erdem, H.H., Sığircı, C., 2013. Çayırhan Linyit İşletmesi Yeraltı Çalışanları İçin İş Sağlığı ve Güvenliği Eğitim Kitabı, Teknik Not, Ankara.
- Resmî Gazete, 2013. Maden İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliği, Sayı: 28770, Ankara, <http://www.resmigazete.gov.tr/eskiler/2013/09/20130919-3.htm>
- URL1. <https://www.beckermining.com/en/products>, (erişim tarihi 28.09.2017)
- URL2. <http://ferrit.cz/img-upload/galleryphoto>, (erişim tarihi 28.09.2017).



# Rize Çayeli Bakır Cevherinin Kolon Flotasyonu Yöntemiyle Zenginleştirilmesi

## *Beneficiation of Rize Çayeli Copper-Zinc Ore with Column Flotation Method*

İ. Toroglu<sup>1</sup>, S. Yılmaz<sup>1</sup>, M. Bilen<sup>1</sup>, A. Yavuzdoğan<sup>2</sup>

<sup>1</sup>Bülent Ecevit Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Zonguldak

<sup>2</sup>MTA Zonguldak Bölge Müdürlüğü-Zonguldak

**ÖZET** Bakırın, çinkonun ve kurşunun üretildiği cevherler, genellikle karmaşık bir mineralojik yapı içinde bakır, çinko ve kurşun mineralleri ile birlikte fazla miktarda pirit içermektedir. Tane serbestleşme boyutunun 0,053 mikron altı gibi çok küçük olduğu ve proses gereği bu boyutlara kırılmak zorunluluğunda olan cevherlerin hazırlanmasında uygulanan yöntem flotasyondur. Mekanik flotasyon hücrelerinde karıştırma sonucunda oluşan türbülans, çok ince gang tanelerinin konsantreye kaçmasına neden olduğu gibi kabarcık-tanecik bağlarının kopmasına da neden olduğu bilinmektedir. Bu sakıncaları ortadan kaldırmak amacıyla 1960 yılında kolon hücresi geliştirilmiştir. Günümüzde bu kolon hücresinin en yaygın ve başarı ile uygulandığı alan kompleks sülfür cevherlerinin zenginleştirilmesi olmuş ve tesislerde çok amaçlı olarak kullanılmaya başlanmıştır. Dünyada endüstriyel flotasyon kolonları özellikle Cu-Mo, Pb-Zn, ve CuFeS-FeS<sub>2</sub> temizleme devrelerinde ve altın mineralini sülfürlerden ayırmada yaygın olarak kullanılmaktadır. Ülkemizde en büyük kompleks bakır çinko yatağı Rize-Çayeli'nde bulunmakta ve Çayeli Bakır İşletmeleri Anonim Şirketi (ÇBİ) tarafından işletilmektedir. Bu çalışma kapsamında ÇBİ sahasından alınan sarı ve siyah cevher olarak isimlendirilen örnekler ile klasik mekanik ve kolon hücresinde flotasyon deneyleri yapılmış, selektif flotasyon yöntemiyle en uygun flotasyon koşulları tespit edilmiştir. Elde edilen sonuçlar bu çalışma kapsamında tartışılmıştır.

**ABSTRACT** The ores from which copper, zinc and lead are produced have commonly complicated mineralogical structure and they contain high amount of pyrites. When the liberation size of the particle is too fine (-0.053 microns), the ore is crushed under this size and flotation is the next required step throughout the process. In mechanical flotation cells, turbulence resulted by mixing that causes very fine gangue minerals moving to concentrated products and leads to disintegration of the bubbles. Due to above mentioned problems, column cells were developed in 1960s. Today, this column cells are widely and successfully used for complex sulphur ore beneficiation processes. In the world, flotation columns are mostly used especially for cleaning purposes for Cu-Mo, Pb-Zn, and CuFeS-FeS<sub>2</sub> ores and also removing the gold from sulphur ores. In Turkey, the most complicated mine deposit of copper is located in Rize-Çayeli and it is operated by Çayeli Copper Mine Company. In the scope of this study, two samples called as yellow and black samples were collected and were analyzed in classical, mechanical and column floatation cells. With selective floatation method, the optimum floatation conditions were determined and results obtained were discussed in this study.

## 1 GİRİŞ VE AMAÇ

Başta sülfürlü cevherler (bakır, kurşun, çinko) olmak üzere gümüş, manganez, kromit, kobalt, tungsten, silvin, flüorit, kalsit, kuvars, bor, kükürt gibi yüzden fazla mineralin flotasyon yöntemi ile zenginleştirildiği bilinmektedir. Flotasyon işleminin gerçekleştirildiği ilk makinalar olan klasik mekanik flotasyon hücreleri, geliştirilen yeni teknoloji flotasyon hücrelerine rağmen halen birçok cevherin zenginleştirilmesinde yaygın olarak kullanılmaktadır. Ancak, klasik mekanik hücrelerdeki yoğun türbülans, iri boyutlu köpük ve sığ köpük derinliği özellikle çok ince boyutlu mineral tanelerinin flotasyonunda yeterli verim ve yüksek tenörlü temiz konsantre alımını engellemektedir. Bu sorunun çözümü için 1960'lı yıllarda türbülansın oluşmadığı, daha küçük boyutlu köpük ve daha yüksek köpük kalınlığının elde edilebildiği flotasyon kolon hücreleri geliştirilmiştir. Kanada kolonu olarak da bilinen konvansiyonel kolon sisteminde, kompresörden üretilen hava, gözenekli bir malzemedan geçirilerek hücrenin tabanından verilmektedir. İnce öğütülmüş cevher pülpü beslemesi ise köpük alma zonunun hemen altından yapılmaktadır. Endüstriyel uygulamalarda kolonların çapları 3 metreye, boyları ise 15 metreye kadar çıkabilmektedir. Kolon hücresindeki sakin akış koşullarında, kalın köpük tabakası (0,5-1,5 m.) yıkama suyunun uygulanması ve küçük çaplı kabarcıkların oluşturulması ile çok ince mineral tanelerinin yüksek verim ve tenörle zenginleştirilebilmesi mümkün olmuştur. Bu çalışma kapsamında Çayeli Bakır İşletmeleri Anonim Şirketine ait cevher sahasından alınan sarı ve siyah cevher olarak isimlendirilen örnekler ile mekanik ve kolon hücresinde sellektif bakır- çinko flotasyon deneyleri yapılmıştır.

## 2 KOLON FLOTASYONU YÖNTEMİ

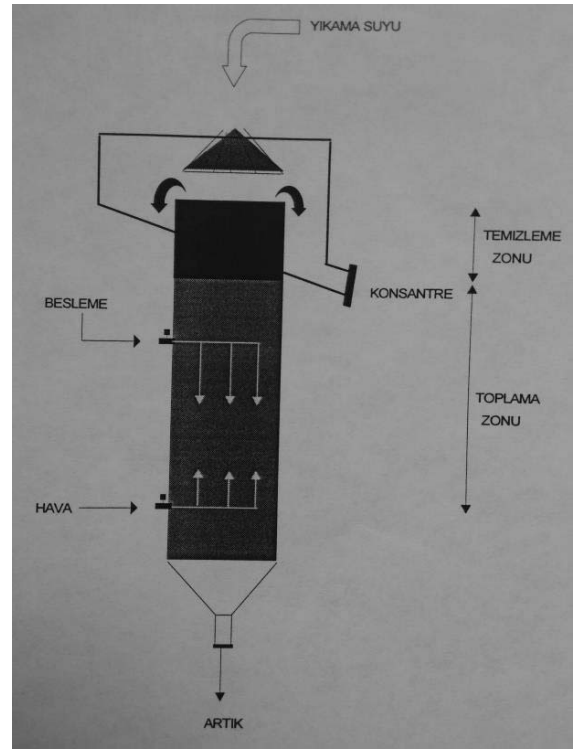
Kolon flotasyonu yönteminin, çok ince taneciklerin kazanılmasında başarıyla uygulanabildiği pek çok çalışmadan elde edilen verilerle kanıtlanmıştır. Gerek metal gerekse kömür endüstrisinde kullanım alanı bulmuştur. Yöntemin, dünya ve Türkiye'deki gelişimi hızla devam etmektedir. Daha fazla malzeme kazanımı ve yüksek tenör eldesi için kolon parametrelerine dayalı bazı uygun çalışma koşullarının sağlanması gerekmektedir. Kullanılan cevherin yapısal özelliklerine göre bu koşullar değişse de, genellikle çalışılacak olan cevher için uygun değerler araştırmalarla belirlenen sınırlar arasında yer almaktadır. Kolon flotasyonunda geometriden kaynaklanan bir çok değişken bulunmaktadır. Değişkenlerin her birinin ayrı ayrı incelenmesi geniş bir yelpaze oluşturmaktadır. Bu bölümde kolon flotasyonun çalışma mekanizması, kolon flotasyonu bileşenleri, araştırmalarda kullanılan parametreler ile sınır değerlerine değinilmekte, bu konularla ilgili bilgi verilmektedir.

### 3.1. Kolon Flotasyonunun Tanımı ve Çalışma İlkesi

Cevher hazırlama alanında uzun yıllardır ince tanelerin kazanımı ile ilgili çok değişik yöntemler kullanılmıştır. Son on beş yıldır ise kolon flotasyonu yöntemi, ince tane kazanımında varlığını gösteren bir yöntem olmuştur. Gerekli olan ince boyutlu malzeme sağlandıktan sonra değerli minerali kazanma işlemi kolon flotasyonu ile gerçekleştirilir. Yöntemdeki ayırma prensibini şu şekilde açıklamak mümkündür; oluşturulan çok sayıda küçük boyutlu kabarcık yüksek katı oranına sahip pülp içinden geçirilmesi, bu esnada kabarcıklara yapışan tanelerin uzun bir yol katederek durgun bir ortamda bulunan pülp yüzeyine geldiğinde ters akımlı su ile köpüğün yıkanması ve bu sırada köpükte bulunan gang minerallerinin kolayca uzaklaştırılması şeklindedir.

Kolon flotasyonu çalışmak için öncelikle çok ince boyutta serbestleşen malzeme gereklidir. Temel olarak, ters akım prensibi ile çalışmaktadır. Pülpü kolona beslemek için kolonun üstten yaklaşık 1/3'lük kısmının tercih edilmesi gerektiği literatürde vurgulanmaktadır. Daha sonra kolonun tabana yakın kısmında bulunan ve poroz bir malzemeden yapılmış olan kabarcık üreticisi, kabarcık üretmeye başlar. Yukarı doğru yükselen hava kabarcıkları aşağı doğru inmekte olan pülp tanecikleri ile karşılaşır. Hidrofob tanecikler kabarcıklara yapışarak tekrar yukarı doğru yükselmeye başlar. Kolonda kabarcık üretiminin bulunduğu kısımdan, beslemenin yapıldığı yere kadar olan kısım "toplama bölgesi"dir. Parçacıklarla yüklü kabarcıklar kolonun üst kısmına ulaşırlar ve burada yıkama suyu ile temizlenirler. Burası da kolonun "temizleme bölgesi" olarak adlandırılır. Yıkama suyu ile gang minerallerinden temizlenen kabarcıklar üst kısımdan konsantre olarak alınır. Kolon içerisine geri dönen ve yüzemeyen parçacıklar ise kolonun alt kısmından artık olarak alınmaktadır.

Kolon flotasyonu ünitesinde mekanik olarak hiçbir hareketli parça yoktur. Bu nedenle klasik tip flotasyon makinalarından bazı konularda daha üstündür. Gelişen teknolojiye bağlı olarak zaman içerisinde flotasyon yöntemleri ve flotasyon makinaları da değişmiştir. Özellikle ince boyutlarda mekanik hücreye alternatif olarak gelişen bu yöntem, endüstriyel uygulamalarda son temizleme aşamasında kullanılır hale gelmiştir. Kolon flotasyonu ünitesi genellikle yüksek, küçük çaplı, dairesel ya da dikdörtgen kesitli bir düşey kolondan oluşmuştur (Şekil 1). Bu yöntem oldukça ince öğütülmüş cevherler üzerinde uygulanabilmektedir. Yüksek tenör, düşük işletme maliyeti sağlamak ve verimli tesis kontrolünü geliştirmek, yöntemin üstünlükleri olarak sıralanabilir.



Şekil 1. Kolon flotasyonu düzeni.

### 3.2. Kolon Flotasyonunun Bileşenleri

Tipik flotasyon kolonlarında, klasik flotasyon makinalarından farklı bazı bileşenler yer almaktadır. Bu bileşenler aşağıdaki şekilde tanımlanabilir:

**Yapı (İskelet):** Genellikle yuvarlak ve kare şeklinde çapı olan bir iskelet sistemi oluşturulur. Deneysel veya endüstriyel boyutta kullanılan kolonlar 0.6-4.5 m çapa sahiptir. Yükseklik istenilen miktarda ayarlanabilmektedir. Ancak literatürdeki değerler 1.0-15.0 m arasında değişmektedir.

**Besleme Sistemi:** Kolon dışında şartlandırılan malzeme, kolona belirli ve ideal olan bir yükseklikten beslenmektedir.

**Yıkama suyu sistemi:** Yıkama suyu, kolonun üstünden sprey sistemi ile ilave edilmektedir. Köpük ile taşınan gang mineralleri yıkama suyu ile temizlenir, böylece köpük stabilitesi artırılır ve derin köpük yatağı oluşumuna izin verilir. Yıkama suyunun kullanımı, önemli ölçüde zenginleştirmeye olanak veren ana faktördür.

**Köpük oluşturma sistemi:** Köpük üreticisi olarak da adlandırılan bu araçlar önceleri

filtreli kumaş, sinterlenmiş cam veya lastikten üretilmekteydi. Daha sonraları Tungsten ile paslanmaz çelikten üretilmeye başlandı. Bu sistem içine verilen hava ve su, yüksek basınç ile karşılaşır. Kolon içine verilen karışımda bir basınç düşüşü gözlenmekte, böylece kabarcık oluşumu gerçekleşmektedir.

#### 4 DENEYSEL ÇALIŞMALAR

Deneysel çalışmalara esas olan numune Çayeli-Madenköy cevher yatağını temsilen, işletme jeoloji mühendisleri tarafından +0 kotundan delme-patlatma yöntemi ile alınmıştır. Deneysel çalışmalarda kullanılmak üzere cevher içindeki iri boyutlu parçalar çekiçle kırılmış ve numune -6 mm boyutuna düşürülmüştür. Sırasıyla çeneli ve konili kırıcı kullanılarak boyut azaltımı yapılan numune konileme dörtleme yöntemiyle azaltılarak flotasyon numunesi hazırlanmıştır.

##### 4.1. Elek Analizi

Kırma işlemleri sonrasında örnek numunelere iki ayrı elek analiz işlemi yapılmıştır. İlk olarak çeneli kırıcı ürünü olan numune farklı açıklıklı eleklerden elenmiş ve kurutulmuştur. Daha sonra her bir boyut gubu ürünün tartımı alınmıştır. Aynı işlemler yine farklı açıklıklı eleklerden elemek suretiyle konili kırıcı çıkışı ürüne de uygulanmıştır. Elek analizine ait değerler Çizelge 1’ de verilmiştir.

Çizelge 1. Çayeli cevheri konili kırıcı elek analiz sonuçları.

Elek Aralığı (mm)	Ağırlık (g)	Ağırlık (%)	Σ Elek Altı Ağırlık %	Σ Elek Üstü Ağırlık %
+1.190	171.80	18.20		
-	286.30	30.35	81.80	18.20
1.190+0.595				
-	183.60	19.50	51.45	48.55
0.595+0.297				
-	149.60	15.85	31.95	68.05
0.297+0.177				
-	55.10	5.80	16.10	83.90
0.177+0.053				
-0.053	96.90	10.30	10.30	89.70
TOPLAM	943.30	100.00		

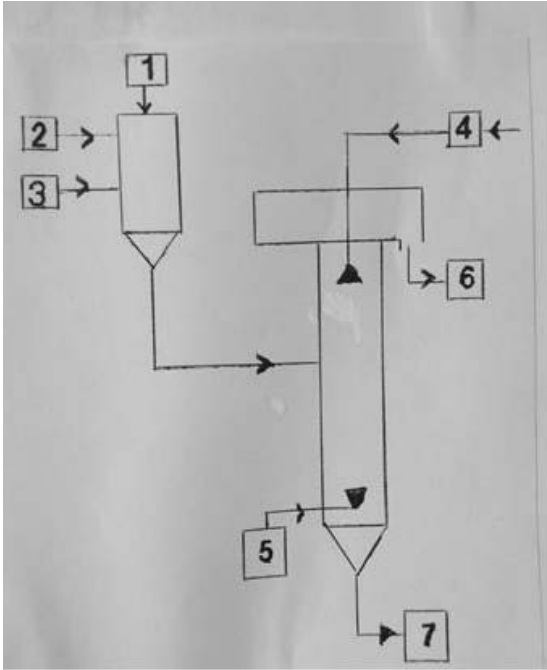
##### 4.2. Flotasyon Deneyleleri

Flotasyon deneyleri öncesinde kırıcılarla boyutu küçültülen numuneler öğütülmüştür ve en uygun koşuldaki öğütme işlemi saptanmıştır. En optimum sonucu sağlayan öğütme koşulları Çizelge 2 de verilmektedir. Çizelge 2’de verilen öğütme koşulları flotasyon deneyleri için hazırlanacak numuneler için de sabit tutularak uygulanmıştır.

Çizelge 2. Flotasyon deneyleri için optimum öğütme koşulları.

Numune Miktarı	1000 g
Pulpte katı oranı	% 65
Öğütme Süresi	50 dk
Kullanılan Bilya Tipi ve Adedi	Küçük tipte, 250 adet
(53 Mikron) Elek altı oranı	%96.22

Kolon flotasyon setinin resmi ve şematik görünüşü Şekil 2 ve Şekil 3’de verilmiştir.



Şekil 2. Kolon flotasyon setinin şematik gösterimi (1:Besleme, 2:Toplayıcı, 3:Köpürtücü, 4:Yıkama Suyu, 5:Hava, 6:Kömür, 7:Artık)



Şekil 3. Kolon flotasyonun setinin genel görünümü.

Optimum klasik flotasyon koşulları Çizelge 3 de verilmiştir.

Çizelge 3. Flotasyon deneyleri için optimum koşullar.

Parametreler	Değerler
Tane Boyutu	-53 Mikron
Pulpte Katı Oranı	%25-30
Karıştırma Hızı	1400-1500 dev/dk
Köpürtücü (Dowfroth 250)	75-100 g/ton
Toplayıcı (Hostafлот)	100 g/ton
Bastırıcı (Bakır Sülfat)	2000 g/ton
Canlandırıcı (Kireç)	200-500 g/ton
pH	10-12

Çizelge 5. Sarı cevher flotasyon deney sonuçları

Ürünler	Miktar %	Tenör		Metal verimi	
		%Cu	%Zn	%Cu	%Zn
Cu konsantre	22.6	19.14	2.20	62.2	11.8
Cu Ara Ürün	58.0	4.10	1.00	34.2	13.7
Zn Konsantre	8.6	2.00	34.15	2.5	69.7
Zn Ara Ürün	5.5	0.91	3.26	0.7	4.3
Artık	5.3	0.49	0.35	0.4	0.5
Besleme	100.00	6.95	4.21	100.00	100.00

#### 4.2.1 Kolon Flotasyonu Çalışmaları

Kolon flotasyonu deneylerinde Çizelge 4'de verilen öğütme koşulları kullanılmıştır. 4 kademede zenginleştirilen cevherden selektif ve toplu flotasyon şeklinde iki yöntemle Cu ve Zn konsantreleri elde edilmiştir. Her kademede elde edilen konsantre mutlaka bir kez temizlenmiştir. Yapılan çalışmalarda kolonda elde edilen optimum koşullar Çizelge 6'da verilmektedir. Ayrıca bu optimum koşullarda elde edilen kolon flotasyonu sonuçları ise siyah cevher için Çizelge 7 de sarı cevher için ise Çizelge 8'de verilmektedir.



Çizelge 6. Flotasyon deneyleri için optimum koşullar.

Parametreler	Değerler
Kolon Yüksekliği	130 cm
Tane Boyutu	53 mikron
Besleme Yeri Yüksekliği	45 cm
Pülp Katı Oranı	%25
Hava Hızı	5.5 lt/dk
Köpürtücü (Dowfroth 250)	350 g/ton
Toplayıcı (Hostafлот)	300 g/ton
Bastırıcı	500-1000 g/ton
Canlandırıcı	500-1000 g/ton
Köpük Kalınlığı	30 cm
Yıkama Suyu Hızı	1 lt/dk

Çizelge 7. Siyah cevher kolon flotasyon deney sonuçları.

Ürünler	Miktar %	Tenör		Metal verimi	
		%Cu	%Zn	%Cu	%Zn
Cu konsantre	23.5	23.10	2.48	66.7	5.7
Cu Ara Ürün	48.2	3.66	2.03	21.6	9.6
Zn Konsantre	16.0	5.05	51.10	9.9	80.3
Zn Ara Ürün	4.1	2.71	9.63	1.4	3.9
Artık	8.2	0.42	0.56	0.4	0.5
Besleme	100.00	8.15	9.18	100.00	100.00

Çizelge 8. Sarı cevher kolon flotasyon deney sonuçları.

Ürünler	Miktar %	Tenör		Metal verimi	
		%Cu	%Zn	%Cu	%Zn
Cu konsantre	13.0	23.12	1.28	43.2	3.9
Cu Ara Ürün	56.0	6.09	0.48	49.1	6.4
Zn Konsantre	12.1	3.28	28.78	5.7	82.7
Zn Ara Ürün	11.9	0.84	2.21	1.4	6.3
Artık	7.0	0.55	0.44	0.6	0.7
Besleme	100.00	6.95	4.21	100.00	100.00

## 5 SONUÇLAR

Tane serbestleşme boyutunun çok küçük olduğu zenginleştirme gereği olarak bu boyutlara ufalanmak zorunluluğunda olan cevherlerin hazırlanmasında en çok uygulanan yöntemlerden birisi flotasyondur. Bu yöntemin en yaygın ve başarı ile uygulandığı alan ise kompleks sülfür cevherlerinin zenginleştirilmesidir. Buna rağmen flotasyon kimyası açısından en çok tartışılan ve araştırılan konu da yine sülfür minerallerinin ve cevherlerinin yüzey kimyası ve flotasyon özellikleridir.

Yapılan deneysel çalışmalarda selektif flotasyon yöntemiyle flotasyon hücresinde siyah cevherden %20.73 Cu tenörlü 100 g beslemeye karşılık 28.5 g konsantre (%72.5 metal verimi) ile elde edilmiştir. Aynı şekilde sarı cevherden %19.14 Cu tenörlü 100 birim beslemeye karşılık 22.6 g konsantre (%62.2 metal verimi ile) kazanılmıştır. Ayrıca yapılan kolon flotasyonu deneyleri sonucunda ise siyah cevherden %23.10 Cu tenörlü yaklaşık 23.5 g konsantre (100 g beslemeye oranla) %66.7 metal verimi ile kazanılırken, sarı cevherden %23.12 Cu tenörlü yaklaşık 13 g konsantre (100 g beslemeye oranla) %43.2 metal verimi ile elde edilmiştir.

## KAYNAKLAR

- Finch, J.A., Dobby, G.S., 1990, Column Flotation, Pergamon Pres, Oxford.
- Hacıfazlıoğlu, H. 2007, Alternatif Flotasyon Yöntemlerinin Tanıtılması, Madencilik Dergisi, Vol.46, No.3, s.23-41.
- Mankosa, M.J., Luttrell, G.H., Adel, G.T., Yoon, R.H., 1992, A Study Of Axial Mixing In Column Flotation, International Journal of Mineral Processing, Vol.35, pp. 51-64.
- Melo, F., Laskowski, J.S., 2005, Fundamental Properties Of Flotation Frother And Their Effect On Flotation, Mineral Engineering, Vol.46, pp.126-140.

- Lai, R. 2002; Cyclonic Flotation Column For Minerals Benefication, Mineral Engineering, Vol.54, No.3, pp.19-26.
- Önal, G., Acarkan,N., Güney,A., Cevher Hazırlamadaki Yeni Gelişmeler, 21. Yüzyıla Girerken Türkiye Madencilği, 20-22 Haziran, Sivas.
- Tao, D., Luttrell, G., Yoon, R.H.2000, A Parametric Study Of Froth Stability and Its Effect On Column Flotation Of Fine Particles, International Journal of Mineral Processing, Vol.59, pp. 25-43.
- Tuğ, O.Ç., Yağmur, B., Hallaç, M.Y.2010, Cevherden Son Ürüne: Bakır, Madencilik Türkiye, s. 30-34.
- Yoon, R.H. 1993; Microbubble Flotation, Mineral Engineering, Vol .6, No.4, pp.619-630.
- Yuan, X.M., Palsson, B.I., Forsberg, K.S.E.1996, Flotatiom Of A Complex Sulphide Ore,II. International Mineral Processing, Vol.46, No.3-4pp. 429-442.
- Zipperian, D.E., Svensson, U. 1988, Plant Practice Of Flotaire Column Flotaion Machine For Metallic And Coal Flotation, Column Flotation'88, K.V.S. Sastry(ed.), Chapter 7, pp. 43-54.



# Sedimanter Tip Yataklardan Altının Sarsıntılı Masa Zenginleştirmesi ile Ön Konsantre Olarak Kazanılması

## *Recovery of Gold as Pre-concentrate with Shaking Table Enrichment from Sedimentary Type Deposits*

İ. Kurşun, M. F. Eskibalıcı, M. Terzi

*İstanbul Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü, 34320, Avcılar, İstanbul, Türkiye*

**ÖZET** Geçmişten günümüze önemini giderek arttıran, endüstriyel alanda da kullanılan değerli bir metal olan altın; yumuşaklığı, kolay şekil alabilmesi, mükemmel elektrik ve ısı iletkenlik özellikleri nedeniyle her çağda değerli metal olma kimliğini korumuştur. Günümüzde altın madenciliği açık ocak işletmeciliği veya uygun olan lokasyonlarda yeraltı madenciliği şeklinde yapılmakta ve altın cevherlerinin zenginleştirilmesinde temel olarak fiziksel, fizikokimyasal ve kimyasal yöntemler uygulanmaktadır.

Altın zenginleştirme proseslerinin en eskisi olan gravite ile ayırma prosesi; genel olarak parçacıkların boyutuna bağlı olmaması, karmaşık olmaması ve oldukça verimli bir proses olmasından dolayı diğer yöntemlere nazaran kolay bir işlemdir. Altın ile beraber bulunan mineraller arasında yoğunluk farkının fazla olmasından dolayı sarsıntılı masa, Mozley masası, Multi Gravite Ayırıcısı (MGS) ve santrifüjlü ayırıcılar (Falcon/Knelson konsantratörleri) gibi gravite prosesleri altın zenginleştirmede verimli bir şekilde uygulanabilmektedir. Altının gravite prosesiyle ön konsantre olarak kazanılması; büyük tanelerin önceden ayrılması ile liç işlemlerinin süresinin kısalması ve altın tanelerinin yüzeylerinin siyanürle çözünmeyi engelleyecek düzeyde kirli olduğu konsantrelerin temizlenmesi gibi avantajları da beraberinde bulundurmaktadır.

Bu çalışmada Manisa ilinin Sart bölgesindeki sedimanter tipi altın cevherindeki altın içeriklerinin bir gravite yöntemi olan sarsıntılı masa ile zenginleştirme yöntemi kullanılarak ön konsantre olarak kazanılması olanakları araştırılmıştır. -1+0,3 mm tane boyutundaki numune ile gerçekleştirilen sarsıntılı masa deneylerinde masa eğimi, masa hızı ve yıkama suyu miktarının zenginleştirme üzerindeki etkileri araştırılmıştır.

Gerçekleştirilen deneyler sonucunda 11° masa eğimi, 250 dev/dak masa hızı ve 4,2 lt/dak yıkama suyu optimum koşullar olarak belirlenmiş olup, bu optimum koşullarda 6,25 ppm Au tenörüne sahip altın ön konsantresi % 85,85 verim ile kazanılmıştır.

**ABSTRACT** Gold, which protects its identity as a precious metal in every age, is also increasing its importance as a valuable metal used in the industrial applications due to its properties such as softness, easy formability, excellent electrical and thermal conductivity. Nowadays, while mining of gold is realized by open pit mining or underground mining methods in suitable locations, the enrichment of gold ores are mainly carried out by physical, physicochemical and chemical processing.

The gravity separation process is the oldest enrichment process of gold and it is an easier process compared to other methods due to its independence on the particle size, non-complicated nature and high efficiency. Gravity processes such as shaking table, Mozley table, Multi Gravity Separator (MGS) and centrifugal separators (Falcon/Knelson) can be efficiently used due to the high density difference between gold with its gangue minerals. Enrichment of gold as a pre-concentrate by gravity processes provides advantages such as

shortening of the leaching process by pre-separation of coarse particles, and cleaning the surfaces of gold particles of the concentrates that are highly coated with insoluble minerals which can't be dissolved with cyanide.

In this study; recovery of gold contents as pre-concentrate from sedimentary type gold ore in Sart region of Manisa by gravity methods using shaking table were investigated. In shaking table experiments by using a sample with particle size of  $-1+0.3$  mm; the effects of table inclination, table speed and washing water rate on Au grade and Au recovery rate were investigated. The highest Au enrichment efficiency and Au grade were obtained in use of  $11^\circ$  table inclination, 250 rpm table speed and 4.2 l/min. wash water rate. Under these optimum conditions a gold pre-concentrate with Au grade of 6.25 ppm produced with 85.85% Au recovery rate.

## 1 GİRİŞ

İnsanlar tarafından 7000 yıldır kullanılan altın, geçmişten günümüze önemini giderek arttıran, endüstriyel alanda da kullanılan değerli bir metaldir (Gad, 2014; Kunter ve Mridha, 2016). Atom numarası 79 ve özgül ağırlığı  $19,3 \text{ gr/cm}^3$  olan,  $1063^\circ\text{C}$ 'de eriyen ve  $2970^\circ\text{C}$ 'de kaynayan, hava şartlarından ve tek başına hiç bir asitten etkilenmeyen bir metal olan altın; yer kabuğunda ortalama 4,3 ppb düzeyi ile en az bulunan elementler arasında üçüncü sırada yer alması, yumuşaklığı, kolay şekil alabilmesi, mükemmel elektrik ve ısıl iletkenlik özellikleri nedeniyle her çağda değerli metal olma kimliğini korumuştur (Yeniyol, 2004; Güngör ve Kurşun, 2005; Yaroshevsky, 2006; Küçük, 2007; Başaran, 2010; Sayın, 2010). Altın doğada genel olarak nabit (metalik) halde, daha nadir olarak da Ag, Cu, Bi, Te, Se ile birlikte bulunduğu elektrik, auroküpřit, maldonit, silvanit, fişçeserit gibi mineraller halinde bulunmaktadır (DPT, 2001; Selengil, 2005; Kurşun vd., 2007).

Altın madenciliğinin ilk zamanlarında üretim basit madenci tavalalarının kullanılmasıyla veya hidrolik madencilik ile gerçekleştirilmiş olsa da günümüzde açık ocak işletmeciliği veya uygun olan lokasyonlarda yeraltı madenciliği şeklinde yapılmaktadır. Altın madenciliğinde teknoloji seçimi, cevher içindeki altın taneciklerinin büyüklüğüne ve cevher kayasında bulunan diğer minerallerin kimyasal ve fiziksel özelliklerine bağlıdır (Oygür, 1996; TMD, 2002; Doğan, 2005). Özellikle tank liçi ve yığın liçi proseslerinde kullanılan siyanürleme tekniği, 19. yüzyıldan itibaren altının zenginleştirilmesinde efektif bir rol oynamaktadır. Günümüzde altın cevherleri tek başına bulunmadığından, yantaştan ayrılan altın cevheri siyanür liçi ile çözündürülmektedir. Bununla beraber,

oluşum şekli ve mineral içeriklerine bağlı olarak altın içeren cevherlerin zenginleştirilmesinde, fiziksel yöntemler (jig, sarsıntılı masa, spiral, ağır ortam ayırması) ve fizikokimyasal yöntemler (flotasyon, amalgamlaştırma) de uygulanmaktadır (Yüce, 1995; Baştürkçü vd., 2010; Kekeç, 2014).

Altının zenginleştirme proseslerinin en eskisi, önceki yıllara kıyasla daha az tesiste uygulanan gravite ile ayırma yöntemidir. İri boyutlu ve serbest halde bulunan altını zenginleştirmek için, bir veya birden fazla özgül ağırlık farkına göre ayırma kademeleri içeren prosesler kullanılmakta ve bu prosesler genellikle ön zenginleştirme, bazen de nihai ürün kazanımı amacıyla uygulanmaktadır. Gravite ile zenginleştirme prosesi; işlemin verimliliğinin mineralin taştan serbestleştirildiği ve çok ince öğütme olmadığı sürece parçacıkların boyutuna bağlı olmaması, hiçbir pahalı reaktif eklenmeden su ile gerçekleştirilebiliyor olması, tesisin tasarlanma kolaylığı gibi avantajlarından dolayı uygun maliyetli, karmaşık olmayan, oldukça verimli ve kurulumu diğer yöntemlere nazaran kolay bir işlemdir (Laplante vd., 1995; Gee vd., 2005; Elçi ve Malazgirt, 2013). Altın ile beraber bulunan mineraller arasında yoğunluk farkının fazla olmasından dolayı sarsıntılı masa, daralan oluklar, silindirik konsantratörler, sonsuz bant konsantratörler, mozley masası, MGS ve santrifüjli ayırıcılar (Falcon/Knelson konsantratörleri) gibi gravite prosesleri altın zenginleştirmede verimli bir şekilde uygulanabilmektedir (Karadeniz, 1996; Sayın vd., 2010; MTA, 2016). Ön zenginleştirme işlemi olarak gravite zenginleştirmenin kullanımı; büyük tanelerin önceden ayrılması ile liç işlemlerinin süresinin kısalması, altın tanelerinin yüzeylerinin siyanürle çözünmeyi engelleyecek düzeyde kirli olduğu



konsantrelerin temizlenmesi, doğal altının özgül ağırlığının çok yüksek olması nedeniyle kapalı öğütme devrelerinde devreden yükün gravite zenginleştirmesine tabi tutulması gerekliliği ve gravite yöntemiyle elde edilen konsantreler doğrudan izabe edilemeyecek nitelikte ise amalgamlanması ve atıklarının siyanür liçi yapılması gibi avantajları da sağlamaktadır (Celep, 2006; MTA, 2016).

Çalışmaya konu olan bölge ile ilgili ve sarsıntılı masa ile zenginleştirme yöntemiyle altının kazanımı ile ilgili çeşitli çalışmalar literatürde mevcuttur (Qafiatat ve Arda, 1980; Önal vd., 1985; Sayın vd., 2010; Fullam vd., 2016). Qafiatat ve Arda 1980 yılında yapmış oldukları çalışmada Manisa Sart bölgesi altın içerikli konglomeralarını incelemesi ve bölgedeki yataklanmaları ve mineral içeriklerini saptamışlardır. Önal ve diğerleri 1985 yılında yapmış oldukları çalışmada, Bolkardağ altın madeninden altın, gümüş ve kurşun içeriklerinin sarsıntılı masa ile zenginleştirme olanaklarını araştırmışlardır. Sayın ve diğerleri 2010 yılında yapmış oldukları çalışmada, altın üretiminde siyanür tüketiminin azaltılması için gravite zenginleştirme ve liç kombinasyonunun uygulanabilirliğini araştırmışlardır. Fullam ve diğerleri 2016 yılında yapmış oldukları çalışmada, gravite yöntemi ile altın zenginleştirme prosesinin avantajlarını irdelemişlerdir. Bu çalışmada ise Manisa ilinin Sart bölgesindeki sedimanter tipi altın cevherindeki altın içeriklerinin bir gravite yöntemi olan sarsıntılı masa ile zenginleştirme yöntemi kullanılarak ön konsantr olarak kazanılması olanakları araştırılmıştır.

## 2 MALZEME VE YÖNTEM

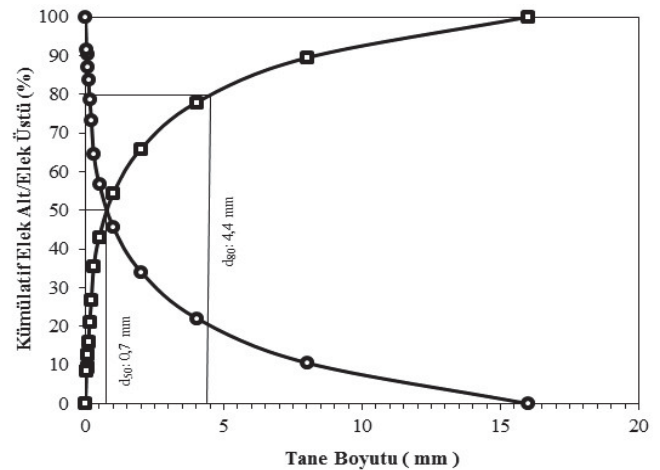
DeneySEL çalışmalara esas olan plaser altın numuneleri Manisa ilinin Sart Salihli Turgutlu yöresinde faaliyet gösteren özel bir firmaya ait zenginleştirme tesisinden temin edilmiştir. Sart bölgesinde rutil, zirkon ve manyetit gibi mineraller ile birlikte bulunan Au içeriği; avüliyal plaserler ve konglomera içinde ortalama 0,965 ppm oranında bulunmaktadır (Yigit, 2006). DeneySEL çalışmalar kapsamında numuneler üzerinde öncelikli olarak; fiziksel özelliklerin saptanması amacıyla nem, yoğunluk, tane boyut dağılımı deneyleri, kimyasal özelliklerin saptanması amacıyla kimyasal

analizler, mineralojik özelliklerin saptanması amacıyla fraksiyonların optik mikroskop altında incelenmesi ve fotoğraflanması olmak üzere bir dizi karakterizasyon çalışması yapılmıştır.

Numuneler öncelikli olarak bir dizi numune azaltma ve hazırlama işlemine sonucunda karakterizasyon çalışmaları için hazır hale getirilmiştir. Sarsıntılı masa deneylerinde kullanılmış olan numuneler ise merdaneli kırıcıda (Ünal Mühendislik, Türkiye; maksimum besleme boyutu 2 cm, minimum çıkış boyutu 0,1 cm ve 500 kg/sa. kapasiteli) ufalanıp bilyalı değirmende (maksimum besleme boyutu 0,5 cm ve 5 kg/sa. kapasiteli) kapalı devre halinde -1 mm tane boyutuna öğütülerek deneysel çalışmalara hazır hale getirilmiştir.

Deneylere esas olan numunenin nem içeriğini saptamak amacıyla Memmert ULM500 marka etüvde 105°C'de nem analizleri yapılmıştır. Tüvenan numunenin toplam % 0,4 nem içerdiği ve bu nemi yaklaşık olarak 60 dakikada kaybettiği belirlenmiştir.

Yaş eleme yöntemi kullanılarak yapılan tane boyut analizlerinde 8 mm, 4 mm, 2 mm, 1 mm, 0,5mm, 0,3 mm, 0,212 mm, 0,150 mm, 0,106 mm, 0,075 mm, 0,053 mm, 0,038 mm açıklığında elek serisi (Retsch, Almanya; ISO 3310) kullanılmıştır. Elek altı-elek üstü grafiklerinden malzemenin d<sub>50</sub> boyutu 0,7 mm ve d<sub>80</sub> boyutu 4,4 mm olarak bulunmuştur (Şekil 1).

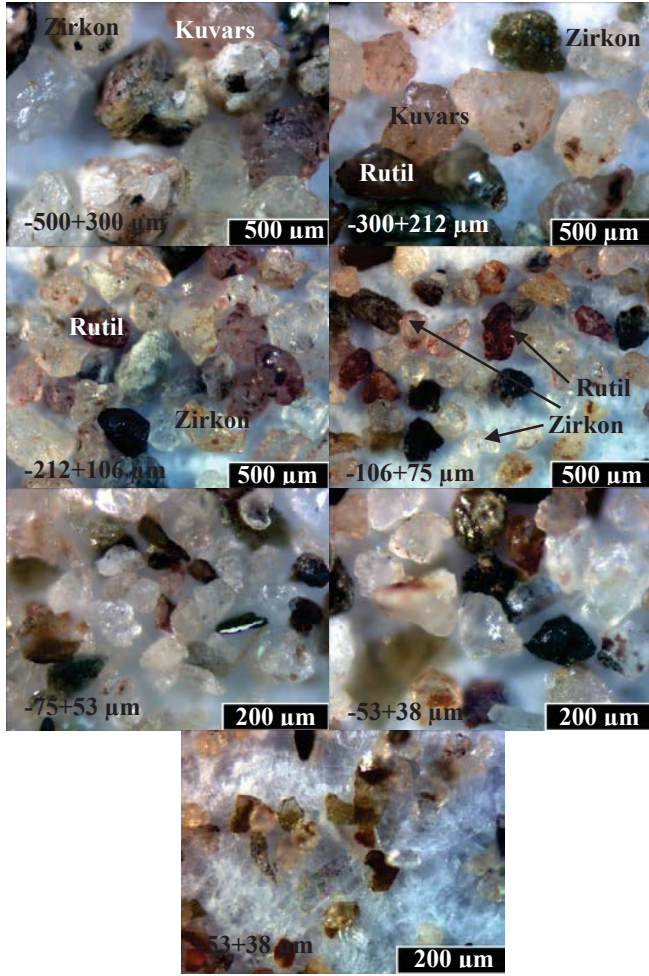


Şekil 1. Tüvenan numunenin kümülatif elek altı ve elek üstü grafiği

Numunenin yoğunluklarının belirlenmesi amacıyla distile su kullanımında 50 ml'lik piknometreler (Isolab, Almanya) ile yoğunluk analizleri yapılmıştır. Deney

sonucunda tüvenan numunenin yoğunluğu  $2,54 \text{ g/cm}^3$  olarak bulunmuştur.

Mineralojik özelliklerinin saptanması amacıyla numuneler trinoküler optik mikroskopta (Soif, Çin) incelenmiş ve fotoğraflanmıştır (Şekil 2).



Şekil 2. Elek Fraksiyonları Sonucunda Elde Edilen Numunenin Mikroskop Görüntüleri

Numunede dominant olarak rutil ve granat; beraberinde de garnet, turmalin, zirkon, magnetit, ilmenit, hematit, kasiterit, ortit gibi ağır mineraller gözlenmiştir. Yine analizlere göre numunede görülen altın minerali kuvarsa bağlı olarak gözlenmiştir.

ICP-MS yöntemi ile yapılan kimyasal analiz sonucunda tüvenan numunenin Au içeriğinin  $0,92 \text{ ppm}$  olduğu belirlenmiştir.

Zenginleştirme deneyleri kapsamında laboratuvar ölçekli Wilfley sarsıntılı masa kullanılmış olup; yapılan mineralojik incelemeler sonucunda, ağırlıklı olarak  $-1+0,3 \text{ mm}$  tane boyutunda serbest halde gözlemlenmesi ve sarsıntılı masada etkin bir ayırım elde edebilme noktasında dar boyut aralığına sahip bir fraksiyon kullanılması gerekliliği nedeniyle sınıflandırılmış ve

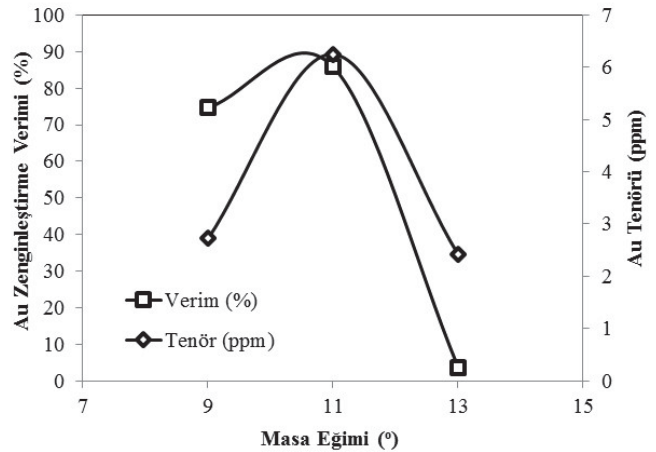
deneyler  $-1+0,3 \text{ mm}$  boyut grubu üzerinde yürütülmüştür. Sarsıntılı masa deneylerinde farklı masa eğimi, yıkama suyu ve masa hızı şartlarının Au tenörü ve Au zenginleştirme verimi üzerindeki etkileri incelenmiştir. %25 besleme pülpte katı oranı (%PKO) ve  $15 \text{ mm}$  masa genliği sabit parametreler olmuştur.

### 3 BULGULAR

#### 3.1 Sarsıntılı Masa ile Zenginleştirme Deneylerinin Sonuçları

##### 3.1.1 Masa eğiminin etkisinin incelenmesi

$-1+0,03 \text{ mm}$  boyut grubunda masa eğiminin etkisinin incelendiği deneylerde  $9^\circ$ ,  $11^\circ$  ve  $13^\circ$  masa eğimleri denenmiştir (Şekil 3).

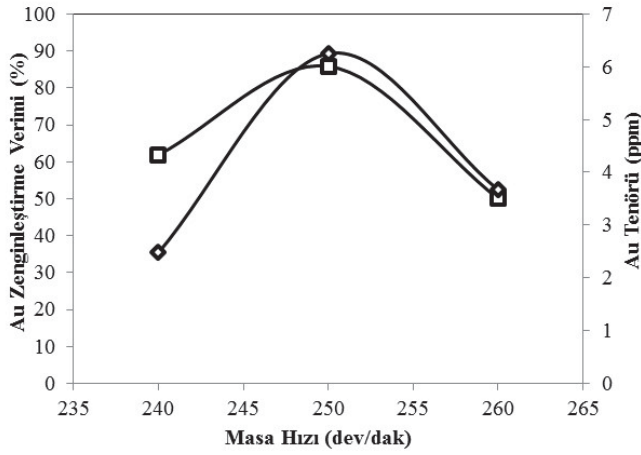


Şekil 3. Masa Eğiminin Au Tenörü ve Au Zenginleştirme Verimi Üzerindeki Etkileri (250 dev/dak masa hızı,  $3,7 \text{ lt/dak}$  su debisi ve  $4,2 \text{ lt/dak}$  yıkama suyu miktarı)

Masa eğimi arttıkça belirli bir eğime kadar konsantrenin Au içeriği ve Au kazanma verimi artmış, bu eğimden sonra ise azalmıştır. Bu durum yetersiz masa eğiminde mineral bantlaşmasının yeterince oluşmaması, çok yüksek eğimlerde ise masa rejiminin bozulması ile açıklanabilir. Bu sonuç, masa eğiminin belirli bir noktaya kadar tabakalaşma üzerinde pozitif etkisi olduğunu ancak bu optimum eğimin aşılmasının masa rejimini negatif etkilediğini göstermektedir. Sonuç olarak  $11^\circ$  masa eğiminin kullanılması halinde optimum bir değer olan %  $85,85$  Au kazanma verimi ve  $6,25 \text{ ppm}$  Au tenörü elde edilmiştir.

### 3.1.2 Masa hızının etkisinin incelenmesi

Masa hızının etkisinin incelendiği deneylerde, 240 dev/dak, 250 dev/dak ve 260 dev/dak masa hızları denenmiştir (Şekil 4).

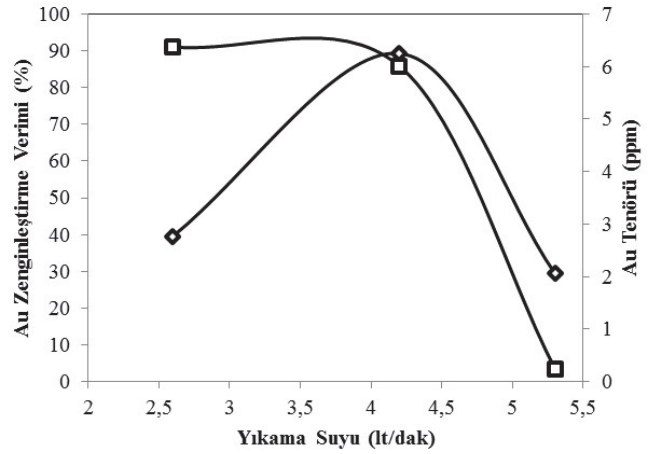


Şekil 4. Masa Hızının Au Tenörü ve Au Zenginleştirme Verimi Üzerindeki Etkileri (11° masa eğimi, 3,7 lt/dak su debisi ve 4,2 lt/dak yıkama suyu miktarı)

Masa hızının artırılması ile yine belirli bir masa hızına kadar konsantrenin Au içeriği ve Au kazanma verimi artmış, bu hızdan sonra ise azalmıştır. Bu sonuç, masa hızının belirli bir noktaya kadar tabakalaşma üzerinde pozitif etkisi olduğunu ancak bu optimum hızın aşılmasının masa rejimini negatif etkilediğini göstermektedir. Bu şartlarda hafif mineraller masa eşiklerini aşamayıp ağır mineraller ile birlikte hareket etmiş ve konsantre kenarından alınma eğilimi göstermişlerdir. Sonuç olarak 250 dev/dak masa hızının kullanılması halinde optimum bir değer olan % 85,85 Au kazanma verimi ve 6,25 ppm Au tenörü elde edilmiştir.

### 3.1.3 Yıkama suyu etkisinin incelenmesi

Yıkama suyunun etkisinin incelendiği deneylerde, 2,6 lt/dak, 4,2 lt/dak ve 5,3 lt/dak yıkama suyu değerleri denenmiştir (Şekil 5).



Şekil 5. Yıkama Suyunun Au Tenörü ve Au Zenginleştirme Verimi Üzerindeki Etkileri (11° masa eğimi, 3,7 lt/dak su debisi ve 250 dev/dak masa hızı)

Yıkama suyunun artırılması ile yine belirli bir noktaya kadar konsantrenin Au içeriğini artmakta, optimum noktadan sonra ise azalmaktadır. Yıkama suyunun Au verimi üzerindeki etkisi incelendiğinde 4,2 lt/dak yıkama suyu değerine kadar Au verimi üzerinde önemli bir değişim gözlenmezken, bu seviyenin üzerine çıktığında Au veriminde dramatik bir düşüş gözlenmiştir. Bu sonuç, yıkama suyunun belirli bir noktaya kadar tabakalaşma üzerinde pozitif etkisi olduğunu ancak bu optimum suyun aşılmasının masa rejimini negatif etkilediğini göstermektedir. Sonuç olarak 4,2 lt/dk yıkama suyunun kullanılması halinde optimum bir değer olan % 85,85 Au kazanma verimi ve 6,25 ppm Au tenörü elde edilmiştir.

Optimum koşullarda elde edilen ağır mineral konsantrelerinde altın içerikleri açısından optik mikroskop altında tarama yapılmış ve tarama sırasında gözlenen altın taneleri fotoğraflanmıştır.

Sarsıntılı masa ile zenginleştirme deneyleri sonucunda optimum koşullarda elde edilen ağır mineral konsantrelerinin altın içeriklerinin gözlenebilmesi için optik mikroskop altında tarama yapılmış ve söz konusu içerikler fotoğraflanmıştır. Yapılmış olan gözlemler sonucunda, altının genel olarak kuvarsa bağlı olduğu görülmüş, bununla beraber nabit altın da gözlenmiştir. Kuvarsa bağlı olarak gözlenen altının yapraklı ve noktasal şekillerde bağlanma çeşitliliği gösterdiği gözlenmiştir.



## 4 SONUÇ

Bu çalışma kapsamında sedimanter tipi bir altın cevherinin karakterizasyon çalışmaları yapılmış ve elde edilen bulgular ışığında cevherdeki altın içeriklerinin gravite yöntemi ile zenginleştirme olanakları araştırılmıştır. Bu kapsamda Manisa Turgutlu Salihli Şart yöresinde faaliyet gösteren özel bir firmaya ait zenginleştirme tesisinden temsili olarak alınan numuneler kullanılmıştır.

Deneysel çalışmalar kapsamında öncelikle numuneler üzerinde; fiziksel özelliklerin saptanması amacıyla yoğunluk, tane boyut dağılımı deneyleri, kimyasal özelliklerin saptanması amacıyla kimyasal analizler ve mineralojik özelliklerin saptanması amacıyla optik mikroskop altında incelenmesi ve fotoğraflanması olmak üzere bir dizi karakterizasyon çalışması yapılmıştır. Numunenin toplam nem içeriği % 0,4;  $d_{50}$  boyutu 0,7 mm ve  $d_{80}$  boyutu 4,4 mm; yoğunluğu  $2,54 \text{ g/cm}^3$  ve Au içeriği 0,92 ppm olarak bulunmuştur. Numunede dominant olarak rutil ve granat; beraberinde de garnet, turmalin, zirkon, magnetit, ilmenit, hematit, kasiterit, ortit gibi ağır mineraller gözlenmiştir. Yine analizlere göre numunede görülen altın minerali kuvarsa bağlı olarak gözlenmiştir.

Zenginleştirme kapsamında özgül ağırlık farkına dayanarak sarsıntılı masa deneyleri gerçekleştirilmiştir. -1+0,3 mm boyut grubundaki numune ile gerçekleştirilen sarsıntılı masa deneylerinde masa eğimi ve masa hızı yıkama suyu miktarının zenginleştirme üzerindeki etkileri araştırılmıştır. En iyi sonuç,  $11^\circ$  masa eğimi, 250 dev/dak masa hızı ve 4,2 lt/dak yıkama suyu kullanımında % 85,85 Au kazanma verimi ve 6,25 ppm Au tenörü olarak elde edilmiştir.

Sedimanter tipli altın cevherlerinin sarsıntılı masa kullanılarak gravite yöntemleri ile zenginleştirilmesinde; bu çalışma kapsamında incelenen her üç parametrenin de altın zenginleştirme verimi açısından kritik öneme sahip olduğu görülmektedir. Özellikle masa eğimi ve yıkama suyu miktarı parametrelerinin ancak zenginleştirilecek cevherin yapısına bağlı olarak optimize edilmesi sonucunda verimli bir zenginleştirme işleminin gerçekleşeceği gözlenmiştir. Bu çalışma sonucunda, sedimanter tipi altın cevherlerinden yüksek bir verimle ön konsantre elde edilmesinde sarsıntılı masa ile zenginleştirme yönteminin başarı ile uygulanabilecek bir proses olduğu desteklenmiştir.

## TEŞEKKÜR

Yazarlar bu çalışmaya olan katkılarından dolayı Maden Mühendisi Pınar Bingöl'e teşekkürü bir borç bilir.

## KAYNAKLAR

- Başaran H. Ö., 2010. *Altın Cevherlerinin Ateş Analizlerinde Kullanılan Curuflaştırıcıların Etkilerinin İncelenmesi*, Yüksek Lisans Tezi, İstanbul Teknik Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Metalurji ve Malzeme Mühendisliği Anabilim Dalı, İstanbul.
- Baştürkü, H., Kurşun, İ., Demir, İ., 2010. The application of cyanide leaching with agitation method in Kışladag gold mine ore, *Proceedings of the XII<sup>th</sup> International Mineral Processing Symposium*, 1, s.681-689, Kapadokya, Nevşehir, Türkiye.
- Celep, O., 2006. Knelson santrifüj gravite ayırıcısıyla Mastra (Gümüşhane) cevherinden altın kazanımı, *İstanbul Üniversitesi Mühendislik Fakültesi Yer Bilimleri Dergisi*, 19, 2, s.175-182.
- Doğan Ö. S., 2005. Türkiye'de altın madenciliği, *İstanbul Üniversitesi Edebiyat Fakültesi Coğrafya Bölümü Coğrafya Dergisi*, 13, s.150-157.
- DPT, 2001. VIII. Beşyillik kalkınma planı, *Madencilik Ö.İ.K. Metal Madenler Alt Komisyonu Değerli Metaller Çalışma Grubu Raporu*, Ankara.
- Elçi B., Malazgirt A., 2013. Krom zenginleştirmede Türk gelişimi ve son trendler, *Madencilik Türkiye*, 33, s. 42-48.
- Fullam M., Watson B., Laplante A., Gray S (ed. Adams, M.) 2016. Chapter 19-Advances in gravity gold technology, *Gold Ore Processing Project Development and Operations*, Elsevier Science, Amsterdam, 1040 s.
- Gad S. G., (ed. Wexler, P.) 2014. Gold, *Encyclopedia of Toxicology* (Third Edition), Academic Press, 5220 s.
- Gee, B., Holtham, P., Dunne, R., Gregory, S., 2005. Recovery of fine gold particles using a Falcon 'B' separator, *International Symposium on the Treatment of Gold Ores*, s.3-15, Calgary/Kanada.
- Güngör Y., Kurşun İ., 2005. Evaluation of Gold Content in Coruh Placer Deposits, *Asian Journal of Chemistry*, 17, s.2098-2104.
- Karadeniz, M., 1996. *Cevher zenginleştirme tesis artıkları, çevreye etkileri, önlemler*, İstanbul Ofset Basım Yayınevi, İstanbul, 332 s.

- Kekeç M., 2014. *Altın madeni işletmeciliğinden kaynaklanan çevresel etkilerin değerlendirilmesi*, Yüksek Lisans Tezi, Kahramanmaraş Sütçü İmam Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Çevre Mühendisliği Anabilim Dalı, Kahramanmaraş.
- Küçük, C., 2007. *Siyanürle Liç Yöntemiyle Cevherden Altın Kazanımı, Çevresel Sorunlar ve Türkiye Örnekleri*, Yüksek Lisans Tezi, Yıldız Teknik Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü.
- Kunter R., Mridha S., 2016. *Gold: Alloying, Properties, and Applications*, Reference Module in Materials Science and Materials Engineering.
- Kurşun, İ., Kahriman, A., Demir, İ., Turgut, S., 2007. Gold mining in Turkey and environmental impact assessment, *7<sup>th</sup> International Conference: Modern Management of Mine Producing, Geology and Environmental Protection, SGEM-2007*, s.173-174, Varna/Bulgaristan.
- Laplante, A.R., Woodcock, F., Noaparast, M., 1995. Predicting gravity separation gold recoveries, *Minerals and Metallurgical Processing*, 5, s.74-79.
- MTA, 2016. *Türkiye ve Dünya'da altın*, Maden Tetkik ve Arama Genel Müdürlüğü, Fizibilite Etüdüleri Dairesi Başkanlığı.
- Önal G., Acarkan N., Acarkan S., 1985. Bolkardağ madenine ait altın-gümüş-kurşun cevherinin zenginleştirme olanakları, *Türkiye Madencilik Bilimsel ve Teknik 9. Kongresi*, s. 97-104, Ankara/Türkiye.
- Oygür V., 1996. Dünya altın madenciliği ve Türkiye'nin altın potansiyeli, *Jeoloji Mühendisliği*, 49, s.55-62.
- Qafiatat A., Arda O., 1980. Altın içerikli Manisa Salihli-Sart konglomeralarının ağır mineralleri, *Jeoloji Mühendisliği Dergisi*, 10, s.49-62.
- Sayın E., Batar T., Kaya E., Tufan B., 2010. Altın üretiminde siyanür tüketiminin azaltılması için farklı bir yöntem: gravite zenginleştirme ve liç kombinasyonu, *Ekoloji*, 19, 77, s.65-71.
- Sayın Z. E., 2010. *Altın konsantrasyonundan doğrudan liç ile altın eldesi*, Dokuz Eylül Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Maden Mühendisliği Bölümü, Cevher Hazırlama Anabilim Dalı, İzmir.
- Selengil, U., 2005. *Gümüşhane Kaletaş cevherinden tiyoüre ile altın özütleme yönteminin araştırılması*, Doktora Tezi, Osmangazi Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Kimya Mühendisliği Anabilim Dalı, Eskişehir.
- TMD (Türkiye Madenciler Derneği), 2002. *Dünya'da ve Türkiye'de Altın Madenciliği*, İstanbul, 48 s.
- Yaroshevsky, A.A., 2006. Abundances of chemical elements in the Earth's crust, *Geochemistry International*, 44, 1, s.48-55.
- Yenişol, M., 2004, *Mineroloji*, İstanbul.
- Yigit, O., 2006. Gold in Turkey—a missing link in Tethyan metallogeny, *Ore Geology Reviews*, 28, 2, s.147-179.
- Yüce, A.E., 1995. *Altın, gümüş içeren sülfürlü, bakırlı-pirit cevherlerinden tiyoüre liçi ile altın ve gümüş kazanımı*, Doktora Tezi, İstanbul Teknik Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, İstanbul.





# Karıştırmalı Bilyalı Değirmenlerde Öğütme Mekanizması ve Proses Parametreleri

## *Grinding Mechanism and Process Parameters in Stirred Ball Mill*

Diler Katırcıoğlu-Bayel

*Ömer Halisdemir Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü, 51240, Niğde*

Öner Yusuf Toraman

*Ömer Halisdemir Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü, 51240 Niğde*

*Ömer Halisdemir Üniversitesi, Endüstriyel Hammaddeler ve Yapı Malzemeleri Uygulama ve Araştırma Merkezi, 51240 Niğde*

Şafak Gökhan Özkan

*İstanbul Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü, 34320 Avcılar/İstanbul*

**ÖZET** Karıştırmalı bilyalı değirmenler, basit yapısı, yüksek boyut küçültme oranı ve aşınma kontaminasyonlarının düşük olması nedeniyle mikron-altı boyuttaki materyali çok etkili bir şekilde üretmektedir. Bu yüzden, karıştırmalı bilyalı değirmenler mineral, kömür, seramik, metalurji, gıda, tıp ve enerji gibi birçok endüstride yaygın olarak kullanılmaktadır. Karıştırmalı bilyalı değirmenlerle öğütme prosesi genellikle nihai tane boyut dağılımını elde edildiği son işlemdir. Bu sebepten dolayı, karıştırmalı bilyalı değirmenler bugün var olan en etkili öğütücüdür. Daha yüksek güç yoğunluğu ve daha iyi öğütme verimliliğinden dolayı karıştırmalı bilyalı değirmenler mikron altı öğütmede geleneksel değirmenlere bir alternatif teşkil etmektedir.

Bu derlemede; karıştırmalı bilyalı değirmenlerin öğütme mekanizması ve öğütmeyi etkileyen parametreler sunulmaktadır.

**ABSTRACT** Stirred media mills produce submicron material very effectively, due to their simple construction, high size reduction rate and low wear contamination. Therefore, stirred media mills have been used extensively in many industries, including mineral, coal, ceramic, metallurgy, food, medicine and energy.

Grinding with a stirred media mill is commonly the ultimate process that the final particle size distribution is obtained. Because of this reason, stirred media mill is the most efficient comminuting equipment existing today. Due to their higher power density and better grinding efficiency, stirred ball mills are an alternative to conventional mills for submicron grinding.

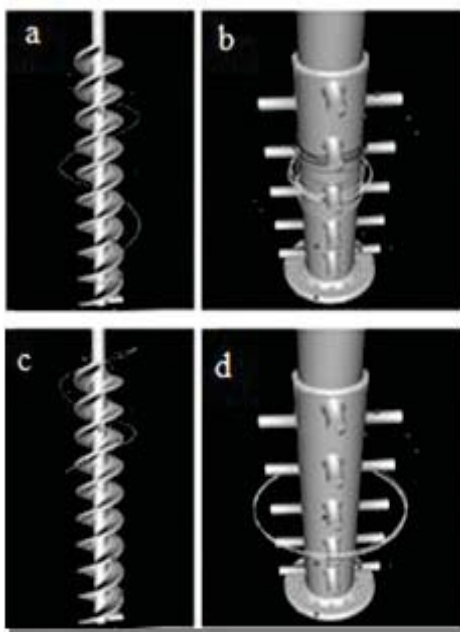
This study deals with grinding mechanism and operating factors of stirred media mills which is the last step in size reduction process.

## 1 GİRİŞ

İlk endüstriyel karıştırmalı bilyalı değirmenler 1950'lerde ince öğütme yapan öğütücülere artan talep üzerine geliştirilmiştir (Jankovic, 2003). Bu değirmenler kısa sürede ince

öğütmede hatta çok ince öğütmede bile tercih edilen ekipmanlar olmuştur (Kwade ve Schwedes, 2007). Karıştırmalı bilyalı değirmenler düşük enerji sarfiyatı ve yüksek öğütme verimliliği açısından ince ve çok ince öğütmede en etkili ekipmanlar olarak kabul

edilmektedir (Wang ve Forrsberg, 2007). Öğütücü ortam şarjının bir shaft etrafına monte edilmiş çubuk, disk veya spiral vasıtasıyla etrafında aşırı ısınmayı engelleyen bir su ceketi bulunan silindirik bir tank içerisinde shaftta verilen dönme hareketi ile hareket ettirilmesi ve malzemenin öğütücü ortam ve kendi taneleri arasındaki sürtünme ve aşınma ile ufalanması prensibine dayanmaktadır. Karıştırmalı bilyalı değirmenler, karıştırıcı tipine (disk, pin, helezon vb.) ve silindirik tankın doğrultusuna (düşey ve yatay) göre sınıflandırılmakla beraber hangi tip olursa olsun öğütme mekanizması birbirinin aynıdır.

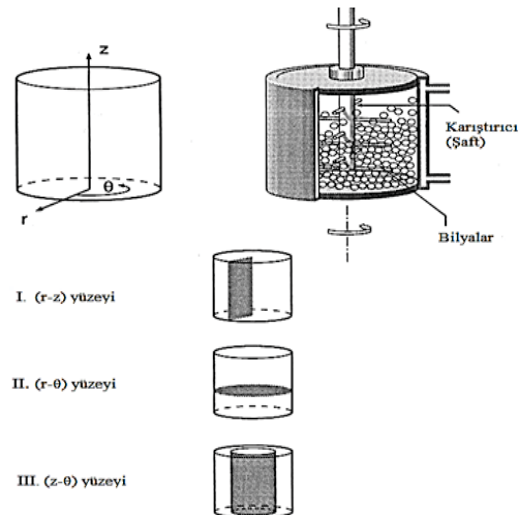


Şekil 1. DEM simülasyonu ile karıştırmalı bilyalı değirmenlerde tanelerin izlediği yollar: a) ve c) diskli (kule) değirmen b) ve d) pinli değirmen (Cleary ve diğ. 2006)

Bu değirmenler günümüzde ince/çok ince ve hatta mikron-altı öğütme için tercih edilir hale gelmiş bulunmaktadır (Kwade ve Schwedes, 2007). Bu değirmenler öğütülecek taneleri içeren pülp ve öğütücü bilya ile doldurulan dik veya yatay silindir haznedan oluşmaktadır. Buna göre; diskli, pinli ve halkalı olmak üzere temelde üç şekilden oluşur. Bu değirmenler dikey ve yatay olarak kullanılacakları gibi yaş ve kuru öğütme de yapabilmektedir (Kwade, 1999). Karıştırıcı tasarımına göre diskli, pinli ve halkalı olmak üzere temelde üç şekilden oluşur (Şekil 1).

## 2 ÖĞÜTME MEKANİZMASI

Cevherlerde boyut küçültmede tanımlanan üç farklı mekanizma vardır. Bunlardan birincisi, yaygın olarak çarpma etkisiyle ilişkili olarak bilinen doğrudan kırmadır. İkincisi ise öğütücü ortam arasında kalan tanelerin kesme ve aşındırma etkisidir; bu olay karıştırmalı bilyalı değirmenlerde, bilyalar arasındaki yuvarlanma/kayma hareketine benzer bir mekanizmadır (Rose ve Sullivan, 1958). Çarpma ve yuvarlanma/kayma etkisi karıştırmalı bilyalı değirmenlerin belli bölgelerinde, kesme ve aşındırma etkisinden daha baskındır (Rydin ve diğ. 1993). Değirmen tankının hacimce %60-85'i boyutları 0,05 ve 3 mm arasında değişen çelik, seramik, cam ya da plastikten yapılan bilyalarla doldurulabilir. Öğütme hareketlerini anlatmak için belirlenmiş üç farklı referans yüzey Şekil 2' de gösterilmiştir. r-z yüzeyi; dikey bir düzlem üzerinde karıştırıcı kollardan öğütme tankının çeperlerine doğru uzanan bir öğütücü ortam hareketini tanımlarken, r- $\theta$  yüzeyi, aynı öğütme hareketini yatay bir düzlem üzerinde tanımlamaktadır. Ayrıca; z- $\theta$  yüzeyinde ise dairesel bir dönme hareketi tanımlanmaktadır.

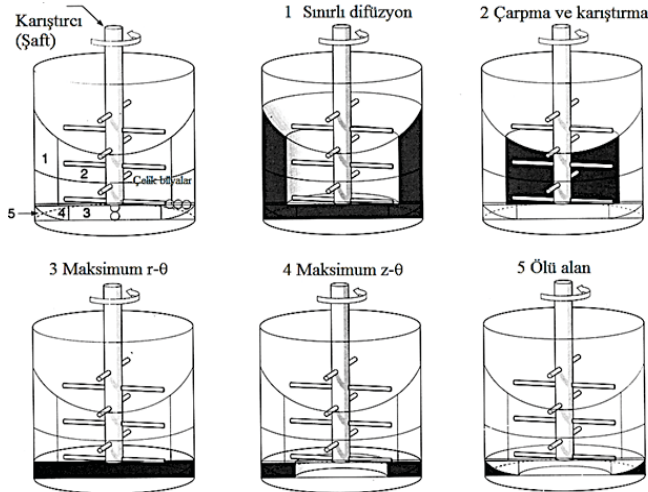


Şekil 2. Öğütme hareketlerini gösteren üç farklı referans yüzey (Rydin ve diğ. 1993).

Karıştırmalı bilyalı değirmenler, öğütme hareketlerine göre birden fazla bölümden

oluşmaktadır. Değirmenin farklı bölümlerinde (1-5) oluşan öğütme hareketleri Şekil 3'te gösterilmektedir. İlk olarak merkez bölge (karıştırıcı kolların merkezi) (2) ve bu merkezin dışında kalan bölge olmak üzere ikiye ayrılmaktadır. Karıştırıcı kolların merkezinde doğrudan çarpma daha yaygın iken, bu bölgenin dışında kalan alanlarda çarpmanın etkisi daha az sıklıkta ve daha az şiddetle gerçekleşmekte olup bilyaların bu alanda dağılması çok daha az oranlarda meydana gelmektedir (1). Aktif olmayan bölüm yani karıştırıcı kolların merkezinin dışında kalan bölge ise birden fazla alt bölgeye ayrılmaktadır. Bu bölgeler, maksimum  $z-\theta$  makaslama (3),  $r-\theta$  makaslama (4), aynı zamanda da bilyaların çok az yer değiştirdiği bölüm olan ölü alandan oluşmaktadır. Kayma/yuvarlanma hareketleri çoğunlukla maksimum makaslamanın gözlemlendiği 3. ve 4. bölgelerde meydana gelmektedir.

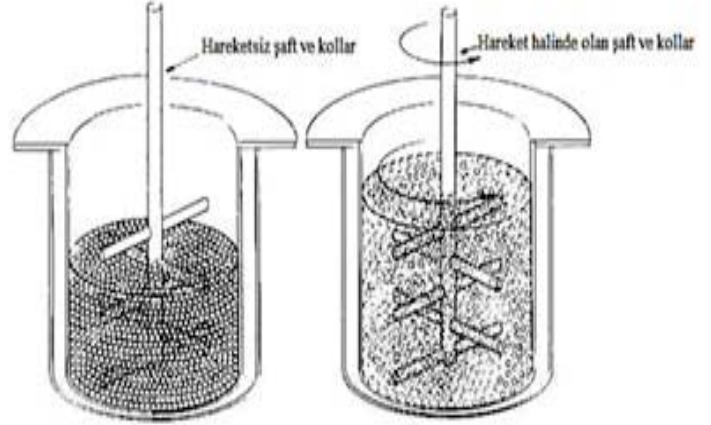
Karıştırmalı bilyalı değirmenlerin çalışması sırasında oluşan bu bölgelerin yerleri ve nispi hacimleri karıştırma kolunun dönme hızına bağlıdır.



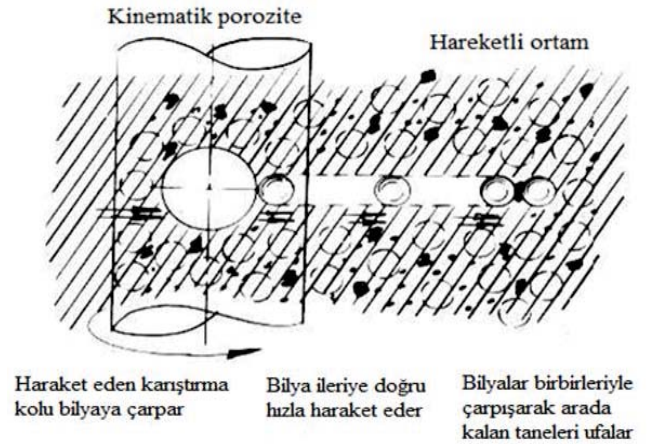
Şekil 3. Karıştırmalı bilyalı değirmenin farklı bölümlerinde oluşan öğütme hareketleri (Rydin ve diğ. 1993).

Karıştırmalı bilyalı değirmenlerin öğütme mekanizması Szegvari ve Yang (1999) tarafından da farklı bir biçimde açıklanmıştır. Değirmenin şaft ve karıştırıcı kolları

dönmeye başladığında durağan halde bekleyen öğütme ortamı açılarak serbest olarak hareket eden, birbiriyle çarpışan kinematik porozite olarak adlandırılan düzensiz bir hareketli yapıya dönüşür (Şekil 4 ve Şekil 5).



Şekil 4. Değirmenin şaft ve karıştırıcı kollarının hareket etmeden önce ve hareket ettikten sonra değirmen içindeki öğütücü ortamın görünümü (Szegvari ve Yang, 1999).

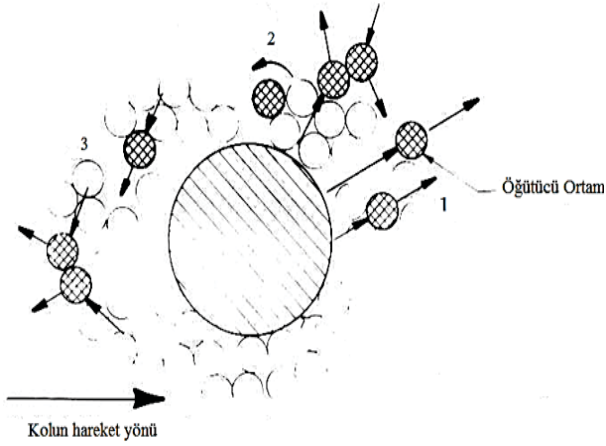


Şekil 5. Değirmenin şaft ve karıştırıcı kollarının hareketiyle öğütme ortamının ve tanelerin hareketi (Szegvari ve Yang, 1999).

Kinematik porozite olarak adlandırılan bu durum öğütücü ortamın düzensiz hareket etmesini sağlamaktadır. Öğütücü ortamın düzensiz hareketi sonucu ortamda darbe, yuvarlanma ve kayma kuvvetleri meydana gelmektedir (Şekil 6). Karıştırmalı bilyalı değirmende darbe kuvveti öğütücü ortamın tanelere çarpması sonucu oluşmaktadır. Kayma kuvveti ise bilyaların düzensiz bir şekilde hareket etmesi sonucu farklı yönlerde dönmeleri ile oluşmaktadır. Kayma ve darbe kuvvetlerinin birleşmesi ile etkili bir şekilde



boyut küçültme sağlanmaktadır (Szegvari ve Yang, 1999).



Şekil 6. Karıştırmalı bilyalı değirmende meydana gelen öğütmeye yardımcı hareketler: 1. Darbe etkisi, 2. Yuvarlanma hareketi, 3. Kayma hareketi (Szegvari ve Yang, 1999).

## 2.1 Karıştırmalı Bilyalı Değirmenlerde Öğütmeyi Etkileyen Parametreler

Karıştırmalı bilyalı değirmenlerde harcanan enerjinin çok az bir kısmı tanelerin öğütülmesinde kullanılmakta olup, harcanan enerji ürün süspansiyonuna ve öğütme haznesinin çeperlerine sürtünme yoluyla ısı olarak harcanmaktadır. Değirmen için optimum parametreler belirlenerek tanelerin öğütülmesinde harcanan enerji optimize edilebilir. Öğütmeyi etkileyen bu parametrelerin sayısı 44'e kadar ulaşmaktadır (Mölls ve Hörnle, 1972). Fakat bunların çoğu öğütmede önemli bir etkiye sahip değildir (Jankovic, 2003). Karıştırmalı bilyalı değirmenlerde genellikle incelenen öğütmeyi etkileyen parametreler, tasarım parametreleri (Değirmen geometrisi) ve işlem parametreleri olarak ikiye ayrılmaktadır.

### 2.1.1 Tasarım parametreleri

Tasarım parametreleri değirmenin tasarım özelliklerini içermektedir. Örneğin; değirmenin boy/çap oranı, karıştırıcının tipi (disk ya da pin), karıştırıcı üzerinde bulunan disk veya çubukların boyutları, konumları, sayıları ve her bir pin ya da diskin arasındaki mesafe gibi. Buna ek olarak, bazı ekipmanlarda öğütme verimini iyileştirdiği öne sürülen ek parçalarda bulunmaktadır. Örneğin; Maxxmill olarak adlandırılan değirmen dönen bir gövdeye ve gövde

üzerinde sabit bir reflektöre sahiptir (Dürr, 2002). Benzer olarak, Perlmill olarak adlandırılan değirmende, değirmen duvarı üzerinde duvara dik olarak yerleştirilen sabit pinler bulunmaktadır. Değirmen tasarımındaki bu farklılıklar, daha iyi öğütme performansı elde etmek için değirmende bilya hareketlerini etkileyen akış profillerini optimize etmeyi amaçlamaktadır (Tüzün, 1994).

### 2.1.2 İşlem parametreleri

#### 2.1.2.1 Karıştırma hızının etkisi

Karıştırma hızı arttıkça, kırılma oranı da artmakta böylece öğütme de daha verimli bir hale gelmektedir (Bel Fadhel ve Frances, 2001; Orumwense, 1992). Öğütücü ortam ve parçacıklar arasındaki çarpışmanın şiddetini ve sayısını etkilediği için boyut küçültmede önemli bir parametredir. Genelde, öğütücü ortamın hızındaki artış, parçacıkların daha çabuk parçalanması ile sonuçlanır. Elde edilen sonuçlarda en verimli karıştırma hızı, öğütücü ortamın taneler arası kuvvetleri yenmeye başladığında elde edilmiştir. Bu hız aşıldığında fazla olan enerjinin, elde edilen inceliğe ya da öğütme verimine bir katkısı olmadığı gibi aşırı ısınmaya sebep olabileceği de belirtilmiştir (Altun ve diğ., 2013).

#### 2.1.2.2 Bilya boyutu

##### Tek tip bilya boyutunun etkisi

Karıştırmalı bilyalı değirmenlerde öğütücü ortamın boyutu ürün inceliği ve enerji tüketimi açısından en önemli etkilerden biri olarak görülmektedir. Öğütme ilerledikçe parçacık boyutu azalır bu da sistemdeki parçacıkların artmasına yol açar. Fakat öğütme tankının içindeki bilya sayısı aynı kalmaktadır. Bu yüzden, öğütmede spesifik kırılma oranını azaltan daha az sayıda parçacıklar seçilmelidir. Bilya boyutunun incelendiği çalışmalarda; ince bilya kullanılması ile ürün tane boyutunun incelendiği görülmektedir. Bu eğilim besleme



tane boyutu ile orantılı olarak belli bir ince bilya boyutuna kadar devam etmektedir. Daha ince bilyaların kullanılması durumunda bilyalar iri taneleri yakalayamamaktadır. Ayrıca, ince bilya kullanılması durumunda çarpışmalarda açığa çıkan enerji miktarının azalması iri tanelerin kırılmasında olumsuzluk yaratmaktadır (Tüzün, 1994; Mankosa ve diğ. 1986; Zheng ve diğ. 1996; Wang ve diğ. 2004). Tüzün (1994) çalışmasında, karıştırma hızı ile bilya boyutunun öğütme performansı üzerinde içsel bir etkileşimi olduğunu, ayrıca iri bilya kullanılması durumunda düşük karıştırma hızının, ince bilya kullanılması durumunda ise yüksek karıştırma hızının öğütme üzerinde daha etkili olduğunu tespit etmiştir. He ve Forrsberg (2007) bilya boyutu ile besleme boyutu arasındaki oranın öğütülen malzemenin ve öğütücü ortamın cinsine göre de değişebileceğini ifade etmişlerdir. Spesifik enerji, nihai ürün boyutunun bir fonksiyonu olarak uygun boyutlarda öğütücü ortam seçilerek azaltılabilir.

Karıştırmalı bilyalı değirmende ince partikül üretimi çok küçük öğütücü bilyalar kullanmakla mümkündür. Elde edilen ürün tane boyut dağılımı (PSD) bilya boyutunun bir fonksiyonudur. Genel bir kural olarak, elde edilecek ürün ortalama tane boyutu ( $d_{50}$ ) kullanılan bilyanın 1/1000'ine karşılık gelmektedir. Öte yandan, tane boyut dağılımının dikliği açısından yaş öğütmede küçük bilyaların kullanılması bilyalı öğütmedeki en etkili işlem parametresidir ve daha dar tane boyut dağılımı elde edilebilmektedir. Daha küçük bilya (50-300  $\mu$ m) kullanımı özellikle yaş öğütme koşullarında cevher hazırlama prosesleri için etkili olmaktadır. Uygulamada bilya boyutu 20  $\mu$ m'e kadar inebilmektedir. Çizelge 1 'de bilya boyutu ve ağırlık oranları belirtilmektedir.

Çizelge 1. Bilya boyutu ve ağırlık oranları

Bilya boyutu (mm)	Bir bilyanın ağırlığı
100	1
50	1/8
10	1/1.000
1	1/1.000.000
0,1	1/1.000.000.000
0,05	1/8.000.000.000

Daha küçük bilya, birim değirmen hacmi başına daha fazla sayıda bilya demektir. Örneğin, 1 litrelik bir öğütme haznesinde 1 mm'lik bilyalardan yaklaşık 1,1 milyon adet yer alırken, 0,05 mm'lik (50  $\mu$ m) bilyalardan ise yaklaşık 9,4 milyar adet bilya kullanılmaktadır. Bu sayede taneler ile bilyalar arasındaki temas olasılığı çok daha artmaktadır. Yine, bilya boyutu azalırken, bilyalar arasındaki boşluk da azalmakta, böylece bilyalar iri aglomeratları tutan bir filtre malzemesi gibi çalışmaktadır. Bilyalar arasındaki bu boşluk 1mm'lik bilyalar için 44  $\mu$ m iken 0.05 mm'lik bilya için yaklaşık 2  $\mu$ m olmaktadır (Mende ve Schwedes, 2006; Mende ve diğ. 2006; Stenger ve diğ. 2005).

Mankosa ve diğ. (1986) tarafından bilya boyutunun incelendiği çalışmalarda beslenen tane boyutu ile orantılı olarak belirli bir bilya boyutuna kadar ince bilya kullanılması ile ürün tane boyutunun incelendiği, daha ince bilya kullanımında ise bilyaların besleme malındaki iri taneleri yakalayamadığı, ince bilya kullanılması durumunda çarpışmalarda açığa çıkan enerji miktarının azalması ile iri tanelerin kırılmasında olumsuzluk yarattığı ortaya konulmuştur.

#### Karışık (bimodal) bilya boyut dağılımının etkisi

Farklı iri ve ince bilyaların karışımıyla bimodal olarak adlandırılan bilya boyut dağılımı elde edilir. Karışık bilya boyut dağılımı ürün incelik oranının (ince tane/iri tane) yaklaşık 0,1 den daha az oranda olduğu, ince tanelerin toplam hacmin %30

oluşturduğu durumlarda etkilidir (Anderegg, 1931). Chong ve diğ. (1971) yaptıkları çalışmada, karışık bilya boyut dağılımı ile belirli bir katı konsantrasyonunda süspansiyonun viskozitesinin en az olduğunu ve enerji tüketiminin düştüğünü tespit etmişlerdir. Yue ve Klein (2006) tek tip ve karışık bilya boyut dağılımının tane boyutu, kırılma oranı ve enerji tüketimi üzerindeki etkilerini inceledikleri çalışmada sabit karıştırma hızında, tek tip bilya boyutuyla bilya boyutu arttıkça, enerji tüketiminin arttığı ve daha hızlı kırılma oranları ile daha ince tane boyutlarının elde edildiğini tespit etmişlerdir. Yine aynı çalışmada karışık bilya boyut dağılımında harcanan enerji tüketiminin, tek tip bilya boyutuyla harcanandan daha düşük olduğunu tespit etmişlerdir. Fakat iri taneler arasında bulunan ince bilyalar, yatak etkisi yaratmasından dolayı öğütme verimliliği açısından olumlu sonuçlar yaratmadığı da öne sürülmüştür. Patel ve diğ. (2014) tarafından barit ( $d_{50}=12 \mu\text{m}$ ) ve silis ( $d_{50}=8 \mu\text{m}$ ) örnekleri üzerinde yapılmış farklı bilya karışımlarında ve farklı ince bilya (0,2 ve 0,4 mm) oranlarında (%25, %50 ve %75) yatay karıştırmalı değirmende yaş öğütme gerçekleştirilmiş, sonuçta daha ince bilya oranı arttıkça daha ince ürün ve daha az özgül enerji tüketimi olduğu, bunun da çarpışma sayısı ve tanelerin ufalanması için stres yoğunluğundan kaynaklandığı, bu iki parametrenin de büyük oranda bilya boyutuna bağlı olduğu belirtilmiştir.

### 2.1.2.3 Bilya şarjı

Kwade (1999) tarafından yapılan çalışmada bilya şarj oranının artışı ile ortam iletişiminin arttığı, bireysel öğütme ortamı arasındaki mesafenin azaldığı tespit edilmiştir. Belli bir şarj oranının üzerinde, öğütücü ortamın hareketi için çok küçük bir mesafe kalmasından dolayı, öğütmenin negatif etkiler göstereceği ileri sürülmüştür. Patel ve diğ. (2014) tarafından yapılan araştırmada, öğütücü ortamın maliyetini ve enerji

tüketimini optimize etmek için farklı miktarlarda iri ve ince öğütücü ortam oluşturulması suretiyle yaş öğütme deneyleri gerçekleştirilmiş, daha küçük ürün boyutları ve daha az enerji tüketimi elde edilmiştir.

### 2.1.2.4 Pülp yoğunluğu

Karıştırmalı bilyalı değirmende pülpün konsantrasyonu belli bir hacimde ne kadar parçacık bulunduğunu belirler. Düşük katı konsantrasyonlarında tanelerin kendi arasındaki mesafe çok fazla olup taneler birbirinden oldukça uzaktadır ve her bir tane kendi kendine serbest olarak hareket etmektedir. Yüksek katı konsantrasyonlarında ise partiküller arası mesafe az olup partikül- partikül etkileşimleri daha yaygındır.

Choi ve diğ. (2011) yaptıkları çalışmada düşük katı konsantrasyonlarında daha ince tane boyutunun elde edilebileceğini tespit etmişlerdir. Gerçekte, daha ince parçacıklar yüksek katı konsantrasyonlarında aynı enerji ile elde edilebilmektedir. Düşük katı konsantrasyonlarında aynı ürün inceliğini elde etmek için daha fazla spesifik enerji gerektiğini belirtmişlerdir. Bu da partiküllerin öğütücü ortam tarafından yakalanamamasından kaynaklanmaktadır. Aynı zamanda yüksek katı konsantrasyonlarında literatürde çalışılmıştır (Turgut ve diğ. 2004; Choi ve diğ. 2009). Fakat yüksek katı konsantrasyonlarında tanelerin kırılması yavaşlamakta ve kırılma oranlarında düşmektedir. Besleme tane boyutunun ince olması durumunda pülpün viskozitesinin artması ve öğütme performansındaki azalış nedeniyle bu söz konusu olayın etkinliği daha da artmaktadır. Bu olumsuzluğu ortadan kaldırmak amacıyla öğütme sırasında çeşitli öğütme yardımcılarını kullanılmaktadır. Öğütme yardımcısı olarak kullanılan bu kimyasal reaktifler yüksek katı konsantrasyonuna sahip olan pülpün akış hızını arttırarak değirmenlerin daha yüksek kapasitede çalışmasını sağlamaktadır

(Mankosa ve diğ. 1989; Wang ve Fornsberg, 2006; Zheng ve diğ. 1997; Dikmen ve Ergün, 2004).

Katı konsantrasyonunun artışının partiküllerin durumunu iki şekilde etkilemesi beklenir. Birincisi partiküller yakalanır ve iki bilya arasında kalma olasılığı artar ki bu da daha iyi bir boyut küçültmeyle sonuçlanır. Diğeri ise katı konsantrasyonunda ki artış pülpün viskozitesini artırır ki bu da aglomerasyona neden olur.

#### *2.1.2.5 Öğütme süresi*

Literatürde, karıştırmalı bilyalı değirmenlerde öğütme süresinin tane boyutu ve yüzey alanı ile ilişkisi çeşitli araştırmacılar tarafından incelenmiştir. Zheng ve diğ. (1996) yüksek saflıkta kireç taşı üzerine yaptıkları çalışmada, öğütme süresi arttıkça daha ince boyutta tane ve daha yüksek oranlarda yüzey alanları elde etmişlerdir. Literatürde yapılan çalışmalarda, öğütme süresindeki artışın kırılma davranışında yavaşlama etkisi yarattığı belirtilmiştir (Schönert, 1986; Orumwense, 1992; Bilgili ve diğ. 2004). Austin ve diğ. (1984) yaptıkları çalışmada kırılma davranışının öğütmede süre arttıkça yavaşladığını tespit etmişlerdir. Bu yavaşlama etkisinin iki sebebi olduğu düşünülmüştür. Birincisi, süre ilerledikçe ince malzeme oranının artışıyla iri malzeme üzerinde yastıklanma durumuna neden olarak iri malzemenin kırılmasını engellemesinden kaynaklanmaktadır ki bu etki ince kuru öğütmede ve yüksek viskoziteli yaş öğütmede görülmektedir. İkinci sebep ise öğütülecek malzemenin bilyalar tarafından kavranamayacak kadar büyük olması durumunda, malzemenin bir kısmı daha zayıf, bir kısmı da sağlam bir malzeme gibi davranmasıdır.

#### *2.1.2.6 Süspansiyon kararlılığı*

Karıştırmalı bilyalı değirmende, nano parçacıkların öğütme davranışı ve minimum

elde edilebilir parçacık boyutu süspansiyon kararlılığından oldukça fazla etkilenir. Karıştırmalı bilyalı değirmende süspansiyon kararlılığının yaş öğütme sürecinde etkileri literatürde birçok araştırmacı tarafından çalışılmıştır (Schmidt, 1991; Bel Fadhel ve diğ. 1999; Prestidge, 1997; Wang ve Fornsberg, 1995; Sakthivel ve diğ. 2008; Somasundaran ve Moudgil, 1998). Sakthivel ve diğ. (2008) silika üzerine yaptıkları çalışmada nanoparçacıkların süspansiyon kararlılığını (zeta potansiyel), yaş öğütme sürecinde öğütme süresinin bir fonksiyonu olarak pH ölçümü ile değerlendirmişlerdir. Attritör değirmende belli bir süre sonunda boyutta daha fazla bir küçülme olmadığı ve ortalama ürün boyutunun değişmeksizin arttığı gözlenmiştir. Bunun sebebi olarak, mikron altı parçacık üretiminin daha çok partikül-partikül etkileşimine yol açtığı ve sonuç olarak süspansiyonun pH'nın zamanla azaldığı ileri sürülmüştür. Yaptıkları deneyler farklı pH şartlarında gerçekleştirilmiş ve sonuç olarak süspansiyonun kararlılığının öğütme süresi ile değiştiği ve dolayısıyla süspansiyonun kararlılığının boyut küçültmeyi de etkilediği tespit edilmiştir. Süspansiyonun pH'sı öğütme süresiyle azalır bu yüzden zeta potansiyeli ölçülmeye ihtiyaç duyulur. Sakthivel ve diğ. (2008) tarafından yapılan çalışmayla benzer sonuçlar Vallar ve diğ. (1999) tarafından yapılan çalışmada da gözlenmiştir. Vallar ve diğ. (1999) farklı oksitli ve karbonatlı minerallerin senteziyle oluşan bileşikler üzerinde yaptıkları çalışmada su sevmez kolloidlerin stabilitesinin zeta potansiyeline bağlı olduğunu ileri sürmüşlerdir. Zeta potansiyelinin kesin değeri 50 mV üzerinde olduğu zaman bu durumda karşılıklı elektrostatik itmeden dolayı dispersiyon çok durgundur. Sakthivel ve Prasanna Venkatesh (2012) tarafından yapılan çalışmada da ürün boyutu açısından yaş öğütmenin kuru öğütmeden daha etkili olduğunu tespit etmişlerdir. Yapılan çalışmada, en önemli



işlem parametreleri bilya boyutu, katı konsantrasyonu ve süspansiyon stabilitesi incelenmiştir. İstenilen nano parçacıklar küçük bilya boyutları ve süspansiyon stabilitesi ile sağlanmıştır. Yüksek katı konsantrasyonlarında bile minimum parçacık boyutu elde edilmiş, öğütme yardımcısının eklenmesiyle bu oranın daha da azalacağı tespit edilmiştir. Nano parçacıkların üretiminde süspansiyon stabilitesinin önemi özellikle vurgulanmıştır. Yapılan çalışmalara göre sonuç olarak pülpün zeta potansiyeli pH'ya bağlıdır. Bu yüzden, yaş öğütmede maksimum elektrostatik güç, pH'nın ayarlanması ile sürdürülebilir.

### 3 SONUÇLAR

Günümüzde hızla artan enerji maliyetleri dünyada enerji tüketiminin giderek daha da artacağını göstermektedir. Öyle ki, cevher zenginleştirme işlemlerinde öğütme enerji tüketiminde önemli bir yere sahiptir. Öğütmede enerji tüketimi ve optimum öğütmenin sağlanması gerek işletmeler gerekse dünyada enerji kaynaklarının verimli kullanılması açısından oldukça önemlidir. Bu da, değirmen ile boyut küçültme işlemlerinde optimum öğütme parametrelerinin seçilerek ve ayrıca değirmenin öğütme mekanizmasının bilinmesi ile gerekli enerjinin optimize edilmesi hususunda sağlanabilir.

### KAYNAKLAR

Altun, O., Benzer, H., Enderle, U., 2013. Effects of operating parameters on the efficiency of dry stirred milling, *Minerals Eng.*, 43–44, 58–66.

Anderegg, F.O., 1931. Grading aggregates, *Industrial and Engineering Chemistry*, 23 (9), 1052–1064.

Austin, L.G., Klimpel, R.R. and Luckie, P.T., 1984. Process engineering of size reduction: Ball milling, SME. New York, 561 p.

Bel Fadhel, H., Frances, C. and Mamourian, A., 1999. Investigations on ultra-fine grinding of titanium dioxide in a stirred media mill, *Powder Technol.*, 105(1–3), 362–373.

Bilgili, E., Hamey, R. and Scarlett, B., 2004. Production of pigment nanoparticles using a wet stirred mill with polymeric media, *China Particuology*, 2(3), 93–100.

Bel Fadhel, H. and Frances, C., 2001. Wet batch grinding of alumina hydrate in a stirred bead mill, *Powder Technol.* 119(2–3), 257–268.

Chong, J.S., Christiansen, E.B. and Baer, A.D., 1971. Rheology of concentrated suspensions, *Journal of Applied Polymer Science*, 15, 2007–2021.

Choi, H.K., Lee, W., Kim, S. and Chung, H., 2011. Effect of the sample concentration on the submicrometer particles produced during a stirred ball milling of calcite powders, *Int. J. Appl. Ceram. Technol.*, 8(5), 1147–1152.

Choi, H.K., Lee, W. and Kim, S., 2009. Effect of grinding aids on the kinetics of fine grinding energy consumed of calcite powders by a stirred ball mill, *Adv. Powder Technol.*, 20(4), 350–354.

Cleary, P.W., Sinnott, M., Morrison, R., 2006. Analysis of stirred mill performance using DEM simulation: Part 2- Coherent flow structures, liner stress and wear, mixing and transport, *Minerals Engineering*, 19, 1551-1572.

Dikmen, S. and Ergün, Ş.L., 2004. Karıştırmalı bilyalı değirmenler, *Madencilik Dergisi*, 43(4), 3–15.

Dürr, H.M., 2002. Maxxmill® - The Alternative to the drum mill, 10th European Symposium on Comminution, 2-5 September, Heidelberg, Germany.

He, M. and Forssberg, E., 2007. Influence of slurry rheology on stirred media milling of quartzite, *Int. J. Mineral Processing*. 84, 240-251.

Jankovic, A., 2003. Variables affecting the fine grinding of minerals using stirred mills, *Minerals Engineering*, 16(4), 337–345.

Kwade, A., 1999. Wet comminution in stirred media mills-research and its practical Application, *Powder Technology*, 105, 14-20.

Kwade, A. and Schwedes, J., 2007. Wet Grinding in Stirred Media Mills, *Handbook of Powder Technology*, 12, 251-382.

Mankosa, M.J., Adel, G.T. and Yoon, R.H., 1986. Effect of media size in stirred ball mill grinding of coal, *Powder Technology*, 4, 75–82.

Mankosa, M.J., Adel, G.T. and Yoon, R.H., 1989. Effect of operating parameters in stirred ball mill grinding of coal, *Powder Technol.*, 59(4), 255–260.

Mende, S., Kolb, G., Enderle, U., 2006. Nanoparticle Grinding and Dispersing, <http://www.ceramicindustry.com>.

Mende, S., Schwedes, J., 2006. Mechanical Production and Stabilization of Nanoparticles by

- Wet Comminution in Stirred Media Mills, Powder handling & processing, 18(6), 366-373.
- Möller, H.H. and Hörnle, R., 1972. Wirkungsmechanismus der Nasszerkleinerung in der Rührwerkskugelmühle, Dechema Monography, 69 (TI 2), 631–661.
- Orumwense, O.A., 1992. Kinetics of fine grinding in an annular ball mill, Powder Technology, 73, 101-108.
- Patel, C.M., Chakraborty, M. and Murthy, Z.V.P., 2014. Enhancement of stirred media mill performance by a new mixed media grinding strategy, Journal of Industrial and Engineering Chemistry, 20(4), 2111–2118.
- Prestidge, C.A., 1997. Rheological investigations of galena particle interactions, Colloids Surf., 126, 75–83.
- Rose, H.E. and Sullivan, R.M.E., 1958. A treatise on the internal mechanics of ball, tube and rod mills, Chemical Publishing Company, New York, NY.
- Rydin, R.W., Maurice, D. and Courtney, T.H., 1993. Milling dynamics: Part 1. Attritor dynamics: results of a cinematographic study, Metall. Trans., 24A, 175–185.
- Sakthivel, S., Krishnan Ventakesen, V. and Pitchumani, B., 2008. Influence of suspension stability on wet grinding for production of mineral nanoparticles, Particuology, 6, 120-124.
- Sakthivel, S. and Prasanna Venkatesh, R., 2012. Solid state synthesis of nano- mineral particles, International Journal of Mining Science and Technology, 22, 651-655.
- Schmidt, W.G., 1991. Ultra-fine grinding of ceramic powders for the sintering process, Interceram, 40, 15–8.
- Schönert, K., 1986. Advances in the physical fundamentals of comminution, Advances in Mineral Processing-A Half-Century of Progress in Application of Theory to Practice (ed. P. Somasundaran), Proceedings of a symposium honoring Nathaniel Arbiter on his 75th birthday, SME/AIME, Littleton, CO. 28 p.
- Somasundaran, P. and Moudgil, B.M., 1998. Grinding aids based on slurry rheology control, reagents in mineral technology, Surfactant Sci. Ser., 27, 179–93.
- Stenger, F., Mende, S., Schwedes, J., Peukert, W., 2005. The influence of suspension properties on the grinding behaviour of alumina particles in the sub-micron size range in stirred media mills, Powder Technology, 156, 103-110.
- Szegvari, A. and Yang, M., 1999. Attritor grinding and dispersing equipment, Seminar on dispersion of pigments and resins in fluid media, Kent State University, April 29, Kent, Ohio.
- Turgut, Y., Efosa, I., Johnson, J. and Sturgess, C.A., 2004. Simulation study of sulphur grindability in a batch ball mill, Powder Technol., 146(3), 193–199.
- Tüzün, M.A., 1994. A study of comminution in a vertical stirred ball mill, Thesis (PhD), Chemical Engineering Department, University of Natal.
- Vallar, S., Houivet, D., El Fallah, J., Kervadec, D. and Haussonne, J.M., 1999. Oxide slurries stability and powders dispersion: Optimization with zeta potential and rheological measurements, J. Eur. Ceram. Soc., 19(6–7), 1017–1021.
- Wang, Y. and Forssberg, E., 1995. Dispersants in stirred ball mill grinding, Kona, Powder and Particle Journal., 13, 67-77.
- Wang, Y., Forssberg, E. and Sachweh, J., 2004. Dry fine comminution in a stirred media mill - MaxxMill®, Int. J. Mineral Processing, 74, 65–74.
- Wang, Y. and Forssberg, E., 2006. Production of carbonate and silica nano-particles in stirred bead milling, Int. J. Miner. Process., 81, 1-14.
- Wang, Y. and Forssberg, E., 2007. Enhancement of energy efficiency for mechanical production of fine and ultra-fine particles in comminution, China Particuology, 5, 193-201.
- Yue, J. and Klein, B., 2006. Effects of bead size on ultrafine grinding in a stirred bead mill, Advances in comminution, Kawatra S. (ed.), Society for Mining, Metallurgy and Exploration Inc. 87-98.
- Zheng, J., Harris, C.C. and Somasundaran, P., 1996. A study on grinding and energy input in stirred media mills, Powder Technology, 86(2), 171–178.
- Zheng, J., Harris, C.C. and Somasundaran, P., 1997. The effect of additives on stirred media milling of limestone, Powder Technology, 91(3), 173–179.





# Balya (Balıkesir) Yöresi Kurşun-Çinko Atıklarından Kurşunun Çözünmesinde Okzalik Asidin Etkisi

## *Effect of Oxalic Acid on Dissolution of Lead from Balya (Balıkesir) Region Lead-Zinc Tailings*

İ. Kurşun, M. Terzi

*İstanbul Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü, 34320, Avcılar, İstanbul, Türkiye*

**ÖZET** Bu çalışma kapsamında Balıkesir Balya bölgesi kurşun-çinko flotasyon tesisi artıklarındaki değerli metallere oksalit asit liçi yöntemiyle zenginleştirme olanaklarının değerlendirilmesi amaçlanmıştır. Flotasyon artıklarında bulunan kurşunun hidrometalurjik olarak geri kazanılabilmesi; çözümlenür kurşun bileşikler oluşturacak reaktiflerin kullanılmasıyla mümkün olabilmektedir. Oksalik asit, diğer organik asitlerle karşılaştırıldığında, yüksek asit etkinliği, iyi bir kompleks oluşturma özelliğine sahip olması ve iyi bir indirgeyici reaktif olması nedeniyle potansiyel bir liç reaktifidir.

Bu çalışma kapsamında Balıkesir Balya bölgesi kurşun-çinko flotasyon tesisi artıklarındaki değerli metallere oksalit asit liçi yöntemiyle zenginleştirme olanaklarının değerlendirilmesi amaçlanmıştır. Liç deneylerinde; %5-10-15-20-25-30-35 katı oranları, 15-30-60-90-120-150-180-210 dakikalık liç süreleri ve 25-40-60 °C çözündürme sıcaklıkları denenmiş olup Pb için en iyi sonuçlar -75 µm parça boyutu, %25 katı oranı, 0,5 M H<sub>2</sub>C<sub>2</sub>O<sub>4</sub> konsantrasyonu, 120 dakikalık liç süresi ve 60 °C çözündürme sıcaklığı koşullarında elde edilmiştir. Belirtilen en uygun koşullarda gerçekleştirilen deneyler sonucunda, %27,18 Pb çözünme verimi elde edilmiştir.

**ABSTRACT** Within the scope of this study, evaluation of the possibility of enrichment of precious metals in residues of lead-zinc flotation plant in Balya (Balıkesir) region by oxalic acid (H<sub>2</sub>C<sub>2</sub>O<sub>4</sub>) leaching method was aimed. Hydrometallurgical recovery of lead present in flotation residues is only possible by using reagents to form soluble lead compounds. Oxalic acid is a potential leaching reagent when compared to other organic acids because of its high acid activity, its ability to form a good complexes and its good reductive reactivity.

Within the scope of this study, evaluation of the possibility of enrichment of precious metals in residues of lead-zinc flotation plant in Balıkesir Balya region by oxalic acid (H<sub>2</sub>C<sub>2</sub>O<sub>4</sub>) leaching method was aimed. In this study, during leaching experiments; 5-10-15-20-25-30-35% solid ratios, 15-30-60-90-120-150-180-210 minute leaching times and 25-40-60 °C pulp temperatures were investigated and the best results in terms of Pb dissolution were obtained under the parameters of -75 µm particle size, 25% solid ratio, 0.5 M H<sub>2</sub>C<sub>2</sub>O<sub>4</sub> concentration, 120 minute leaching time and 60 °C pulp temperature. As a result of the experiments carried out under these optimum conditions, 27.18% Pb dissolution ratio was obtained.

## 1 GİRİŞ

Eskiçağ'dan beri bilinen, yumuşak ve yoğun metallere biri olan kurşunun galen (PbS), seruzit (PbCO<sub>3</sub>), anglezit (PbSO<sub>4</sub>) ve

jamesonit (Pb<sub>5</sub>FeSb<sub>6</sub>S<sub>14</sub>) gibi önemli mineralleri ile birlikte doğada 130'dan fazla minerali bulunmaktadır (Nunez vd., 1990; Kurşun vd. 2008; Zárate-Gutiérrez vd. 2010; Mindat, 2017). Çeşitli metallere kolayca ve her oranda alaşım yapan kurşun ayrıca

yumuşaklık ve işlenme kolaylığı, aşınmaya karşı direnci, enerji absorpsiyonu ve kısa dalga ışınları geçirmeme gibi özellikleri dolayısıyla kabloların koruyucu kaplamaları, çeşitli levha ve boruların yapımı, boya ve çeşitli kimyasal maddelerin üretimi ve radyoaktif vb. ışınlardan korunma araçları gibi geniş kullanım alanlarına da sahiptir (Yüce, 1998; Turan, 2002; Jalali vd., 2002).

20. yüzyılın başlarından itibaren flotasyon yönteminin gelişmesiyle daha kaliteli konsantrelerin elde edilebilme olanaklarının artması ile kurşun zenginleştirilmesinde büyük kolaylıklar sağlanmıştır (Bulut, 1991; Kıran ve Şahin, 2005). Ancak, zenginleştirme işlemi esnasında ve sonrasında ortaya çıkan flotasyon artıkları kimyasal yapı ve oksitlenme derecesi bakımından diğer artıklardan farklılık göstermektedir (Aykaç, 2006). Bu nedenle de, çeşitli kademelerde üretilen artıklardan metalik değerlerin kazanılmasına yönelik olarak bazı cevher hazırlama ve hidrometalurjik yöntemler uygulanmaktadır (Önal vd., 2005; Aykaç, 2006).

Kurşunun hidrometalurjik olarak geri kazanılabilmesi; sülfürik asit, sodyum hidroksit ve amonyum hidroksitli çözücüler gibi, çözünür kurşun bileşikleri oluşturacak reaktiflerin kullanılmasıyla mümkün olabilmektedir (Frenay, 1985; Okyay, 2013; Yıldız 2015). Organik bir asit türü olan oksalik asit, çevresel açıdan bir sorun teşkil etmemekle birlikte ekonomik açıdan da kullanılabilir reaktiftir (Arslan ve Bayat, 2008). Oksalik asit, diğer organik asitlerle karşılaştırıldığında, yüksek asit etkinliği, iyi bir kompleks oluşturma özelliğine sahip olması ve iyi bir indirgeyici reaktif olması nedeniyle potansiyel bir liç reaktifidir (Hacıfazlıoğlu vd., 2016). Oksalik asit liçi yöntemiyle kurşunun kazanılması ile ilgili yapılmış olan çeşitli çalışmalar literatürde yer almaktadır (Burckhard vd., 1995; Fomina vd., 2005; Ettl vd., 2009). Bu çalışma kapsamında da Balıkesir Balya bölgesi kurşun-çinko flotasyon tesisi artıklarındaki değerli metallerin oksalik asit liçi yöntemiyle zenginleştirme olanaklarının değerlendirilmesi amaçlanmıştır.

## 2 MALZEME VE YÖNTEM

Balıkesir Balya bölgesinde faaliyet gösteren özel bir firmanın flotasyon tesisinden temin edilen numuneler, tesisin filtrasyon çıkışından periyodik olarak yaklaşık %20 rutubet içeriğiyle alınarak plastik variller içinde

biriktirilmiştir. Konileme-dörtleme yöntemi ve numune bölücü ile sistematik olarak azaltılan numuneler, deneysel çalışmalara hazır hale getirilmiştir.

Liç deneyleri erlenmayerler içerisinde yapılmıştır. Liç işleminde, karıştırma hızı ve liç sıcaklığı kontrolü karıştırma mekanizması olarak karıştırılmalı su banyosu kullanılmıştır. Kimyasal çözündürme (liç) deneyleri kapsamında, karıştırma hızı, pH ve liç sıcaklığı gibi parametreler periyodik olarak ölçülmüştür. Liç işlemi sonrasında çözeltiler 4 µm açıklığa sahip filtre kâğıtları (Whatman, ABD) ile filtre edilmiş ve tüm deneylerde katı kalıntı %1'lik seyreltik H<sub>2</sub>C<sub>2</sub>O<sub>4</sub> çözeltisi ile 2 defa yıkanmıştır. Katı faz kurutulmuş ve ICP-MS (kütle spektrometrisi) kalitatif analiz yöntemi kullanılarak kimyasal analizler gerçekleştirilmiştir. Liç verimleri ise Eşitlik 1' göre hesaplanmıştır (L.V.: Liç Verimi, B: Besleme, K: Kalıntı).

$$\% L. V. = [(B (Pb) - K (Pb))/B (Pb)] * 100 \quad (1)$$

0,5 M dihidrat H<sub>2</sub>C<sub>2</sub>O<sub>4</sub> kullanılarak, %5 ila 35 katı oranı; 15 ila 210 dakikalık liç süresi; 25 ila 60 °C'lik çözündürme sıcaklığı koşullarında, her bir parametre için en uygun koşullar belirlenmiştir. En uygun parça boyutunu belirlemek amacıyla yapılan ön deneyden elde edilen sonuçlara göre; liç deneylerinde kullanılacak numuneler bir çelik bilyalı değirmen-elek kapalı devre sisteminde kontrollü olarak -75 µm parça boyutuna öğütülmüştür. Deneyler esnasında söz konusu parametrelerin Pb çözünme verimleri üzerindeki etkileri gözlenmiştir.

## 3 BULGULAR

### 3.1 Numunenin Özellikleri

Numuneler üzerinde yapılan yaş elek yöntemi ile yapılan parça boyut dağılımı analizi sonuçlarına göre malzemenin d<sub>20</sub> boyutu 27 µm, d<sub>50</sub> boyutu 116 µm ve d<sub>80</sub> boyutu 220 µm olarak tespit edilmiştir. Numunenin yoğunluğunun belirlenmesi amacıyla piknometre ile yapılan yoğunluk analizi sonucunda numunenin ortalama yoğunluğu 3,29 g/cm<sup>3</sup> olarak tespit edilmiştir.

Elek analizi sonucunda elde edilen fraksiyonların mineral kompozisyonlarının belirlenmesi amacıyla optik mikroskop altında incelemeler yapılmıştır. Optik mikroskop incelemeleri sonucunda numunedeki galen, sfalerit, pirit ve manyetit gibi opak minerallerin genellikle -500+106

um boyut aralığında daha yüksek oranda bulunduğu gözlemlenmiştir. Bu durum da ilgili minerallerin serbestleşme tane boyutunun belirtilen fraksiyon aralığında olduğuna işaret etmektedir. Numunedeki kuvars ve kalsit gibi gang minerallerinin ise nispeten daha ince boyutlarda yoğunlaştığı görülmüş olup, opak minerallere kıyasla bu fazların tam olarak serbestleşmediği ve bir miktar sıvanma ve kapanım formunda opak mineral ihtiva ettiği görülmüştür.

Numunenin komple kimyasal analizi sonucunda, numunenin özellikle yüksek miktarlarda; 1500 ppm Pb, 1548 ppm Zn, 427 ppm As ve 4 ppm Ag içerdiği belirlenmiştir.

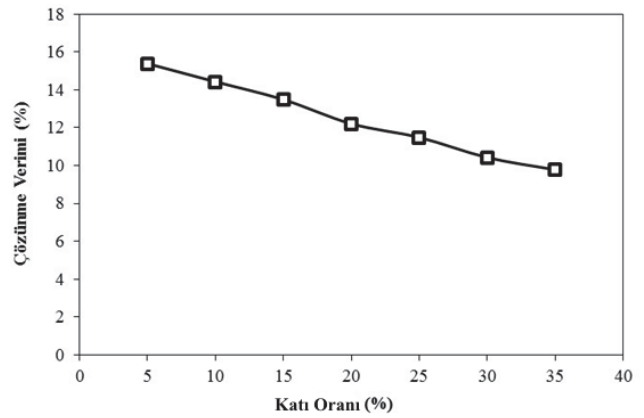
Numunenin mineral içeriklerinin tespiti için XRD analizleri gerçekleştirilmiştir. Yüksek oranda manyetit ve galen içerdiği belirlenen numunenin; ayrıca tetraedrit, albit, kalsit, pirit, kuvars ve dolomit minerallerini de bünyesinde bulundurduğu tespit edilmiştir.

### 3.2 Oksalik Asitle ( $H_2C_2O_4$ ) Liç Deneyleri

Balıkesir-Balya Bölgesi'nden temsili olarak alınan kurşun-çinko artık numuneleri üzerinde yapılan liç deneylerinde çözücü reaktif olarak çevre dostu ve bitkisel kökenli organik bir asit olan  $H_2C_2O_4$  çözeltilisinin denenmesi uygun görülmüş ve bu kapsamda katı oranı, liç süresi, çözüldürme sıcaklığı ve asit dozajı parametrelerinin Pb çözünme verimlerine etkileri incelenmiştir.

#### 3.2.1 Katı oranı etkisi

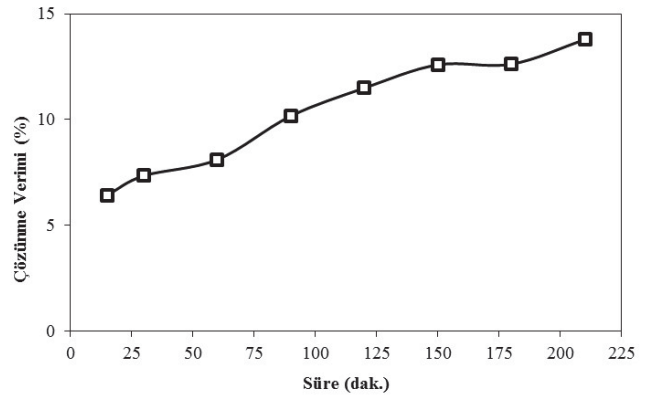
Katı oranı etkisinin belirlenmesi için yapılan deneylerde, %5 ile %35 aralığındaki katı oranları test edilmiş ve en yüksek Pb çözünme verimi %15,39 ile %5 katı oranı şartlarında gerçekleşmiştir. Bu noktadan sonra katı oranı arttıkça verim azalmaya başlamıştır (Şekil 1). Deneylerde, %5 katı oranında daha yüksek bir çözünme verimi elde edilmesine rağmen çözünme verimleri arasında önemli bir fark görülmemiştir. Aynı zamanda, çalışma sonucunda elde edilecek optimum parametrelerin endüstriyel ölçekte de kullanılabilirliği göz önünde bulundurulduğundan çok düşük bir katı oranı olan %5 değerinin endüstriyel olarak uygulanabilir olmaması nedeniyle çözünme verimi açısından ortalama bir katı oranı değeri olan %25 katı oranı optimum değer olarak belirlenmiştir.



Şekil 1. Pb çözünme veriminin katı oranına göre değişimi (40 °C sıcaklık, 0,5 M  $H_2C_2O_4$  konsantasyonu ve 120 dakikalık liç süresi)

#### 3.2.2 Liç süresinin etkisi

Liç süresinin Pb çözünme verimlerine olan etkisinin incelendiği deneysel çalışmalar 15-210 dakika aralığında liç süreleri denenerek gerçekleştirilmiştir (Şekil 2). Deneylerde, 120 dakikaya kadar Pb çözünme verimlerinde artış gözlenmişse de, bu noktadan sonra önemli bir değişiklik görülmemiştir. Liç işleminin gerçekleşme hızının çözücü reaktif ile kıymetli metal arasında oluşan kimyasal reaksiyonun hızına bağlı olmasından dolayı, 120 dakika liç süresi sonucunda PbS ile oksalik asit arasında gerçekleşen reaksiyonun büyük ölçüde tamamlanması nedeniyle en uygun liç süresi 120 dakika olarak belirlenmiştir.

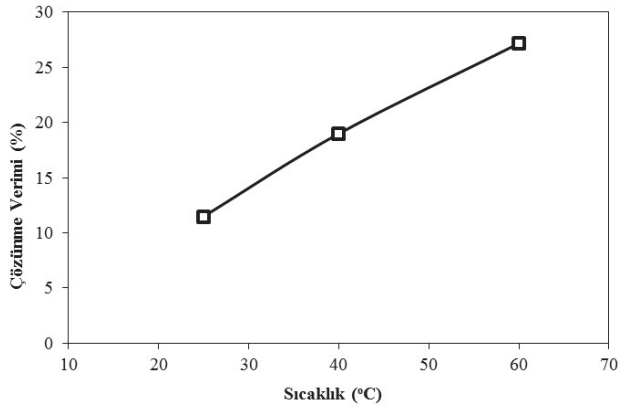


Şekil 2. Pb çözünme veriminin süreye göre değişimi (40 °C sıcaklık, 0,5 M  $H_2C_2O_4$  ve %25 katı oranı)

#### 3.2.3 Çözüldürme sıcaklığının etkisi

Pb çözünme veriminin 25-60 °C çözüldürme sıcaklıklarına göre değişimi Şekil 3'de verilmiştir.





Şekil 3. Pb çözünme veriminin çözündürme sıcaklığına göre değişimi (%25 katı oranı, 0,5 M H<sub>2</sub>C<sub>2</sub>O<sub>4</sub> ve 120 dakika liç süresi)

Pb çözünme verimi çözündürme sıcaklığına bağlı olarak giderek artış göstermiş ve en yüksek Pb çözünme verimi %27,18 ile 60 °C şartlarında gerçekleşmiştir.

Normal koşullar altında, liç yöntemiyle verimli bir şekilde kazanılması oldukça zor olan metallerin kazanımı çözündürme sıcaklığının arttırılmasıyla mümkün olabilmektedir. Ancak, çözündürme sıcaklığının cevherin mineralojik kompozisyonuna bağlı olarak belirli bir değerden daha fazla arttırılması hem istenmeyen bazı bileşiklerin çözünmesine neden olmasıyla teknolojik zorluklar ortaya çıkarabilmekte, hem de buna bağlı olarak ek prosesler ihtiyacı nedeniyle maliyetleri arttırabilmektedir. Bu nedenlerden dolayı, en uygun çözündürme sıcaklığı 60 °C olarak belirlenmiştir.

#### 4 SONUÇLAR

Bu çalışma kapsamında, kurşun çinko zenginleştirme tesisi artıklarında bulunan değerli metallerin, çözücü reaktif olarak çevre dostu bir organik asit olan oksalik asit kullanımında gerçekleştirilen liç prosesiyle zenginleştirme olanakları araştırılmıştır. Çalışma kapsamında Türkiye’de Balıkesir-Balya yöresinde faaliyet gösteren bir kurşun-çinko flotasyon tesisinden artık numuneleri alınmış, bu numuneler üzerinde laboratuvar ölçekli liç deneyleri yürütülmüş ve deneylerde katı oranı, liç süresi ve çözündürme sıcaklığının kurşun çözünme verimlerine etkileri incelenmiştir.

Liç deneylerinde; %5-10-15-20-25-30-35 katı oranları, 15-30-60-90-120-150-180-210 dakika liç süreleri ve 25-40-60 °C çözündürme sıcaklıkları denenmiş olup Pb

için en iyi sonuçlar -75 µm parça boyutu, %25 katı oranı, 0,5 M H<sub>2</sub>C<sub>2</sub>O<sub>4</sub> konsantrasyonu, 120 dakikalık liç süresi ve 60 °C çözündürme sıcaklığı koşullarında elde edilmiştir. Belirtilen bu en uygun koşullarda gerçekleştirilen deneyler sonucunda, %27,18 Pb çözünme verimi elde edilmiştir. Aynı bölge cevherinin eski flotasyon artıkları üzerinde geçmişte yapılmış olan çalışmalarda (Uçurum ve Ulu, 1987) daha yüksek Pb kazanma verimleri elde edilmiş olmakla birlikte, bu çalışmada kullanılan cevherin Pb içeriği, parça boyutu ve tane serbestliği gibi özellikleri açısından farklı özellikler taşıması ve aynı cevher üzerinde daha önce incelenmemiş bir zenginleştirme prosesinin denenmesi verim değerinin %27 seviyesinde olmasının başlıca nedenleridir.

Sonuç olarak bu çalışma kapsamında elde edilmiş olan verilerin kurşun-çinko artıklarından geri kazanım hususunda teknolojik ve bilimsel katkı sağlaması hedeflenmiştir. Kurşun-çinko flotasyonu sonucu açığa çıkan artıklar, flotasyonla zenginleştirilememiş değerli metalleri hala bünyesinde bulundurmasından dolayı, bu içeriklerin tekrar değerlendirilmesi hem ekonomik açıdan hem de artıkların geri dönüşümü açısından oldukça önemlidir. Bir organik asit olan oksalik asit denerek kimyasal çözündürme yöntemi ile kurşun-çinko artıklarından kurşun içeriklerinin kazanımının, alternatif çözücülerin kullanımı açısından incelenmesi gereken bir proses olduğu bu çalışma ile desteklenmiştir. Oksalik asit ile yapılan liç deneylerinde parametre optimizasyonu sonucunda kurşun çözünme veriminin belirli bir seviyenin üzerine getirilemeyerek diğer yöntemler kadar başarılı olamaması nedeniyle literatürde çeşitli metallerin çözündürülmesinde kullanılmış olan tartarik asit, formik asit ve sitrik asit gibi farklı organik asitlerin de kurşun çözünme verimi üzerine etkilerinin incelenmesi bu çalışmanın devamı olarak planlanmaktadır.

#### TEŞEKKÜR

Yazarlar bu çalışmaya olan katkılarından dolayı Maden Mühendisi Kimet BATMAZ’a teşekkürü bir borç bilir.



## KAYNAKLAR

- Arslan V., Bayat O., 2008. Feldspattaki demirin oksalik asit liçi ile uzaklaştırılması, *Madencilik*, 47, 1, s. 35-41.
- Aykaç, Y., 2006. *Oksit-sülfür karışımı kurşun-çinko cevherlerinin flotasyon artıklarından hidrometalurjik yöntemlerle çinko kazanılması*, İstanbul Teknik Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü, Yüksek Lisans Tezi, İstanbul.
- Bulut, G., 1991. *Balıkesir-Balya yöresi kurşun-çinko artıklarının değerlendirilmesi*, İstanbul Teknik Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü, Yüksek Lisans Tezi, İstanbul.
- Burckhard S. R., Schwab A. P., Banks M. K., 1995. The effects of organic acids on the leaching of heavy metals from mine tailings, *Journal of Hazardous Materials*, 41, p. 135-145.
- Ettler V., Vrtiskova R., Mihaljevic M., Sebek O., Grygar T., Drahotka P., 2009. Cadmium, lead and zinc leaching from smelter fly ash in simple organic acids—Simulators of rhizospheric soil solutions, *Journal of Hazardous Materials*, 170, 2-3, p. 1264-1268.
- Fomina M., Hillier S., Charnock J. M., Melville K., Alexander I. J., Gadd G. M., 2005. Role of oxalic acid overexcretion in transformations of toxic metal minerals by *beauveria caledonica*, *Applied and Environmental Microbiology*, 71, 1, p. 371-381.
- Frenay J., 1985. Leaching of oxidized zinc ores in various media, *Hydrometallurgy*, 15, 2, p. 243-253.
- Hacıfazlıoğlu H., Terzi M., Tombal T. D., Kurşun İ., 2016. Silis kumunun liç yöntemi ile saflaştırılmasında organik ve inorganik asitlerin verimliliğinin araştırılması, *Adıyaman Üniversitesi Mühendislik Bilimleri Dergisi*, 4, s. 11-18.
- Jalali R., Ghafourian H., Asef Y., Davarpanah S. J., Sepehr S., 2002. Removal and recovery of lead using nonliving biomass of marine algae, *Journal of Hazardous Materials*, B92, p. 253-262.
- Kıran Y., Şahin A., 2005. The effects of the lead on the seed germination, root growth, and root tip cell mitotic divisions of *lens culinaris medik*, G. U. *Journal of Science*, 18(1), s. 17-25.
- Kurşun, İ., Kahrıman, A., Demir, İ., Turgut, S., 2008. Türkiye kurşun çinko madenciliğinin genel bir değerlendirmesi, *Türkiye Kurşun Çinko Yataklarının Jeolojisi, Madenciliği ve Mevcut Sorunları Sempozyumu Bildiriler Kitabı*, Sf:366-379, 14-16 Ocak 2008, İstanbul.
- Mindat, 2017. [online], *The mineralogy of lead*, <https://www.mindat.org/element/Lead> [Ziyaret Tarihi: 07.03.2017].
- Nunez, C., Espiell, F., Garcia Zayas, J., 1990. *Kinetics of galena leaching in hydrochloric acid-chloride solutions*.
- Okyay, V., 2013. Cevher zenginleştirmede liç yöntemi, *Madencilik Türkiye Dergisi*, s. 96-104.
- Önal G., Bulut G., Gül A., Kangal O., Perek K. T., Arslan F., 2005. Flotation of Aladag oxide lead-zinc ores, *Minerals Engineering*, 18, 2, p. 279-282.
- Turan, M., 2002. *Çinko ekstraksiyon artığından çinko ve kurşunun geri kazanılması*, Fırat Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü, Yüksek Lisans Tezi, Elazığ.
- Uçurum, M., Ulu, E. 1987. Balıkesir-Balya Kurşun-Çinko Sahasındaki Jig ve Birinci Flotasyon Artıklarının Teknolojik Değerlendirilmesi, *Madencilik Dergisi*, 26(3), 5-13.
- Yıldız, N., 2015. *Minerallerin zenginleştirilmesi*, Cevher Hazırlama ve Zenginleştirme 2. Cilt.
- Yüce, E.A., 1998. *Türkiye kurşun envanteri*, İstanbul Maden ve Metaller İhracatçıları Birliği Yayınları (İMİB).
- Zárate-Gutiérrez, R., Lapidus, G. T., Morales, R. D., 2010. Pressure leaching of a lead-zinc-silver concentrate with nitric acid at moderate temperatures between 130 and 170 °C, *Hydrometallurgy*, 104(1), p. 8-13.



# Uzunayak Hidrolik Tahkimatlarında Ölçülen, Hidrolik Basınç Değişimleri

## *Hydraulic Pressure Differentiation at Longwall Hydraulic Supports*

H.E. Sopacı

Demir Export, Soma-Eynez Kömür A.Ş. Manisa

M.K. Gökay

Selcuk Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Konya.

**ÖZET** Hidrolik tahkimat sistemlerinin kömür madenciliğinde kullanılan maden makineleri ve ekipman listesi içinde özel bir yeri vardır. Uzunayak çalışması sırasında hidrolik tahkimatların üzerine gelen yükler tavan tabakalarının davranışlarını gösterirken, ayak içi kazı çalışmalarıyla da bağlantılı olarak değişimler gösterebilmektedir. Hidrolik tahkimatların ayak içinde ön pozisyona ilerletildikten sonra, hidrolik sistemleri kapatılarak, bu tahkimatlardaki hidrolik basıncın sadece onlara gelen tavan basıncıyla değişmesi sağlanmıştır. Hidrolik tahkimatların, hidrolik sistem basınçlarındaki farklılıklar ayak çalışma aşamalarıyla birlikte kaydedilmiştir. Ayak çalışmalarının, uzunayak aynası üstünde ve ayak boşluğu üstünde oluşturduğu kaya yükü değişimlerine bağlı olarak gelişen ayak tahkimat yükleme farklılıklarının tespiti bu araştırmanın inceleme konusudur. Hidrolik tahkimatlardan otomatik olarak ölçülen hidrolik basınç değerlerinin, bu tahkimatlara gelen tavan yük değerleriyle değişimi söz konusu olduğuna göre, diğer özel hidro-mekanik faktörler incelenip bunların etkisi elendikten sonra, ayak üstünden tahkimatlara gelen tavan yükündeki değişim Demir Export A.Ş., Soma-Eynez yeraltı kömür işletmesi için incelenmiş ve elde edilen verilerin işyeri güvenliğine etkisi değerlendirilmiştir.

**ABSTRACT** Hydraulic face supports have taken especial position, consideration, in underground coal mining machineries and equipment lists. Overburden load acting on underground longwall face hydraulic supports have been differentiated due to roof rock structures and their mechanical properties. These loads can also be changed due to longwall face excavation activities. In this research, after finishing hydraulic face supports advance movements, hydraulic systems of the face supports in Soma-Eynez underground coal mine (operating by Demir Export Co., in Turkey) were locked to observe hydraulic pressure differentiation in their hydraulic systems. Hydraulic pressure which was increased gradually in each hydraulic support member had been recorded carefully together with the face mining activities (coal cutting, face conveyor operation, etc.). Overburden loads accumulating on longwall face and roof above the longwall opening influence the loads on the hydraulic supports. Consequently each hydraulic support has its own increasing (or decreasing) hydraulic pressure condition due to roof load differentiations. Since the hydraulic pressures of face supports had been recorded one by one with the face mining activities, their interrelated evaluations were performed to get safer mining conditions.

## 1 GİRİŞ

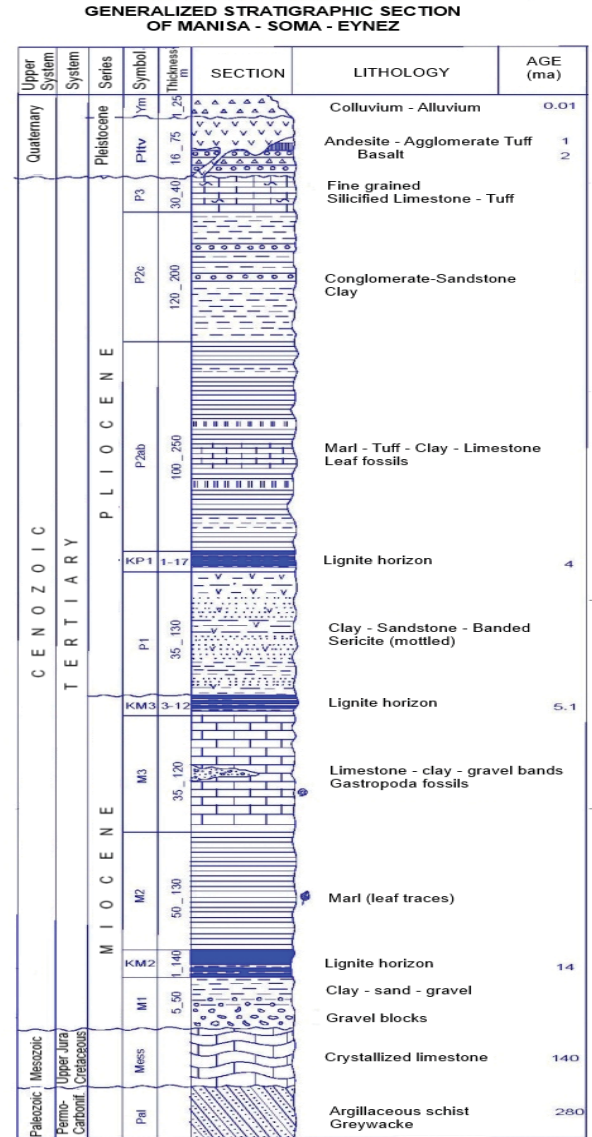
Yeraltı maden işletme yöntemi olan uzunayaklarda kullanılan tahkimat sistemleri yıllar içinde ağaç tahkimatlardan hidrolik yürüyen tahkimatların uygulanmasına doğru bir geçiş göstermiştir. Hidrolik tahkimatların ilk kurulma çalışmaları biraz zaman almakla beraber bunların sağladığı avantajlar çok fazladır. Ayak üretim çalışmaları başladıktan sonra, ayak aynasının ilerlemesini takip eden kısa bir süre içinde, bu tahkimatları ilerletmek ve tavanı hızlı bir şekilde desteklemek mümkün olmaktadır. İlk yükleme anında tavana verdikleri aktif karşı yüklemeyle hemen tavadan gelen yükleri almaya başladıkları için tipik aktif tahkimat davranışı göstermektedirler. Bu özellik onlara avantaj sağladığı için uzunayaklarda tavantaşı deformasyonlarını kontrol altına almada başarıyla kullanılmaktadırlar. Uzunayak yürüyen tahkimatlarının kendi hidrolik sistem basınçlarındaki değişimlerin, ayak üstündeki kaya yükleriyle birlikte incelenmesi daha önce de araştırılan konulardandır (Peng v.d. 1986, Peng 1998, Akdaş v.d. 2000 ve Öğretmen 2015). Bu kapsamda yapılan bu uygulama çalışmasında Soma-Eynez'de bulunan bir yeraltı linyit ocağında kullanılan uzunayak hidrolik tahkimatların üzerine gelen yükler, bu tahkimatların hidrolik sistemlerinden ölçülen hidrolik basınç farklılaşmalarıyla birlikte değerlendirilmeye alınmıştır.

## 2 OCAĞIN GENEL ÖZELLİKLERİ

Araştırma yapılan linyit ocağı, Demir Export A.Ş. tarafından işletilmektedir ve Manisa'nın Soma ilçesi Eynez köyü sınırları içinde yer almaktadır. Eynez köyünün Soma'ya uzaklığı 26 km'dir. Ocağın sahasına Soma-Bergama karayolunun 16. kilometresindeki Cenkyeri kasabasından, güney istikametinde 11 km'lik bir asfalt yol ile ulaşılmaktadır.

Soma-Eynez'de bulunan linyit rezervinin yakınlarındaki temel kayaç birimlerini inceleyen Gemici vd., (1991) bunları Paleozoyik grovak ve Mesozoyik kalker olarak değerlendirmiştir. Soma bölgesinde bulunan Neojen çökeltileri ise Miyosen ve Pliyosen birimleri ile temsil edilmektedir. Bu

bölgede bulunan Miyosen yaşlı Soma formasyonunda altan üste; taban serisi (M1), alt linyit serisi (KM2), marn serisi (M2), kireçtaşı serisi M3), orta linyit serisi KM3) olarak tanımlanmıştır. Pliyosen yaşlı kayaç serisinde ise; kum-kil serisi, üst linyit serisi (KP1), kil-tüf-marn serisi (P2ab), kil-kumtaşı serisi (p2c) yer almaktadır (Gemici vd., 1991). Bu kaya birimlerini ve yaşlarını gösteren genel stratigrafik kesit Şekil 1'te gösterilmiştir.



Şekil 1. Eynez sahası genel stratigrafik kesit durumu (Gemici vd., 1991).

## 3 ÜRETİM FAALİYETLERİ

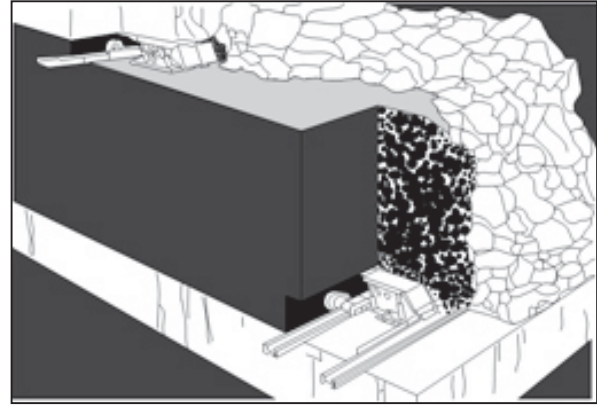
Araştırmanın yürütüldüğü Demir Export A.Ş. tarafından çalıştırılan Doğu Eynez kömür madeninde, genel olarak tam mekanize geri



dönümlü, ara katlı ve göçertmeli uzunayak kömür üretim yöntemi kullanılmaktadır. Bu ocakta, maden işletme yöntemini planlayan işletme mühendisleri, uzunayak ve pano uzunluklarını, yeraltında gözlenen fayların durumuna göre belirlemektedirler. Kömür üretim panoları, tam mekanize kömür üretim faaliyetine göre tasarlanmaktadır. Bu ocakta yürütülen ön planlama çalışmalarından sonra, ocak mühendisleri ayak uzunluğunu 150-180 metre, uzunayak üretim pano boyunu da 650-900 metre olarak tasarlamışlardır. İşletme mühendisleri, planlanan uzunayak ve pano boyutlarını hazırlık çalışmaları sürdürülürken ortaya çıkan jeolojik parametreler, (faylar, fay atımları, fay eğimleri v.b.) nedeniyle yeniden gözden geçirebilmektedir. İhtiyaç duyulduğunda maden işletme planında değişikliğe gidilerek iş ve iş yeri güvenliğini artıracak tedbirler alınmaktadır.

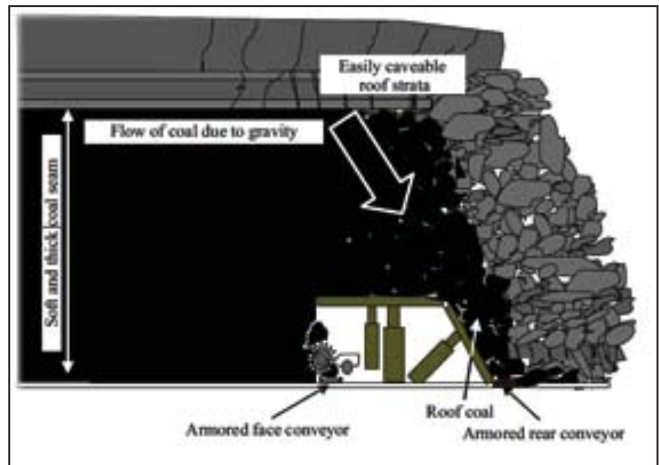
Bu ocakta yeryüzünden yaklaşık 300 metre derinlikte olan işletilebilir linyit damarı, 20-30 metre kalınlığındadır. Kömür kalınlığına bağlı olarak iki veya üç üretim diliminde kazılması planlanmıştır. Tavan taşının hemen altında 3 metre kalınlığındaki ilk dilim alındıktan sonra, sürülen bu birinci dilimin taban seviyesinden yaklaşık 10 metre altında hazırlık çalışmaları yapılacak olan ikinci panonun 3 metrelik kısmı arından, üste kalan 6-7 metrelik kısmı ise göçertilmek suretiyle ayak arkasından alınmak üzere madencilik planlanmıştır.

Bu ocakta bulunan kömür damarı içinde sürülecek üçüncü dilimdeki kömür üretimi; aynı ikinci dilimde uygulanan madencilik kazı yöntemindeki gibi çalışmaları kapsamaktadır. Uzunayaklarda tavadan göçertme yöntemiyle alınacak kömür miktarı ve kalınlığı, işletme mühendisleri tarafından takip edilecek ve ilgili üretim planlaması kararının zamanla göreceli olarak verileceği ön görülmüştür. Bu aşamada verilecek kararlar üzerinde işletilen kömürün ve kömür damarının üstündeki tavan taşı tabakalarının mukavemetleri ve geçebilirlikleri etkili olacaktır. Ara kesmeli tavan göçertmeli mekanize uzunayak kömür üretimi Şekil 2’de gösterilmektedir.



Şekil 2. Ara kesmeli, tavan göçertmeli tam mekanize uzunayak yöntemi (Yetkin v.d., 2016; Şimşir, 2015).

Soma-Eynez linyit ocağındaki maden işletme mühendisleri; Eynez Doğu sahasında kömür üretim yöntemini; “kömür damar kalınlığı, damarın eğimi, damarın doğrultusu, kömürün geçebilirliği, tavan ve taban kayaçlarında gözlenen kaya yapısı bozuklukları (arıza, zayıflık zonları), faylar, uzunayak üretim çalışmaları, kömür üretim miktarı, tahkimat türü, yıllık üretim kapasitesi ve kömürün kendiliğinden yanma” parametrelerini göz önüne alarak, tam mekanize geri dönümlü, ara katlı ve göçertmeli uzunayak yöntemi olarak planlamışlardır. Bu uygulamada uzunayak aynasından kazılan kömüre ilave olarak, ayaktaki yürüyen tahkimatların göçük tarafına konulan ek arka-konveyör üzerine göçertilen (Şekil 3) tavan kömürünün kazanımı da söz konusudur.

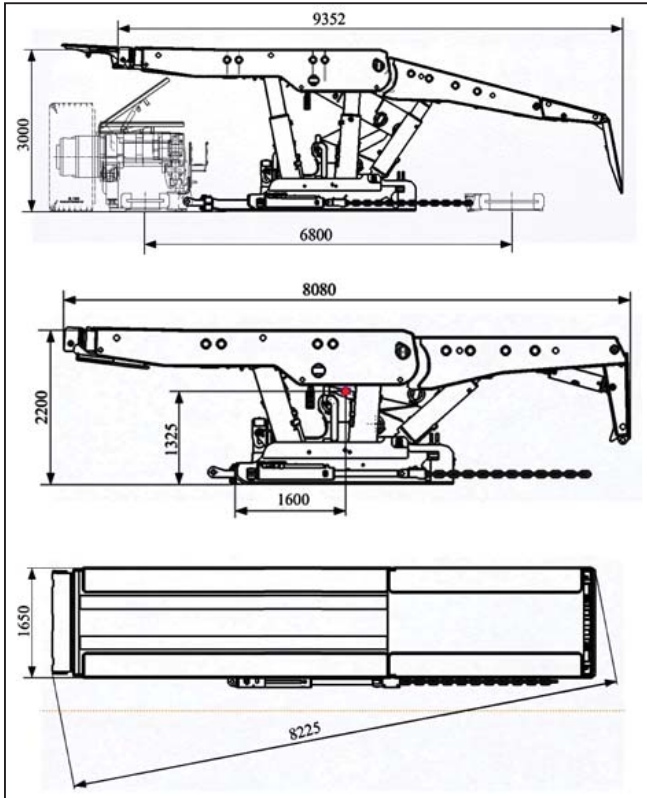


Şekil 3. Soma-Eynez kömür ocağında, uygulanan maden işletme yönteminin benzer uygulamalar için gösterilmiş durumu (Kumar v.d., 2015; Singh, 1999).



### 3.1 Ayak İçi Yürüyen Tahkimat

Soma-Enez kömür ocağında uygulanan uzunayak yönteminde, ayak içi yürüyen tahkimat üniteleri uzunayağın komple tahkimatını sağlamaktadır. Şekil 4’de genel çizimi verilen bu tahkimatlar hidrolik tahkimatlardır ve kömürün hem arından hem de ayak arka kısmından alınmasını sağlayan teknik özelliklere sahiptir. Bu ocakta kullanılan hidrolik tahkimatların ayak arka tarafından (ayak göçük tarafından), çalışılan ayak tavanında kalan kömür damarı kısmından da kömür alınmasını sağlayan düzenekleri bulunmaktadır. Bu tahkimatların göçük tarafındaki koruyucu kanopi plakasının aşağıya doğru hareket ettirilmesiyle, ayak arkası göçük kısmı kontrol edilmekte, böylece ayak arkasına kurulu “arka konveyöre” kömür düşürülmektedir. Kömürün içinde sürülen ikinci ve üçüncü dilim panolarında, kömür tabanında hazırlanan uzunayağın tavan kısmında yaklaşık 6-7 metrelik bir kömür damarı kısmı kalmaktadır. Kalan bu kömür katmanının, aynı kömür damarının taban seviyesinde sürülen mekanize uzunayağın,



Şekil 4. Soma-Eynez’de kullanılan uzunayak hidrolik tahkimat ünitesi genel tasarım boyutları, (Caterpillar, 2014).

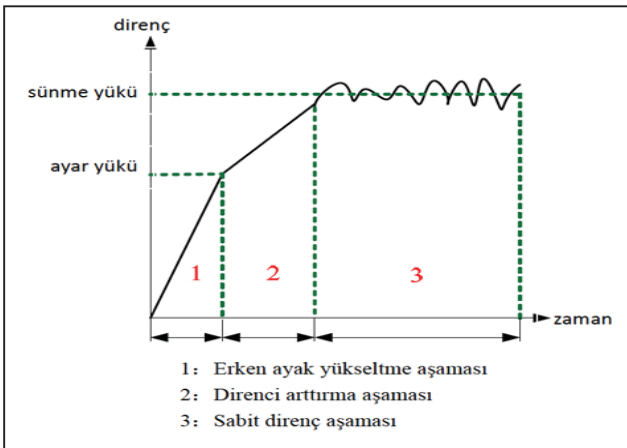
göçük tarafında yapılan göçertme işlemleri sırasında kazanılmasının önemi büyüktür. Bu kömür alınmazsa ilgili damarın büyük bir kısmı yeraltındaki tavan taşlarına karışarak kaybedilecek, heba olacaktır. Bu nedenle bu ocakta ayak arkasına konulan arka konveyör uygulaması, bu ocakta ocak planını yapan maden mühendislerinin ocaktaki kömür damarını kazmak için seçtikleri 2-3 dilimli kömür kazısında, kömür kazanımı için kaçınılmaz bir uygulama olarak karşımıza çıkmaktadır. Bu araştırma çalışmasında, uygulama yapılan uzunayakta, Şekil 4’de gösterilen hidrolik tahkimat ünitesi gibi tahkimatlar kullanılmaktadır. Yürüyen tahkimat özelliği de bulunan bu tahkimatların teknik özellikleri Çizelge 1’de verilmiştir.

Çizelge 1. Soma-Eynez kömür ocağında kullanılan 2000/3200-2X-3200-1750 tipi uzunayak hidrolik tahkimatın genel özellikleri, (Caterpillar, 2014).

Özellikler	Birim	Parametre
Tahkimat tipi	2000/3200-2X-3200-1750	Ayak içi
Silindir sayısı		2
Yüksekliği	mm	2000-3200
Genişliği	mm	1650-1850
Uzunluğu	mm	7825
Ağırlığı	kg	25000
Ayar basıncı (P=320 bar)	kN	5144
Sünme kuvveti (P=425 bar)	kN	6800
İzin verilen değer de devrilmeyi önleme	derece	15
Çalışma yüksekliği	mm	2200-3000
Temel genişliği	mm	1500
Destekleme kuvveti (3000 mm)	bar	8
Zemin basıncı	bar	22

Bu ocakta kullanılmak üzere seçilen hidrolik tahkimat ünitelerinin üzerlerine gelen tavan yüküne göre çalışma karakteristikleri zamana bağlı değişim göstermektedir. Bu değişimin grafiksel gösterimi Şekil 5’de verilmiştir. Tahkimatın ayakta tavanı desteklemek amacıyla kurulması “ayar” aşamasıdır. Hidrolik besleyisi sistem tarafından ayak

içine güvenli borular yoluyla sağlanan basınçlı hidrolik sıvı, hidrolik tahkimatların “ayar” aşamasında her birinin hidrolik mekanizmalarına, (pistonlar v.b. parçalar) doldurulmaya başlanır. Hidrolik tahkimat ünitelerinin içindeki sıvı basıncı yükselmeye başlar, önceden ayarlanmış sistem basıncına ulaşıncaya (tahkimat ünitesi de bu sırada tavan tabakalarına alttan baskı uygulamaya başlamıştır) kadar ayar işlemi devam eder. Bu basınç değerine ulaşıncaya hidrolik tahkimat ünitesinin hidrolik sistemindeki çek-valf kapanır ve hidrolik sıvı dolmuş olur. Bu aşama hidrolik tahkimatın ayak içindeki pozisyonunda kurulum işleminin de tamamlanması anlamını taşır. Bu andan itibaren hidrolik tahkimat tavadan gelen yükleri karşılamaya başlayacağı için kendi hidrolik sistemi içindeki basınç değerleri değişmeye başlayacaktır. Hidrolik tahkimat ünitesinin hidrolik sistemini korumak, yüksek basınç değerleri nedeniyle ani hidrolik sıvı kaçaqlarına engel olmak amacıyla, her bir hidrolik tahkimat ünitesinin önceden ayarlanmış maksimum “erişilmesine izin verilen hidrolik sıvı basınç değeri” vardır. Tavan yükünden dolayı gelişen hidrolik sıvı basıncı, hidrolik tahkimatın bu güvenlik sınırına ulaşırsa önceden ayarlı basınç valfi açılır ve hidrolik tahkimat ünitesinin içindeki basıncı düşürür. Bu sırada hidrolik tahkimatın tavan yüksekliğinde çok küçük bir azalma olacaktır.

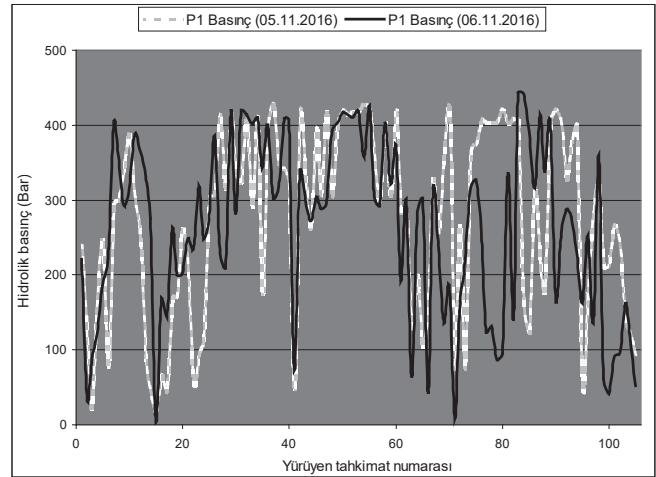


Şekil 5. Yürüyen tahkimatın çalışma eğrisi, (1. Erken ayak yükseltme aşaması, 2. Direnci arttırma aşaması, 3. Sabit direnç aşaması). Hidrolik tahkimatın içinde oluşan hidrolik sıvı basıncını sabit tutmaya yarayan kontrol

mekanizması (basınç kontrol valfi) ayak içindeki çalışmalar sırasında gelişen tavan basınçlarının etkisiyle açılıp-kapanarak tahkimat içindeki hidrolik sıvı basıncını sabit tutar. Bu açılıp kapanmalar sırasında hidrolik tahkimatların titreştiği izlenmiştir.

#### 4 VERİLERİN TOPLANMASI

Soma-Eynez kömür ocağında yapılan bu araştırmada uzunayak yürüyen hidrolik tahkimatlara gelen tavan yükünün durumu hidrolik tahkimat üniteleri içinde gerçekleşen hidrolik sıvı basınç değişiminin izlenmesiyle gerçekleştirilmiştir. Şekil 6 bu amaçla toplanan verilerin; 5.11.2016 (saat 23:15) tarihinden bir sonraki gün olan 6.11.2016 (saat 09:45) tarihine kadar geçen bekleme süresinde (toplam 630 dakika), ayak tahkimatlarında gelişen basınç değişimini göstermektedir. Bu zaman diliminde ayaktaki yürüyen hidrolik tahkimatlarda gelişen hidrolik basınç değerlerinin ayrıntılı dökümü (ayak içindeki ilk 25 hidrolik tahkimat ünitesi için) Çizelge 2’de verilmektedir. Bu incelemede, içinde bulunulan geri dönüşlü uzunayak, pano sonuna göre ~200 metre uzaktadır.



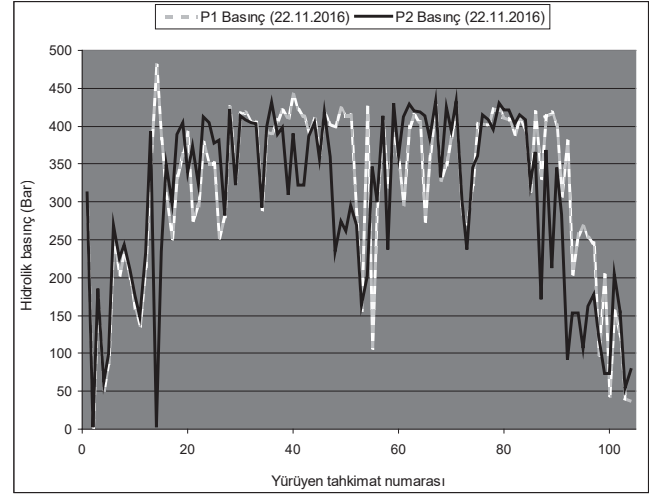
Şekil 6. Uzunayak hidrolik tahkimatlarından alınan hidrolik basınç değişimlerinin, yürüyen tahkimat numaralarına göre grafiksel gösterimi. P1: 05.11.2016 (saat 23:15) tarihli basınç değerleri (açık gri), P1: 06.11.2016 (saat 09:45) tarihli basınç değerleri (siyah). Çizelge 2. Arazi ölçümlerinin yapıldığı uzunayakta, seçilen zaman diliminde

yürüyen tahkimat üniteleri içindeki hidrolik basınç değişimleri.

Şilt No	İlk basınç (bar)	Sonraki basınç (bar)	Fark (bar)
RW	238	221	-17
1	114	35	-79
2	22	86	64
3	171	122	-49
4	244	187	-57
5	77	224	147
6	295	402	107
7	300	361	61
8	339	293	-46
9	387	317	-70
10	303	389	86
11	247	365	118
12	86	331	245
13	44	276	232
14	17	5	-12
15	66	168	102
16	45	146	101
17	170	263	93
18	171	201	30
19	262	203	-59
20	206	250	44
21	55	235	180
22	95	319	224
23	113	250	137
24	305	275	-30
25	307	386	79

Ayak bekleme süresinde edinilen bu değerlere ilave olarak, ayakta kazı yapılırken hidrolik tahkimatların hidrolik sistemlerinde gelişen basınç farklılaşmalarını anlamak için de ölçümler yapılmıştır. Yapılan ölçümlere verilebilecek bir örnek, 22.11.2016 tarihinde, saat 03:10 ile 04:10 arası yapılan ölçümlerdir. Bu ölçümlerde, kömür kesim işleminden hemen önce hidrolik tahkimatların içindeki hidrolik basınç değerleri (P1) elde edilmiştir. Bu ölçümden sonra ayakta bulunan hidrolik tahkimatlar, kendi hizasındaki kömür kesimi tamamlanır tamamlanmaz, (kesimden sonraki 1-3 dakika içinde) peyderpey ilerletilmiştir. İlgili hidrolik tahkimatların ilerletilmesinden sonra tahkimatlara verilen sıkılama hidrolik basıncı bu tahkimatların üstüne rastlayan tavan tabakası yapı farklılaşmasına göre değişim göstermesi beklendiği için, ilgili tahkimatların hidrolik sistemlerinde sıkılama

sonrası gelişen basınç (P2) ölçülmüş, daha önce ölçülen P1 basınç değerleriyle birlikte Şekil 7'de gösterilmiştir.



Şekil 7. Uzunayak hidrolik tahkimatlarından alınan hidrolik basınç değişimleri. (Burada; P1: Kesim öncesi hidrolik basınç değerlerini (açık gri), P2: Kesim sonrası (siyah), tahkimatların ilerletilmesinden ve sıkılama işlemlerinden hemen sonra, bunlar içinde gelişen hidrolik basınç değerlerini göstermektedir).

Bu ölçümlerde, içinde bulunulan geri dönümlü uzunayak pozisyonu, pano sonundan pano başına doğru ~230 metre ilerlemiş durumdadır. Şekil 7'den de anlaşılacağı gibi, bu pozisyondaki uzunayak içinde yeralan bazı yürüyen hidrolik tahkimat elemanlarının P2 değerleri, P1 değerlerinden fazla ölçülmüştür. İncelemeye alınan uzunayakta bulunan 104 hidrolik tahkimatın yarısından fazlasında (% 58,65), sıkılama basınç P2 değeri, P1 hidrolik basınç değerine göre daha fazla seviyededir. Bu tahkimatlar yeni pozisyonlarında, bir önceki P1 basınç seviyelerine göre daha yüksek hidrolik iç basınç seviyelerinden başlayarak tavan yükü almaya başlamıştır.

Seçilen uzunayak içindeki hidrolik tahkimatların, hidrolik iç basınç değerleri ayağın beklemede kaldığı 05.11.2016 gecesinde genel olarak düşüş göstermiştir. Şekil 6'da gösterilen grafiklerde de görüldüğü gibi, ayakta bulunan 104 tahkimat elemanının % 52,88'i içindeki hidrolik iç basınç belirli miktarda düşüş göstermiştir. Bu



ayakta 05.11.2016 gecesi 10,5 saat (630 dak.) süren bekleme süresinde hidrolik tahkimat yükünde artış beklenirken, bu basınçlarda azalma olması, tahkimatlar üzerindeki yüklemenin azalmasına bağlıdır. Şekil 6 incelendiği zaman; bu azalmanın bazı hidrolik tahkimatlarda diğerlerine göre daha fazla olduğu anlaşılmaktadır. İncelenen uzunayakta bulunan toplam 104 hidrolik tahkimat elemanından; 26-27, 36, 46, 65, 68-69, 71, 75-79, 81, 89-90, 93, 96 ve 98-101 sıra/sıra numaraları arasında kalan hidrolik tahkimat elemanlarındaki hidrolik iç basınç düşüşü 100 Bar'dan fazladır. En fazla azalma 325 Bar'lık düşüşle 79. sıra numaralı tahkimat elemanında gerçekleşmiştir. Bu durum hidrolik tahkimatların üzerine gelen pozisyonlardaki tavan yükünde daha fazla azalmaya işaret edebilir. Tavan tabakalarında göçük tarafına doğru gelişen kırılma ve göçme işlevinin, bekleme süresince de devam etmesi, heterojen bu tavan yük dağılımının en önemli nedeni olmalıdır. Şekil 6 uzunayak üstündeki bu heterojen kırılmalara bağlı olarak gelişen gerilme dağılım farklılığının, hidrolik tahkimat basınçlarına etkisinin ölçülmüş halini göstermektedir.

Bu çalışmada, yürüyen tahkimatlar içinde gelişen hidrolik çalışma basıncının, ayakta kömür kazısı yapıldığı andaki değişimi de incelemeye alınmış, bu değişimin etkileri gözlemlenmiştir. Bu amaçla çalışma yapılan uzunayakta, kullanılan mekanize ayak sistemine ait tanburlu kesici arında kesim yaparken, kömür kazısının yapıldığı ayak pozisyonuna denk gelen 4 adet yürüyen tahkimat elemanı (örnek olarak; 28., 29., 30. ve 31. hidrolik tahkimat) pozisyonu incelemeye alınmıştır. Hidrolik sistem basıncı, ayak tanburlu kesici pozisyonuna göre 31. hidrolik tahkimat elemanından ölçülerek değerlendirilmiştir.

Ayakta yapılan bu gözlem sırasında, tanburlu kesicinin kesim ilerleme yönü izlenecek hidrolik tahkimat sıralamasına göre 28. den 31. tahkimata doğrudur. Tanburlu kesici 28. tahkimatın tam önüne denk gelen yerde aynada kömür keserken, 31. sıradaki hidrolik tahkimat içindeki hidrolik basınç da değişimler başlamaktadır. Yapılan gözlem

örneğinde, bu tahkimat elemanı içindeki hidrolik basınç değeri 417 bardan 421 bara çıkmıştır.

Tanburlu kesici 29. tahkimat hizasına ilerleyip bu tahkimatın tam önüne denk gelen ayna pozisyonunda kömür kesimi yaparken, 31. tahkimat içindeki hidrolik basınç 419 bar değerlerinde seyretmiştir. Tanburlu kesici pozisyonu ilerleyip 30. tahkimatın önünü kesmeye başlayınca, 31. tahkimattaki hidrolik basınç seviyesi 419 bar değerlerinde ölçülmüştür. Tanburlu kesici 31. tahkimat önüne denk gelen ayna pozisyonunda kömür kesimi yaparken, 31. tahkimat içinde anlık ve hızlı hidrolik basınç değişimleri gözlenmiştir. Bu hızla değişen yüksek basınç dalgalanmalarından sonra 31. tahkimat içindeki hidrolik basınç değeri 421 bar seviyesinde durağanlaşmıştır. Tanburlu kesicinin 31. tahkimat hizasına geldiği sırada, 31.tahkimat içindeki hidrolik basınç değeri 417 bar seviyesinde ölçülmüştür. Kömür kesiminin 31. tahkimat önüne denk gelen ayna pozisyonunda yapılıp, kesicinin 32. tahkimat önüne doğru ilerlemesinden sonra, 31.tahkimat içindeki hidrolik basınç 421 barda kalmış olup, bu yürüyen tahkimat elemanının pozisyonu ilerletilene kadar bu basınç seviyesinde kalmıştır. 31. tahkimat elemanı ayak içinde yeni yerine (aynaya doğru) ilerletildikten sonra tavana sıkılanmıştır. Bu sıkılanma sonrasında 31. tahkimat içinde ölçülen hidrolik basınç değeri 408 bar olarak ölçülmüştür.

## **5 SONUÇLAR**

Uzunayaklarda kullanılan yürüyen hidrolik tahkimatların kendi sistemlerindeki hidrolik basınç değişimlerinin analizine yönelik olarak yapılan bu yerinde incelemenin ilk sonucu; yürüyen tahkimatların tavanında tahkimatın sıkılama yapılabileceği, kendini stabil tutabileceği bir tavan taşı tabakasının olmasının öneminin gözlenmesidir. Uzunayaklarda tavan tabakasının bütünüyle bozuk olduğu durumlarda, ayaklarda kurulan yürüyen tahkimatlar yüke girememektedir (sıkılanamamaktadır). Bu durum bu tahkimatların içinde gelişen hidrolik basınç değerlerinden açıkça izlenebilir durumdadır, Tahkimat yüksekliği artırıldığı halde hidrolik

iç basınç artmıyorsa, tavantaşı sıkılama sırasında deformasyon veriyor ve karşı direnç oluşturmuyor demektir. Uygulama sırasında gözlenen, tahkimatlarda okunulan sıkılama hidrolik basınç “dalgalanma” değerleri sınıflandırılırsa; 50 bara kadar ki değişimler “durağan” tip, 50 bardan daha yüksek değişimler de ise “artan” tip, 50 bardan fazla düşüş gösteren değerler için de “azalan” tip dalgalanma denebilmektedir. Bu araştırma sırasında üzerinde çalışılan yürüyen tahkimatların normal çalışma basınçları 250 bardır. Bu araştırmanın uygulama araştırmaları sırasında 250 bardan daha düşük çalışma basıncına sahip tahkimatlara da rastlanmıştır. Bunun nedeni olarak; uzunayaklarda tavanın düzgün kesilmemesi, pozisyon gereği tahkimatın tam sıkılama pozisyonuna girememesi veya yürüyen tahkimat operatörlerinin tam sıkılama yapmaması (kişisel hatalar) gibi sebepler karşımıza çıkmıştır. Yüksek basınç gösteren hidrolik tahkimatlarda iç hidrolik basınçları 350 bar ve üstünde olabilmektedir. Tahkimat içindeki basınç 425 bar seviyesine ulaşınca, yürüyen tahkimatlar “sünme pozisyonuna” geçip tavan yükünü dengelemeye giderler. Bu durumda yürüyen tahkimat kendini yavaş bir biçimde indirmeye başlar. Emniyet ventillerinden pistonlardaki hidrolik sıvı atılır. Hidrolik direklerdeki basınç değerleri elektronik olarak kaydedildiği için, uzunayak çalışması sırasında karşılaşılan özel durumlarda, uzunayak üzerindeki tavan tabakasının hangi lokasyonlarından geçerken, bu basınç değerinin fazlalaştığı analiz edilebilmektedir.

Kesim yapılan bir uzunayakta basınç değişimleri fazla olmamakla beraber, beklemede olan ayakta basınç değişimleri değişkenlik göstermektedir. Uzunayak beklemesinden dolayı iç basınç değerleri yükselen tahkimatlar, aşırı yükleme bölgelerinde, kendilerini dengelemeye gitmektedir. Bu aşamada yüksekliğini azaltan yürüyen tahkimatlar, üzerlerine gelen tavan yükünü dengeleyene kadar inmeye devam ederler ve bu otomatik basınç dengelemesinin sonunda oluşan denge durumunda kendi içlerinde oluşan yüksek hidrolik basınç değerlerinden normal çalışma

basınçlarına geçebilirler. Sonuç olarak, hidrolik basınç kontrol sistemleriyle çalışan yürüyen tahkimatlar, uzunayak içindeki tavantaşı stabilitesini sağlamada önemli işlev görmektedir. Bu kontrol, uzunayaklarda daha kontrollü kazı yapılmasını sağlayarak, daha güvenli bir çalışma ortamı oluşturmaktadır.

## KAYNAKLAR

- Akdaş, H., Destanoğlu, N., Öğretmen, S., Yavuz, M., 2000, Ömerler mekanize ayakta yürüyen tahkimatlardaki basınçların izlenmesi ve incelenmesi, *V. Ulusal Kaya Mekaniği Semp.*, ss113-121, Isparta.
- Gemici, Y., Akyol, E., Akgün, F., ve Seçmen, Ö., 1991, Soma Kömür Havzası Fosil Makro ve Mikroflorası, *MTA Dergisi*, 112, ss161-178.
- Öğretmen, S., 2015, Kalın kömür tabakalarında yürüyen tahkimatlardaki basınçların analizi ve yük tahminleri, *Doktora Tezi, Osmangazi Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü*, Eskişehir.
- Kumar, R., Singh, A.K., Mishra, A.K., Singh, R., 2015, Underground mining of thick coal seams, *International Journal of Mining Science and Technology*, 25, pp885–896.
- Peng S.S., 1998, What can a shield leg pressure tell us. *Coal Age*, 103, 3, pp54–57.
- Peng, S.S., Wu, J., Li, H.C. and Chen, S.L., 1986, How to determine yield load of longwall roof supports, *Coal Mining*, October, pp40-43.
- Şimşir, F., 2015, *Underground mining methods*. Izmir: Dokuz Eylül Üniversitesi Basımevi (DEU Publications).
- Singh R., 1999, Mining methods to overcome geotechnical problems during underground working of thick coal seams-case studies. *Trans. Inst. Min. Metall.* 108, ss121–31.
- Caterpillar, 2014, Caterpillar Şirketi, Hidrolik tavan desteği çalışma ve bakım kataloğu s86.
- Yetkin, M.E., Şimşir, F., Özfırat, M.K., Özfırat, P.M., Yenice, H., 2016, A Fuzzy approach to selecting roof supports in longwall mining, *South African Journal of Industrial Engineering*, 27, 1, pp162-177.



# **S<sub>20</sub> Kırılgenlık İndeksinin Kayaçların Parçalanabilirliği Açısından İncelenmesi**

## *Investigation of S<sub>20</sub> Brittleness Index in terms of the Crushability of Rocks*

E. Köken, H. Aydın, A. Özarslan

*Bülent Ecevit Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü - Zonguldak*

**ÖZET** Kayaçların kırılgenlığının belirlenmesi, farklı madencilik uygulamalarında önemli bir ön tasarım aracı olarak kabul edilmektedir. Kayaçların dayanım - kırılgenlık ilişkisi, kayaçların delinebilirliği, kazılabilirliği ve parçalanabilirliği açısından oldukça önemlidir. Bu çalışmada kayaçların kırılgenlık derecesinin belirlenmesinde çoğunlukla kullanılan S<sub>20</sub> kırılgenlık indeksi deneyi, kayaçların parçalanabilirliği açısından incelenmiştir. Önceki çalışmalarda kullanılan kırılgenlık indeksleri özetlenmiş ve bu yaklaşımların S<sub>20</sub> kırılgenlık indeksi ile olan ilişkisi araştırılmıştır. On iki farklı kaya türünde gerçekleştirilen laboratuvar çalışmaları sonucunda, B<sub>3</sub> kırılgenlık indeksi ve saha çalışmalarında pratik ve tekrarlanabilirliği yüksek bir deney olan agrega darbe değeri testi (AIV) ile S<sub>20</sub> arasında anlamlı ilişkiler belirlenmiştir. Sonuç olarak kaya malzemesinin parçalanabilirliğinin niceliksel olarak tanımlanmasını amaçlayan bir sınıflama sistemi önerilmiştir. Önerilen sınıflama sisteminin kırma - eleme tesislerine uygun çeneli kırıcı seçiminde, agregaların aşınma ve parçalanma özelliklerinin ve iyi kalite kaya kütlelerinde gerçekleştirilen delme ve patlatma uygulamalarında özgül şarjın kestiriminde kullanılabilir.

**ABSTRACT** The determination of rock brittleness is acknowledged as an important pre-design tool in different mining applications. The relationship between strength - brittleness is quite important in terms of the drillability, excavability and crushability of rocks. In this study, S<sub>20</sub> brittleness index test mainly used to determine the degree of rock brittleness is investigated in terms of the crushability of rocks. The brittleness indexes used in previous studies are summarized and the relationship between those of approximations and S<sub>20</sub> brittleness index are investigated. As a result of laboratory studies performed on twelve different rock types, remarkable relations are obtained between B<sub>3</sub>, S<sub>20</sub> brittleness index and aggregate impact value test (AIV) which are practical and highly repeatable in field studies. In consequence, a classification system is proposed quantitatively aiming to identify the crushability of rock material. The proposed classification may be used to choose the jaw crusher proper to crushing - screening plant, predict the abrasion and fragmentation properties of aggregates and the powder factor in drilling and blasting applications executed in rock masses with good quality.

## **1 GİRİŞ**

Kayaçların kırılgenlık derecesinin belirlenmesi, kayaçların delinebilirliği, aşındırıcılığı ve yükler altındaki davranışının kestiriminde önemli bir büyüklük olarak kabul edilmektedir. Kayaçların en uygun seviyede enerji tüketimi ve buna karşılık gelen maliyeti ile çalışma sahasındaki iş

sağlığı ve güvenliği tedbirlerinin alınarak kazılması, madenciliğin verimliliği, sürdürülebilirliği ve ekolojik dengenin gözetilmesi açısından oldukça önemlidir.

Kayaçların kırılgenlığını en temel olarak litolojik farklılık, tane boyu, mineralojik ve petrografik özellikler, ayrışma - bozunma ve

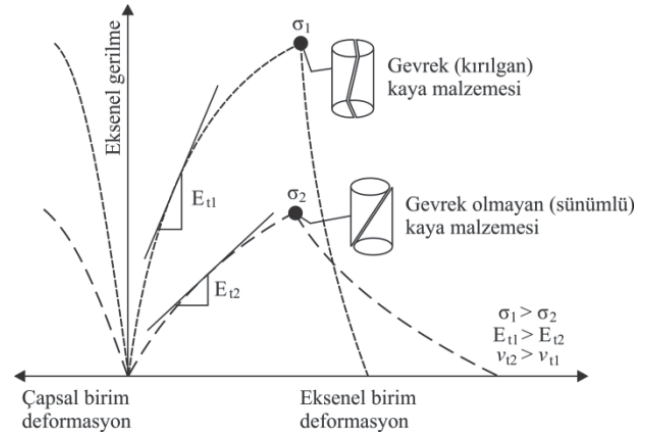
kayaçların bulunduğu ortamın yapısal ve hidrojeolojik özellikleri kontrol etmektedir.

Madencilik alanında özellikle kazı mekaniği (aşındırıcılık, kesilebilirlik ve delinebilirlik konularında), delme-patlatma ve derin yeraltı açıklıklarında gözlenen kaya patlaması probleminin önlenmesi amacıyla yapılan çalışmalarda, kayaçların duraylılığı ve kırılabilirliği aşağıda listelenen olgular ile ilişkilendirilmektedir (Schwartz 1964, Howarth ve Rowlands 1987, Wawersik ve Fairhurst 1970, Pang ve Goldsmith 1990, Göktan 1991, Bruland 1998, Kahraman 2002, Altındağ 2002, Çopur vd. 2003, Cai vd. 2004, Günaydın vd. 2004, Yağız 2009, Yaralı ve Kahraman 2011, Guo vd. 2012, Tarasov ve Potvin 2013, Nejati ve Ghazvinian 2014, Yaşar vd. 2014, Meng vd. 2015, Özfirat vd. 2016, Xia vd. 2017).

- Kaya malzemesi ve kütesinin jeomekanik özelliklerinin belirlenmesi.
- Kayaçlardaki gerilme birim – deformasyon ilişkisinin ortaya konması.
- Kaya malzemesindeki çatlak başlangıcının belirlenmesi.
- İnceleme alanına ait yapısal ve hidrojeolojik özelliklerin ortaya konması
- Arazi gerilmesinin doğrultu ve büyüklüğünün belirlenmesi.

Taş ocaklarında kullanılan çeneli kırıcıların seçiminde, tam cepheli tünel açma makineleri ile açılan tünellerde keski ömrünün kestirimi ve delme oranı hakkında yapılan çalışmalarda da kayaçların dayanımı ile kırılabilirliği arasında anlamlı ilişkiler olduğu bilinmektedir (Weiss 1985, Singh 1986, Wills 1992, Duthoit 2000, Thuro ve Spaun 1996, Thuro vd. 2007).

Kayaçların aşındırıcılığının önemli olduğu keski tüketimi hakkında yapılan çalışmalarda mineralojik ve petrografik analizler önemli bir yer tutarken, kayaçların kırılabilirliği pratik olarak kendi mekanik özellikleri ile temsil edilmektedir. Kırılabilirlik esasında kayaçların yükler altındaki davranışının niceliksel bir ifadesi olarak tanımlanabilir. Kırılabilir (gevrek) bir kaya malzemesi ile sünümlü (gevrek olmayan) bir kaya malzemesinin aksel yüklemeye altındaki davranışı Şekil 1'de verilmiştir.



Şekil 1. Gevrek ve gevrek olmayan kaya malzemelerin tipik gerilme – birim deformasyon eğrisi ( $\sigma_1, \sigma_2$ : Tek aksel basıncı dayanımı,  $E_{11}, E_{12}$ : Teğetsel Young Modülü,  $\nu_{11}, \nu_{12}$ : Teğetsel Poisson Oranı).

Herhangi bir ayrışma - bozunma içermeyen ve kuru koşullar altındaki gevrek kaya malzemeleri genellikle sünümlü davranış gösteren kaya malzemelerine göre daha dik açılar ile kırılmaktadır (Şekil 1). Bu tip kayaçlara ait tek aksel basıncı dayanımı ve Teğetsel Young Modülü değerleri, sünümlü kayaçlardan daha yüksek olurken ( $\sigma_1 > \sigma_2$  ve  $E_{11} > E_{12}$ ), Teğetsel Poisson Oranı değerleri ise sünümlü kayaçlardan daha düşüktür ( $\nu_{12} > \nu_{11}$ ). Ancak farklı kayaçlar benzer aksel deformasyon değerlerinde kırılabileceği gibi, benzer Young Modülü değerlerine de sahip olabilir. Bu açıdan kayaçların kırılabilirliğinin farklı yöntemler ile ele alınmasında yarar vardır.

Bu çalışmada on iki farklı kaya türü üzerinde çeşitli kaya mekaniği ve agrega deneyleri gerçekleştirilmiş ve kayaçların kırılabilirliği farklı yaklaşımlar ışığında değerlendirilmiş, ayrıca saha çalışmalarında pratik olarak kullanılabilen agrega darbe dayanım deneyi ile  $S_{20}$  deneyi arasında anlamlı bir ilişki olup olmadığı araştırılmıştır.

## 2 MATERYAL VE METOT

Kayaçların kırılabilirlik derecesinin niceliksel olarak belirlenmesi amacıyla yapılmış pek çok çalışma mevcuttur. Bu çalışmalarda kayaçların kırılabilirliğinin kestiriminde aşağıda ifade edilen üç ana değişirge göz önünde bulundurulmuştur.

- Dayanım indeks yöntemleri: Özellikle tek aksel basıncı dayanımı, ( $\sigma_{ci}$ )

(MPa)) ve dolaylı çekme dayanımı ( $\sigma_{\text{f}}$  (MPa)) kullanılmaktadır.

- Grafik çözüm yöntemleri: Kaya malzemesine ait gerilme – birim deformasyon eğrisi dikkate alınmaktadır.
- Mekanik parçalama yöntemleri: Kayaçların farklı deney yöntemleri ile kırılmasıyla ince tane oranının belirlenmesi esasına dayanmaktadır.

Bu çalışmada sözü edilen üç farklı alt grup altında değerlendirilen değişirgeler  $S_{20}$  kırılma indeks değeri ile karşılaştırılmış ve kaya malzemesinin parçalanabilirliğinin arazide pratik olarak belirlenmesi amacıyla bir sınıflama sistemi geliştirilmiştir.

## 2.1 Kırılma İndeksleri

Dayanım indeks yöntemleri, kaya malzemesinin mekanik özellikleri arasındaki ilişkiyi esas alan niceliksel bir büyüklüğü ifade etmektedir. Çoğunlukla  $\sigma_{ci}$  ve  $\sigma_{f\beta}$  gibi mekanik özelliklerin dikkate alındığı dayanım indeks yöntemlerinden bazıları Çizelge 1'de verilmiştir.

Çizelge 1. Dayanım indeks yöntemleri.

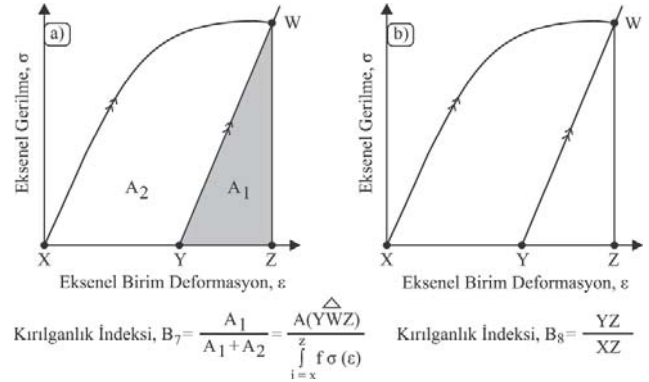
Kırılma İndeksi	Görgül Bağıntı	Araştırmacı
B <sub>1</sub>	$\frac{\sigma_{ci}}{ \sigma_{f\beta} }$	Hucka ve Das (1974)
B <sub>2</sub>	$\frac{\sigma_{ci} -  \sigma_{f\beta} }{\sigma_{ci} +  \sigma_{f\beta} }$	Hucka ve Das (1974)
B <sub>3</sub>	$\frac{\sigma_{ci} \times  \sigma_{f\beta} }{2}$	Altındağ (2002)
B <sub>4</sub>	$2.57 \times \sqrt{\sigma_{ci}}$	Yağız ve Gökçeoğlu (2010)
B <sub>5</sub>	$E_i \times \rho_d$	Sharma ve Chopra (2012)
B <sub>6</sub>	$\frac{E_i^{0.51} \times  \sigma_{f\beta} ^{0.84}}{\sigma_{ci}^{0.21}}$	Nejati ve Moosavi (2017)

**Açıklamalar :**  $\sigma_{ci}$ : Tek eksenli basınç dayanımı (MPa),  $\sigma_{f\beta}$ : Dolaylı çekme dayanımı (MPa),  $E_i$ : Teğetsel Young Modülü (GPa),  $\rho_d$ : Kaya malzemesi kuru yoğunluğu (g/cm<sup>3</sup>)

Grafik çözüm yöntemleri, kaya malzemesinin aksel yüklemeye altındaki davranışını (gerilme – birim deformasyon ilişkisini) esas almaktadır.

Kaya malzemesine ait gerilme – birim deformasyon eğrisi kullanılarak belirlenen deformasyon enerjisinin (Şekil 2a) ve kaya malzemesinin kırıldığı andaki noktanın (W noktası), Teğetsel Young Modülü'nün belirlendiği doğrusallığa çizilen paralelin aksel birim deformasyon eksenini kestiği

noktadaki değeri (YZ mesafesi) belirlenerek kayaçların kırılma indeks değeri belirlenmektedir (Şekil 2b).



Şekil 2. Grafik çözüm yöntemleri  
a) Alansal yöntem b) Çizgisel yöntem (Hucka ve Das 1974'den düzenlenerek.)

Gerilme – birim deformasyon eğrisinin esas alındığı grafik çözüm yöntemleri, Meng vd. (2015) tarafından da kullanılmış olup, yenilme sonrası (post failure) gerilme – birim deformasyon eğrisinin dikliği dikkate alınarak değerlendirilmiştir. Hesaplama yöntemlerinin zaman alması ve gelişmiş katı yükleme makinelerine duyulan ihtiyaç sebebiyle grafik çözüm yöntemlerinin kayaçların kırılma indeks kestiriminde kullanılabilirliği sınırlıdır.

Mekanik parçalama yöntemleri kullanılarak belirlenen kırılma indeks değeri ise agrega deneylerine benzer bir yaklaşım ile ele alınmaktadır.

Bu deneylerden önemli bir tanesi Prodetyakonov (1962) tarafından önerilen ve genellikle kömürler için kullanılan darbe dayanım deneyidir. Bu çalışmada mekanik parçalanma yöntemleri olarak  $S_{20}$  kırılma indeks deneyi ile agrega darbe dayanım deneylerine yer verilmiştir.  $S_{20}$  kırılma indeks deneyi ve agrega darbe dayanım indeks deneyine ilişkin genel bilgiler Şekil 3'te verilmiştir.

Bu çalışmada kırılma derecesinin belirlenmesinde esas olarak  $S_{20}$  kırılma deney sonuçları göz önünde bulundurulmuş olup,  $S_{20}$  deney sonuçlarına göre kayaçların kırılma açısından sınıflandırılması Dahl vd. (2012)'e göre Çizelge 2'de verilmiştir.

Çizelge 2. S<sub>20</sub> Kırılgenlik indeksi sınıflaması (Dahl vd. (2012)).

S <sub>20</sub> (%)	Kırılgenlik
≥ 66	Oldukça Yüksek
65.9 – 60	Çok Yüksek
59.9 – 51.0	Yüksek
50.9 – 41	Orta
40.9 – 35	Düşük
34.9 – 29.1	Çok Düşük
≤ 29	Oldukça Düşük

## 2.2 İncelenen Kayaçların Jeolojik ve Petrografik Özellikleri

Bu çalışma kapsamında on iki adet kayaç kırılgenlik açısından incelenmiştir. İncelenen kayaçlar litolojik olarak; granodiyorit, diyorit, andezit, bazalt, gabro, gnays, kumtaşı, kireçtaşı, siltaşı, marn ve tuf olarak tanımlanmıştır. Laboratuvar çalışmalarında ISRM (2007) tarafından ayrışmamış kayaç (W<sub>0</sub>) olarak tanımlanan kayaçlar kullanılmış olup, böylece ayrışma – bozunmanın kırılgenlik üzerine olan etkileri en aza indirgenmiştir. Bu çalışmada incelenen kayaçlara ait genel jeolojik ve petrografik özellikler ise aşağıdaki gibi özetlenmiştir.

- Granodiyorit ve diyorit bileşimli kayaçlar, genellikle koyu gri ve gri tonlarda gözlenmekte olup, genellikle kuvars, plajiyoklas, biyotit, piroksen, hornblend ve opak minerallerden oluşmaktadır. Kayaçların tane boyutu çoğunlukla 0.5 mm ile 2.2 mm arasında değişmektedir. Kayaçlar genellikle faneritik dokudadır.
- Andezit bileşimli kayaçlar, genellikle gri, pembe ve sarı tonlarda gözlenmekte olup, çoğunlukla porfirik ve hiyalopilitik bir dokuya sahiptir. Andezitler çoğunlukla Na'ca zengin plajiyoklas (Albit), hornblend ve biyotit minerallerinden oluşmaktadır. Hamur fazı içerisindeki fenokristallerin boyutları 0.2 mm ile 1 mm arasındadır.
- Bazalt ve gabro olarak tanımlanan kayaçlar içerisinde, bazaltlar ince taneli (tane boyutu 0.01 mm – 0.5 mm arasında) ve gabro bileşimindeki kayaçlar ise orta ve iri taneli (tane boyutu 0.08 mm – 1.5 mm arasında) olarak tanımlanmaktadır. Bazaltik kayaçlar genelde koyu gri ve koyu yeşil tonlarında gözlenmektedir.

Bazalt olarak tanımlanan kayaçlar genelde hiyalopilitik dokuda olup, gabrolar ise poikilitik dokudadır.

- İncelenen kayaç gruplarındaki tek metamorfik kayaç olan gnays iri taneli olup, tane boyutu 0.4 mm ile 2.4 mm arasında değişmektedir. Gnayslar foliasyonlu bir yapıda içermekte olup, bantlı yapı içlerinde iri plajiklaslarda kısmen yönlenme gözlenmektedir.
- İncelenen kumtaşları koyu gri tonlarda gözlenmekte olup, ince taneli bir yapıya sahiptir. Kumtaşlarındaki tanelerin boyutu 0.05 mm ile 0.1 mm arasında değişmektedir. Ayrıca kumtaşları laminalı bir yapıya sahiptir.
- Kireçtaşları koyu gri tonlarda olup, mikritik özelliktedir. Mikritik karbonat tanelerin boyutu 0.003 mm ile 0.02 mm arasında değişmektedir. Ayrıca kireçtaşları gelişigüzel kalsit damarları içermektedir.
- İncelenen karbonatlı kireçtaşı olarak tanımlanan marnların tane boyutu 0.02 mm ile 0.06 mm arasındadır. Kayaçlar yumuşak ve gevşek dokusu ile dikkat çekmektedir. Marnlar tırnakla çizilmekte olup, numune hazırlama esnasında bu kayaçların sudan oldukça fazla etkilendiği gözlenmiştir.
- Tüfler genelde kahverengi tonlarda olup, tane boyutu 0.05 mm ile 0.1 mm arasındadır. Boşluklu bir yapıya sahip olan tüfler, yoğunluk farkı ile beraber bulunduğu ignimbrit türü kayaçlardan ayrılmaktadır.

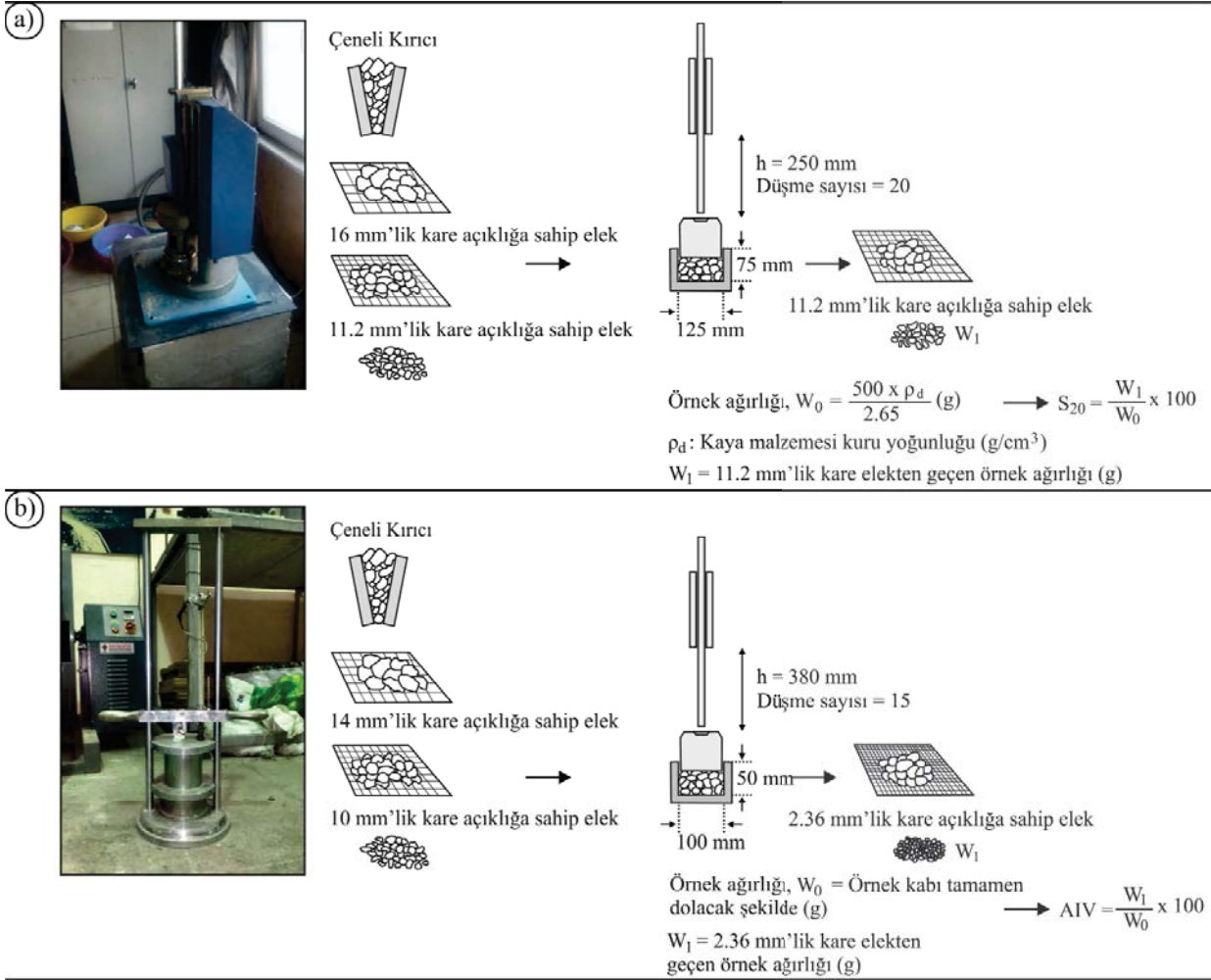
## 3 LABORATUVAR ÇALIŞMALARI

Laboratuvar çalışmaları kapsamında, kayaçların fiziksel ve mekanik özellikleri belirlenmiştir. Ayrıca kayaçların kırılgenlik derecesinin belirlenmesi için S<sub>20</sub> kırılgenlik indeksi deneyi ile agrega darbe dayanım deneyleri gerçekleştirilmiştir.

Kayaçların fiziksel ve mekanik özellikleri ISRM (2007) tarafından önerilen yöntemler doğrultusunda gerçekleştirilmiştir.

S<sub>20</sub> kırılgenlik indeksi deneyi, Norveç Teknoloji Enstitüsü (NTNU) ve SINTEF ortaklığı tarafından 1960 yılından beri uygulanan bir deney yöntemidir. Bu deney yöntemi hakkındaki genel bilgiler Dahl (2003) tarafından ayrıntılı şekilde ifade edilmiş ve Şekil 3'te özetlenmiştir.

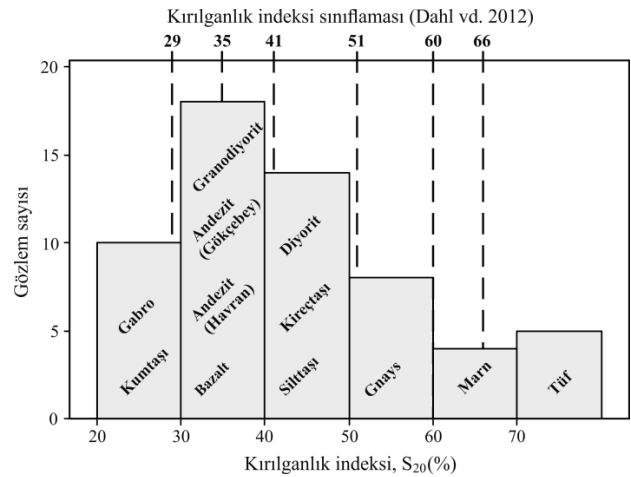




Şekil 3. Bu çalışmada kullanılan mekanik parçalama yöntemleri a)  $S_{20}$  kırılmalık testi b) Agrega darbe dayanım (AIV) testi.

Bu çalışmada kullanılan agrega darbe dayanım deneyi ise BS 812 -112 (1990) standardına uygun olarak gerçekleştirilmiş ve laboratuvar deney sonuçları toplu olarak Çizelge 4'te verilmiştir.

İncelenen kayaçların kırılmalık dereceleri Dahl vd. (2012) tarafından önerilen  $S_{20}$  kırılmalık indeksine göre (Bkz. Çizelge 2) değerlendirilmiştir. Çizelge 2'ye göre, gabro ve kumtaşı türündeki kayaçlar çoğunlukla "Oldukça Düşük" kırılmalıkta, granodiyorit, andezit ve bazalt türündeki kayaçlar "Çok Düşük" ve "Düşük" kırılmalıktadır. Diyorit, kireçtaşı ve siltaşı türündeki kayaçlar çoğunlukla "Orta" kırılmalıkta olup, gnays kayacı ise "Yüksek" kırılmalıktadır. Marn kayacı "Çok Yüksek" ve "Oldukça Yüksek" kırılmalıkta, tüfler ise "Oldukça Yüksek" kırılmalık derecesine sahiptir (Şekil 4).



Şekil 4. İncelenen kayaçların litolojilerine göre  $S_{20}$  kırılmalık indekslerindeki değişimi.



İncelenen kayaçların kırılma dereceleri,  $S_{20}$  kırılma indeksine göre belirlenmiş ve  $S_{20}$  ile bu çalışmada kullanılan dayanım indeks yöntemleri (Bkz. Çizelge 1), grafik çözüm yöntemleri (Bkz. Şekil 2) ve agrega darbe dayanımı (Bkz. Şekil 3) arasındaki ilişkiler araştırılmıştır (Çizelge 3).

Çizelge 3. Bu çalışmada kullanılan farklı kırılma indeksleri ile  $S_{20}$  kırılma indeksi arasındaki ilişki katsayıları.

Kırılma İndeksi	Bağımsız Değişkene Ait Görgül Bağntı	R <sup>2</sup>	Araştırmacı
B <sub>1</sub>	$\frac{\sigma_{ci}}{ \sigma_{t\beta} }$	0.06	Hucka ve Das (1974)
B <sub>2</sub>	$\frac{\sigma_{ci} -  \sigma_{t\beta} }{\sigma_{ci} +  \sigma_{t\beta} }$	0.09	Hucka ve Das (1974)
B <sub>3</sub>	$\frac{\sigma_{ci} \times  \sigma_{t\beta} }{2}$	0.81	Altındağ (2002)
B <sub>4</sub>	$2.57 \times \sqrt{\sigma_{ci}}$	0.78	Yağız ve Gökçeoğlu (2010)
B <sub>5</sub>	$E_{ii} \times \rho_d$	0.65	Sharma ve Chopra (2012)
B <sub>6</sub>	$\frac{E_{ii}^{0.51} \times  \sigma_{t\beta} ^{0.84}}{\sigma_{ci}^{0.21}}$	0.69	Nejati ve Moosavi (2017)
B <sub>7</sub>	Alansal grafik çözüm yöntemi*	0.35	Hucka ve Das (1974)
B <sub>8</sub>	Çizgisel grafik çözüm yöntemi*	0.23	Hucka ve Das (1974)

Not:  $\sigma_{ci}$  = MPa,  $\sigma_{t\beta}$  = MPa  $E_{ii}$  = GPa  $\rho_d$  = g/cm<sup>3</sup> birimindedir.

\* Şekil 2’de ifade edilen grafik çözüm yöntemleri.

Çizelge 3’e göre  $S_{20}$  ile dayanım indeks yöntemleri arasındaki en anlamlı ilişki, Altındağ (2002) tarafından önerilen B<sub>3</sub> kırılma indeksi arasında olurken, grafik çözüm yöntemlerinden elde edilen kırılma indeksleri (B<sub>7</sub>, B<sub>8</sub>) ile anlamlı ilişkiler elde edilememiştir. Ayrıca  $S_{20}$  ile AIV arasında da anlamlı bir ilişki belirlenmiştir.

Önceki çalışmalardan elde edilen bulgular ve Çizelge 4’te ifade edilen verilerin istatistiksel olarak değerlendirilmesinden elde edilen sonuçlar, kayaçların mekanik dayanım değıştirgeleri ile kırılma indeksi arasında doğrudan bir ilişki olduğunu desteklemektedir.

Benzer şekilde  $S_{20}$  ve AIV deney düzenekleri arasındaki benzerlikler, deneyler için hazırlanan numune boyutlarının nispeten birbirine yakın olması ve bu iki deney yönteminde esas alınan parçalanma mekanizması (belirli ağırlıktaki bir çekicinin tekrar eden serbest düşme ile deney numunesini parçalaması), sözü edilen iki

değiştirge arasında anlamlı bir ilişki bulunmasına olanak sağlamaktadır.

Çizelge 4’teki verilerin analizi sonucunda elde edilen başka bir bulgu ise, farklı litolojik ve dayanım özelliklerine sahip kayaçların benzer kırılma derecelerine sahip olmasıdır.

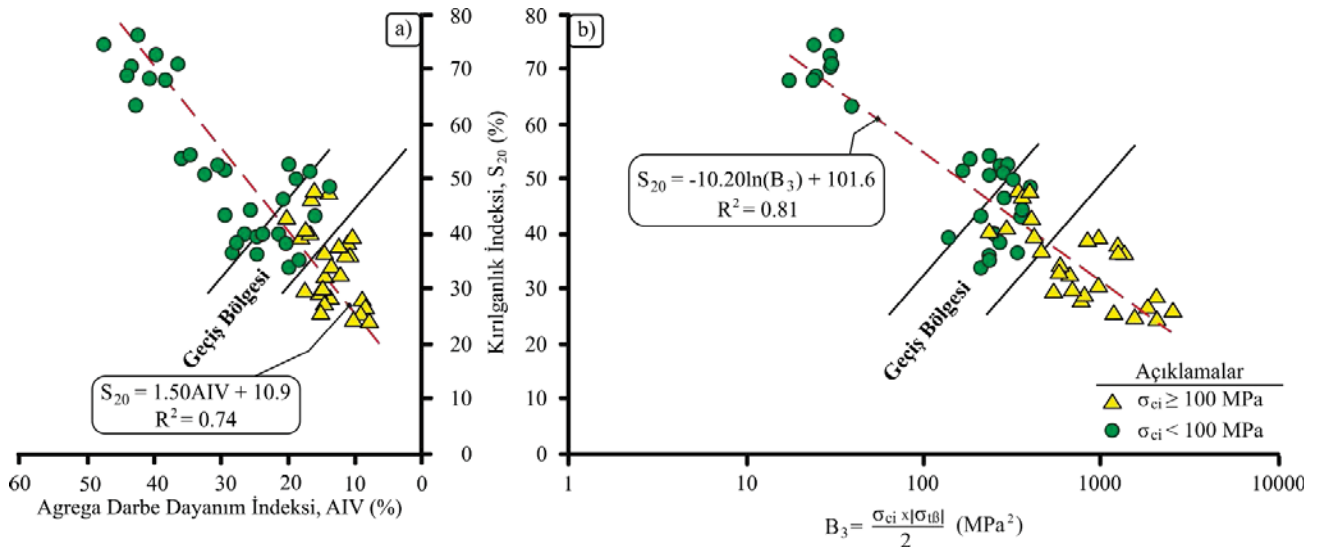
Bu çalışmada ayrılmamış kayaçların kullanıldığı gözetildiğinde, tane boyutu ile kırılma arasında istatistiksel bir ilişki belirlenmemiş ancak dayanım sınıf aralıkları ile kırılma arasında bir geçiş bölgesinin olduğu belirlenmiştir.

Deere ve Miller (1966)’a göre  $\sigma_{ci} > 100$  MPa değerine sahip kayaçlar “*Yüksek Dayanımlı Kayaç*” sınıfında yer almaktadır. Bu dayanım aralığının  $S_{20}$  kırılma indeks sınıflamasındaki yerinin belirlenmesinin, kayaçların kırılma indeksi konusunda genel bir kanı ve uygulamalarda bir pratiklik oluşturulması hususunda önemli olduğu yazarlar tarafından düşünülmektedir. Dahl vd. (2012)’e göre düşük ve orta derecede kırılma indeksi sahip kayaçların  $S_{20}$  değer aralığı %35 ile %51 arasındadır. Bu değer aralığı dışına çıktığında kayaçların  $\sigma_{ci}$  değerinde belirgin bir farklılık gözlenmektedir. Şekil 5 bu açıdan incelendiğinde,  $\sigma_{ci} < 100$  MPa değerine sahip kayaçların yüksek derecede kırılma indeksi olduğu,  $\sigma_{ci} \geq 100$  MPa değerine sahip kayaçların ise düşük derecede kırılma indeksi olduğu görülmektedir. Tek eksenli basınç dayanımı değerinin 100 MPa civarında olduğu kaya türlerinde ise kayaçların kırılma indeksi düşük ve orta derecededir. Bu kritik değerin ( $\sigma_{ci} \approx 100$  MPa) altında bu çalışmada incelenen kayaçların kırılma indeksi konusunda bir geçiş bölgesi (düşük kırılma indeksinden yüksek kırılma indeksiye doğru) olduğu söylenebilir.

Çizelge 4. İncelenen kayaçların fiziksel ve mekanik özellikleri.

Kayaç Türü	Lokasyon	$\gamma_d$ (kN/m <sup>3</sup> )	n (%)	$\sigma_{tB}$ (MPa)	$\sigma_{ci}$ (MPa)	$E_{ti}$ (GPa)	AIV (%)	$S_{20}$ (%)
Granodiyorit	Havran /	27.23 ± 0.83	0.66 ± 0.16	6.57 ± 0.60	154.34 ± 11.05	71.98 ± 3.02	14.67 ± 1.37	33.26 ± 2.80
	Balıkesir	(24)	(24)	(10)	(5)	(7)	(10)	(6)
Andezit	Havran /	23.92 ± 0.34	1.98 ± 0.22	5.91 ± 0.46	84.54 ± 5.27	22.00 ± 1.85	22.30 ± 3.22	37.70 ± 2.34
	Balıkesir	(18)	(18)	(10)	(8)	(7)	(7)	(7)
Kireçtaşı	Havran /	25.43 ± 0.13	0.39 ± 0.06	7.56 ± 0.74	82.32 ± 7.51	33.85 ± 3.93	17.13 ± 2.46	49.00 ± 3.13
	Balıkesir	(10)	(10)	(10)	(5)	(5)	(8)	(6)
Bazalt	Ilıca /	26.86 ± 0.23	0.88 ± 0.21	15.47 ± 1.57	143.66 ± 15.26	50.32 ± 3.35	11.50 ± 0.60	40.70 ± 2.91
	Kütahya	(26)	(26)	(8)	(10)	(5)	(8)	(5)
Kumtaşı	Üzülmöz /	25.56 ± 0.17	2.67 ± 0.70	11.20 ± 1.72	144.47 ± 23.33	31.27 ± 4.84	15.58 ± 1.44	29.77 ± 3.00
	Zonguldak	(30)	(30)	(12)	(12)	(6)	(8)	(7)
Silttaşı	Üzülmöz /	25.50 ± 0.35	5.28 ± 1.66	7.00 ± 2.05	48.14 ± 17.83	15.42 ± 2.03	26.13 ± 2.18	37.03 ± 2.66
	Zonguldak	(29)	(29)	(10)	(15)	(5)	(8)	(6)
Marn	Dursunbey /	20.58 ± 0.18	10.38 ± 2.18	2.06 ± 0.50	29.14 ± 4.00	3.56 ± 0.95	39.24 ± 2.50	67.68 ± 3.12
	Balıkesir	(8)	(8)	(5)	(5)	(4)	(5)	(4)
Gnays	Güney /	25.92 ± 0.22	0.66 ± 0.10	7.55 ± 0.86	80.96 ± 14.61	36.00 ± 3.85	31.21 ± 3.28	54.83 ± 2.60
	Denizli	(9)	(9)	(5)	(5)	(5)	(7)	(7)
Gabro	Yenice /	28.24 ± 0.38	0.17 ± 0.03	20.25 ± 1.51	188.29 ± 21.18	70.98 ± 7.86	9.02 ± 1.21	25.41 ± 1.65
	Karabük	(16)	(16)	(11)	(7)	(5)	(10)	(7)
Andezit	Gökçebey /	23.14 ± 0.16	5.45 ± 0.53	6.38 ± 0.94	106.56 ± 6.02	25.21 ± 2.84	17.35 ± 1.53	39.66 ± 2.14
	Zonguldak	(8)	(8)	(5)	(5)	(4)	(7)	(6)
Diyorit	Gökçebey /	27.66 ± 0.15	1.07 ± 0.12	6.35 ± 0.77	113.07 ± 8.70	33.41 ± 3.70	16.40 ± 1.31	47.21 ± 2.42
	Zonguldak	(10)	(10)	(10)	(8)	(4)	(8)	(7)
Tüf	Develi /	21.31 ± 0.40	11.26 ± 2.09	2.92 ± 0.36	19.75 ± 3.56	3.30 ± 0.66	43.87 ± 2.68	72.52 ± 2.98
	Kayseri	(10)	(10)	(7)	(7)	(5)	(8)	(5)

**Açıklamalar:** Ortalama ± standart sapma (Örnek sayısı),  $\gamma_d$ : Kuru birim hacim ağırlık, n: Görünür gözeneklilik,  $\sigma_{tB}$ : Dolaylı çekme dayanımı,  $\sigma_{ci}$ : Tek eksenli basınç dayanımı,  $E_{ti}$ : Teğetsel Young Modülü, AIV: Agregada darbe dayanım değeri,  $S_{20}$ : Kırılabilirlik indeksi



Şekil 5. a) AIV ile  $S_{20}$  arasındaki ilişki b)  $B_3$  kırılabilirlik indeksi ile  $S_{20}$  arasındaki ilişki.

#### 4 TARTIŞMA

Kayaçların yükler altındaki davranışının ortaya konması, gerek yerüstü gerekse yeraltı madencilik uygulamalarında oldukça önemli bir yer teşkil etmektedir. Dayanım – kırılabilirlik ilişkisi kaya malzemesi boyutunda

nispeten açıklanabilmektedir. Ancak bu ilişkinin kaya kütlesi boyutundaki anlaşılabilirliği, pratik uygulamalarda halen karmaşıklığını korumaktadır.

Kayaçların kırılabilirliğinin tanımlanması ve yorumlanması farklı açılardan değerlendirilebilir. Bu çalışmada  $S_{20}$  kırılabilirlik indeksi, kayaçların kırılabilirliğinin parçalanabilirlik açısından bir ifadesi olarak yorumlanmaktadır.

Ancak kırılabilirlik bir malzeme davranışı olarak düşünüldüğünde, gevrek malzemelerin daha kırılabilir, sünek malzemelerin ise daha az kırılabilir olduğunu söylemek mümkündür. Meng vd. (2015), önceki çalışmalarda ifade edilen ve kırılabilirliğin kestiriminde kullanılan dayanım indeksi değiştirgilerinin fiziksel anlamda kırılabilirliği ifade etmediğini, aksine bu indekslerin mekanik değiştirgeler olarak yorumlanması gerektiğini vurgulamıştır.

Grafik çözüm yöntemlerinin kullanılmasıyla elde edilen  $B_7$  ve  $B_8$  kırılabilirlik indeksi değerlerinin  $S_{20}$  kırılabilirlik indeksi değeri ile arasındaki düşük ilişki katsayıları (Bkz. Çizelge 3), Meng vd. (2015)'nin bu savını destekler niteliktedir.  $S_{20}$  kırılabilirlik indeksinin parçalanabilirlik (ufalanabilirlik) olarak yorumlandığında ise, dayanım indeksi yöntemlerinin  $S_{20}$  değerinin kestiriminde kullanılması oldukça anlamlıdır.

Kahraman ve Toraman (2008) belirli tane boyutundaki (19 mm – 9.52 mm) 500 gr agrega malzemesini belirli bir ağız açıklığına sahip çeneli kırıcıya besleyerek (çeneli kırıcı ağız açıklığı = 4 mm – 8 mm arasında) bir dizi parçalanma indeksi deneyleri gerçekleştirmiştir. Agregalarda meydana gelen parçalanmayı Parçalanma İndeksi (CI) olarak tanımlamış (9.52 mm'lik elekten geçen agrega miktarının toplam agrega miktarına olan oranı olarak) ve CI ile Los Angeles Aşınma Direnci (LAA) arasında anlamlı bir ilişkinin bulunduğunu ifade etmiştir.

Özçelik (2011) ise LAA ile  $\sigma_{ci}$  arasında anlamlı bir ilişki olduğunu belirtmiştir. Söz konusu bu çalışmalar kayaçların dayanım – parçalanabilirlik ilişkisini açık bir şekilde gözler önüne sermektedir.  $S_{20}$  kırılabilirlik indeksi deneyi, kayaçların parçalanması ilkesine dayandığından, bu indeks değerinin kayaçların parçalanabilirliği açısından yorumlanması düşünülebilir.

Çizelge 5'te önceki çalışmalarda  $S_{20}$  kırılabilirlik indeksi değerinin kestirimi amacıyla önerilen bazı görgül yaklaşımlar görülmektedir. Çizelge 5'e göre, Yaşar vd. (2014) dışındaki görgül bağıntılarda  $S_{20}$  ile  $\sigma_{t\beta}$ ,  $\sigma_{ci}$ , ve  $B_3$  kırılabilirlik indeksi arasında anlamlı ilişkiler olduğu görülmektedir.

Yaşar vd. (2014), kayaçların kırılabilirlik özellikleri ile kazılabilirlik değiştirgilerinin

araştırılmasını içermekte olup, bu çalışmada kireçtaşı, bazalt, bakır cevheri, kumtaşı, ve tuf gibi kayaçlar kullanmış ve kesme kuvveti ile  $B_3$  arasında  $R^2=0.80$  ve  $S_{20}$  ile arasında  $R^2=0.17$  olan ilişki katsayıları belirlemiştir. Sözü edilen bu çalışmada kullanılan kayaçların  $\sigma_{ci}$  değerleri 50 – 120 MPa arasında,  $S_{20}$  değerleri ise %35 ile %62 arasında değişmektedir. Çoğunlukla orta dayanımlı kayaçların kullanıldığı ve istatistiksel analizler için örnek sayısının yeterli olmadığı (Çalışmada 6 örnek kullanılmıştır.) düşünüldüğünde  $S_{20}$  ile  $B_3$  arasında anlamlı bir ilişkinin belirlenemeyişi açıklık kazanabilir.

Dahl (2003) tarafından kayaçların delinebilirlik indeksi olarak tanımlanan DRI (Drilling Rate Index) değerinin belirlenmesinde  $S_{20}$  değeri bir dayanım değiştirgesi gibi kullanılmaktadır.

Thuro ve Spaun (1996) kayaçların delinebilirliği üzerine yaptığı çalışmada, delme oranı (Drilling Rate, DR) ile  $\sigma_{ci}$  arasında  $R^2=0.63$  ve DR ile  $B_1$  kırılabilirlik indeksi arasında  $R^2=0.02$  olan ilişki katsayıları belirlemiştir. Ancak Gerilme – birim deformasyon eğrisini kullanarak belirlediği yenilme anındaki deformasyon enerjisi (Thuro ve Spaun 1996'da Şekil 2'deki  $A_1+A_2$  alanlarının toplamı deformasyon enerjisi olarak tanımlanmıştır.) ile DR arasında  $R^2=0.85$  olan bir ilişki katsayısı belirlemiştir. Fiziksel olarak kırılabilir ve dayanımı yüksek olan kayaçların delme oranlarının sünek kayaçlara oranla daha düşük olduğunu ifade eden bu çalışmadan da anlaşılacağı üzere, gerilme – birim deformasyon eğrisini temel alan yaklaşımların kazı mekaniğinde daha anlamlı sonuçlar verdiği söylenebilir.

Bu çalışmada ise gerilme – birim deformasyon eğrisi kullanılarak  $B_7$  ve  $B_8$  kırılabilirlik indeksleri belirlenmiş ancak  $S_{20}$  ile aralarında anlamlı bir ilişki bulunamamıştır.  $B_7$  ve  $B_8$  kırılabilirlik indekslerinin  $S_{20}$ 'nin kestiriminde yetersiz kalışı, buna karşılık  $S_{20}$  ile AIV arasındaki anlamlı ilişki (Bkz. Çizelge 5),  $S_{20}$  deneyinin fiziksel olarak kayaçların parçalanma derecesinin bir göstergesi olduğunu ifade etmektedir.

Çizelge 5.  $S_{20}$ 'nin kestiriminde kullanılan bazı görgül bağıntılar.

Bağımsız Değişken	Görgül Bağıntı	$R^2$	Araştırmacı
$\sigma_{\beta}$	$S_{20} = 66.44 - 2.32 \times \sigma_{\beta}^{(1)}$	0.75	Su vd. 2014
$\sigma_{ci}$	$S_{20} = 74.05 - 0.56 \times \sigma_{ci}^{(1)}$	0.60	Su vd. 2014
$\sigma_{ci}$	$S_{20} = 65.48 \times e^{-0.006\sigma_{ci}}$	0.84	Hosseini vd. 2015
$B_3$	$S_{20} = 56.66 - 0.021 \times B_3$	0.35	Yaşar vd. 2014
$B_3$	$S_{20} = 53.98 - 0.037 \times B_3$	0.78	Su vd. 2014
$B_3$	$S_{20} = 86.77 - 8.32 \times \ln(B_3)$	0.78	Hosseini vd. 2015
$B_3$	$S_{20} = 101.6 - 10.20 \times \ln(B_3)$	0.81	Bu çalışma
AIV	$S_{20} = 10.90 + 1.50 \times AIV$	0.74	Bu çalışma

(1) Görgül bağıntıdaki bağımlı değişken (y) ve bağımsız değişken (x) değerleri yer değiştirilerek görgül bağıntı yeniden düzenlenmiştir.

Çizelge 4'te verilen deney sonuçları kullanılarak bir dizi istatistiksel analiz gerçekleştirilmiştir. Bu analizler sonucunda, özellikle kaya malzemesinin parçalanma derecesinin niceliksel olarak tanımlanmasını amaçlayan bir kaya malzemesi parçalanabilirlik sınıflaması geliştirilmiştir (Çizelge 6).

Çizelge 6. Bu çalışmada önerilen kaya malzemesi parçalanabilirlik sınıflaması.

$S_{20}$ (%) <sup>*</sup>	AIV (%)	$B_3$ (MPa <sup>2</sup> )	Parçalanabilirlik
$\geq 66$	$\geq 40$	$\leq 65$	Oldukça Yüksek
65.9 - 60	40 - 35	65 - 100	Çok Yüksek
59.9 - 51.0	35 - 28	100 - 200	Yüksek
50.9 - 41	28 - 22	200 - 430	Orta
40.9 - 35	22 - 18	430 - 720	Düşük
34.9 - 29.1	18 - 14	720 - 1200	Çok Düşük
$\leq 29$	$\leq 14$	$\geq 1200$	Oldukça Düşük

\* Dahl vd. (2012) tarafından önerilen kırılgenlik indeks sınıflamasına ait değer aralıkları

Çizelge 6'da ifade edilen deęiřtirgeler, kırma – eleme tesislerinde kullanılan çeneli kırıcıların seçiminde, agregaların aşınma ve parçalanma derecesinin kestiriminde ve delme – patlatma uygulamalarında önemli bir konu olan özgül şarjın kestiriminde (İyi kalite kaya kütlelerinde: Jeomekanik sınıflama sistemi puanı,  $RMR_{89} > 61$ ) bir ön tasarım aracı olarak kullanılabilir.

## 5 SONUÇLAR

Kayaçların parçalanabilirliğinin pratik olarak kestirimini amaçlayan bu çalışmada,  $S_{20}$  kırılgenlik indeks değeri kayaçların parçalanabilirliği açısından incelenmiştir. On iki farklı kaya türünde gerçekleştirilen laboratuvar çalışmaları sonucunda,  $S_{20}$  kırılgenlik indeksi ile önceki çalışmalarda sıklıkla kullanılan kırılgenlik indeksleri arasında bir ilişki olup olmadığı araştırılmıştır.

Gerçekleştirilen istatistiksel analizler sonucunda  $S_{20}$  ile  $B_3$  arasında anlamlı bir ilişki belirlenmiştir. Ayrıca bu çalışmada kullanılan agrega darbe dayanım deneylerinden elde edilen AIV değeri ile  $S_{20}$  arasında da anlamlı bir ilişki bulunmuştur.

Kayaçlardaki  $S_{20}$  kırılgenlik derecesinin  $\sigma_{ci} \geq 100$  MPa olduğu durumlarda belirgin olarak azaldığı belirlenmiştir. Sonuç olarak kaya malzemesinin parçalanma derecesinin niceliksel olarak kestirimini amaçlayan bir sınıflama sistemi önerilmiştir.

Önerilen sınıflama sisteminin farklı madencilik uygulamalarında pratik olarak kullanılabilirliği düşünülmektedir. Ayrıca bu çalışmada önerilen sınıflama sisteminin örnek sayısı artırılarak geliştirilmesi, ayrıca sınıflama sistemine ilave bağımsız deęiřtirgelerin eklenmesi ile sınıflama sisteminin zenginleştirilmesi önerilmektedir.

## KAYNAKLAR

- Altindag R (2002). The evaluation of rock brittleness concept on rotary blasthole drills. J. South Afr. Inst. Min. Metall., 102 61–66.
- Bruland, A., (1998). Drillability Test Methods. NTNU Trondheim.
- BS 812-112 (1990). British Standard : Testing aggregates; Method for determination of aggregate impact value (AIV) 14pp.
- Cai, M., Kaiser, P.K., Tasaka Y., Maejima T., Morioka H. and Minami M. (2004) Generalized crack initiation and crack damage stress thresholds of brittle rock masses near underground excavations, Int. J. Rock Mech. Min. Sci. 41 833–847.
- Copur H., Bilgin N., Tuncdemir H. and Balci C. (2003). A set of indices based on indentation test for assessment of rock cutting performance and rock properties, J. South A. Inst. Min. Met. 103 (9) 589–600
- Dahl, F., (2003). The suggested DRI, BWI, CLI Standards, NTNU, Angleggsdrift, Trondheim, Norway.



- Dahl, F., Bruland A., Jakobsen P.D., Nilsen B., and Grøv E., (2012) Classifications of properties influencing the drillability of rocks, based on the NTNU/SINTEF test method, *Tunn. Undergr. Sp. Tech.* 28 150–158.
- Deere D.U. and Miller R.P. (1966). Engineering classification and index properties for intact rocks. Tech. Report. Air Force Weapons Lab., New Mexico, No. AFNL-TR, 65–116.
- Duthoit, V. (2000). Crushing and Grinding, Aggregates, Ch. 9, (Ed. Louis Primel and Claude Tourenq). Balkema, Rotterdam.
- Goktan, M. (1991) Brittleness and micro-scale rock cutting efficiency. *Min. Sci.Tech.*, 13 237–241.
- Gunaydin O, Kahraman S, Fener M (2004). Sawability prediction of carbonate rocks from brittleness indexes. *J. South Afr. Inst. Min.*, 104(4) 239–243.
- Guo Z., Chapman M. and Li X. (2012). A shale rock physics model and its application in the prediction of brittleness index, mineralogy, and porosity of the Barnett shale, SEG Annual Meeting, Soc. Expl. Geophy., 1–5 Las Vegas, Nevada
- Hosseini R., Lashkaripour G.R., Moghadas N.H. and Ghafoori M. (2015). Estimation of  $S_{20}$ -brittleness (as an input parameter in Drilling Rate Index, DRI) using other types of brittleness, 11th Iranian and 2nd Regional Tunnel Conf. Tehran - Iran.
- Howarth, D.F., Rowlands, J.C., (1987). Quantitative assessment of rock texture and correlation with drillability and strength properties. *Rock Mech. Rock Eng.* 20 (1) 57–85.
- Hucka V. and Das B. (1974). Brittleness determination of rocks by different methods. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geo Abst.*, 11(10) 389–392.
- ISRM (2007). The complete ISRM suggested methods for rock characterization, testing and monitoring: 1974–2006. In: Ulusay R, Hudson JA (eds) Suggested methods prepared by the commission on testing methods. International Society for Rock Mechanics (ISRM), Ankara, Turkey.
- Kahraman, S. (2002). Correlation of TBM and drilling machine performance with rock brittleness. *Eng. Geol.*, 65 269–283.
- Kahraman S. and Toraman O.Y. (2008). Predicting Los Angeles abrasion loss of rock aggregates from crushability index, *Bull. Mat. Sci.* 31(2) 173–177.
- Meng F., Zhou H., Zhang C., Xu R. and Lu J. (2015) Evaluation methodology of brittleness of rock based on post-peak stress–strain curves. *Rock Mech. Rock Eng.* 48 1787–1805.
- Nejati H.R. and Ghazvinian A. (2014). Brittleness effect on rock fatigue damage evolution, *Rock Mech. Rock Eng.* 47(5):1839–1848
- Nejati H.R. and Moosavi S.A. (2017). A new brittleness index for estimation of rock fracture toughness, *J. Min & Environ.* 8(1) 83–91.
- Ozcelik Y. (2011). Predicting Los Angeles abrasion of rocks from some physical and mechanical properties, *Sci. Res. Ess.* 6(7) 1612–1619
- Ozfirat M.K. Yenice H. Simsir F. and Yarali O. (2016) A new approach to rock brittleness and its usability at prediction of drillability, *J. A. Earth Sci.* 119 94–101.
- Pang, S. S., and Goldsmith, W. (1990). Investigation of crack formation during loading of the brittle rock. *Rock Mech. Rock Eng.* 23 53–63.
- Protodyakonov, M.M. (1962). Mechanical properties and drillability of rocks. - Proc. 5<sup>th</sup> Symp. on Rock Mech. 103–118. Minnesota: Univ.
- Schwartz, A. E. (1964). Failure of rock in the triaxial shear test. Proc. 6<sup>th</sup> Symp. Rock Mech. 109–135. Rolla Missouri.
- Sharma R.K. and Chopra S. (2012). New attribute for determination of lithology and brittleness: 82nd Annual Int. Meeting, SEG, Expanded Abstracts, 1–4
- Singh, S.P. (1986). Brittleness and the mechanical winning of coal. *Min. Sci.Tech*, 3 173–180.
- Su O., Sakız U. and Köken E. (2014). Drillability Assessment of Rocks Based on Strength and Brittleness, 31st Ann. Int. Pittsburgh Coal Conf. (PCC 2014), 697–703.
- Tarasov B. and Potvin Y. (2013). Universal criteria for rock brittleness estimation under triaxial compression, *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.* 59 57–69.
- Thuro K. and Spaun G. (1996). Introducing the destruction work as a new rock property of toughness referring to drillability in conventional drill- and blast tunnelling, the ISRM Int. Symp. (Eurock 1996), 707–713, Turin-Italy.
- Thuro K., Singer J., Käsling H. and Bauer M. (2007). Determining abrasivity with the LCPC Test. Proc. 1st Canada – U.S. Rock Mech. Symp., Vancouver B.C., London: Taylor & Francis. (Ed. E. Eberhardt, D. Stead and T. Morrison).
- Yagiz, S., (2009). Assesment of brittleness using rock strength and density with punch penetration test, *Tunn. Undergr. Sp. Tech.*, 24 (1) 64–77.
- Yagiz and Gokceoglu C. (2010). Application of fuzzy inference system and nonlinear regression models for predicting rock brittleness, *Exp. Sys. App.*, 37 (3) 2265–2272.
- Yarali, O. and Kahraman, S., (2011). The drillability assessment of rocks using the different brittleness values. *Tunn. Undergr. Sp. Tech.* 26 (2) 406–414.
- Yaşar S., Yılmaz A.O., ve Çapık M. (2014). Kayaçların kırılabilirlik özellikleri ile kazılabilirlik değişirgeleri arasındaki ilişkilerin incelenmesi, XI. Bölgesel Kaya Mekaniği Sempozyumu (KAYAMEK), Afyonkarahisar.



- Xia Y.J., Li L.C., Tang. C.A., Li X.Y., Ma S., Li M.  
(2017) A new method to evaluate rock mass  
brittleness based on stress–strain curves of class I,  
Rock Mech Rock Eng. 50(5) 1123–1139.
- Weiss, N.L. (1985) Jaw Crushers, SME Mineral  
Processing Handbook, Chapter. 3B-1, (Ed. Weiss  
N.L.), SME/AIME, New York.
- Wills, B.A. (1992). Mineral Processing Technology,  
Pergamon Press, Oxford.
- Wawersik, W.R. and Fairhurst, C.A. (1970). A study  
of brittle rock fracture in laboratory compression  
experiments. Int. J. Rock Mech. Min. Sci. &  
Geomech. Abstr, 7: 561–575.



# Açık İşletme Nakliyesinde Kapasite ve Mesafenin Birim Taşıma Maliyetlerine Etkisinin Araştırılması

## *Investigation of the Effect on the Unit Transportation Costs of the Capacity and Distance in Open Pit Mine*

T. Mallı

*Dokuz Eylül Üniversitesi Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, İzmir*

**ÖZET** Açık maden işletmelerinde cevher nakliyesi, üretim maliyetinin önemli bir bölümünü oluşturduğu için ideal nakliye sistem uygulamaları ile birim taşıma maliyetlerinin düşürülmesi sağlanmaktadır. Optimum nakliye sisteminin tasarlanması, işletme operasyonları ve ekonomisine önemli yararlar sağlamaktadır. Bu nedenle, işletmelerinin artan örtü kazı miktarları, üretim kapasitesi ve mesafelerine göre olabildiğince ekonomik maliyetli üretimlerin gerçekleştirilmesini sağlayacak nakliye sistemi planlaması gerekmektedir.

Bu çalışmada, açık işletme cevher nakliyesinde bant konveyör nakliyesinin spesifik durumlar dışında, kapasite ve taşıma mesafelerine bağlı olarak yaygın kullanılagelen kamyon nakliyesinden daha ekonomik olduğu açıkça görülmektedir. Böylelikle, işletmelerin sürdürülebilirlikleri ile rekabet düzeylerini geliştirebilecekleri öngörülmektedir.

**ABSTRACT** Since ore transport in open mining establishes an important part of the total cost of production, an ideal transport system provides a significant contribution in reducing costs. The design of the optimum transport system provides significant benefits to mine operation and economy. For this reason, it is necessary to plan the transport system to ensure that production of mine is as cost-effective as possible, based on the increasing amounts of stripping excavation, ore production capacity and haulage distance.

In this study, it is predicted that the transport of the belt conveyor in open operation ore transport is more economical than the transport of widely used trucks, depending on capacity and transport distances, except in specific cases. It is foresighted that the mine enterprises will be able to improve their sustainability and competition levels.

## 1 GİRİŞ

Dünya maden üretiminin önemli bir bölümü açık işletmelerde gerçekleştirilirken yüzeye yakın maden yataklarının tüketilmesi ile birlikte açık işletme ekonomik derinliği giderek artmaktadır. Bununla birlikte kaldırılması gereken örtü kazı miktarlarıyla birlikte cevher üretim maliyetleri de yükselmektedir. Maden işletmelerinin ekonomik maden üretimleri için dekapaj maliyetlerinin ve dolayısıyla birim üretim maliyetlerinin düşürülmesi gerekmektedir. Açık işletmelerde cevher nakliyesi, tüm

operasyonlar içinde en önemlisi ve toplam işletme maliyetlerinin %50 'sini oluşturmaktadır (Gamache, Alarie, 2002).

Açık maden işletmelerinde taleplerdeki artışların karşılanabilmesi ve üretim artışlarının ekonomik olarak sağlanması da önem kazanmaktadır. Endüstri ihtiyaçlarının sağlanabilmesi, işletmelerde yüksek üretim kapasitelerini gerektirmektedir. Bunun yanı sıra, üretilecek olan cevherin üzerindeki örtü kalınlığının, dolayısıyla kazılacak ve nakledilecek malzeme miktarının da fazla olması kazı, yükleme ve nakliye

ekipmanlarının daha yüksek kapasitelere sahip olmalarını gerektirmektedir. Maden makine-ekipmanları gelişmekte olan yeni teknolojilerle, daha büyük kapasitelere erişmekte ve daha yüksek verimlilikler üretilmektedir. Böylelikle, açık işletme birim maliyetleri düşürülerek ekonomik açık ocak derinliği daha da derinleştirilmektedir (Çebi, 1994).

Açık işletme madenciliğinde cevher ve dekapaj malzemesinin taşınması işlemi, açık işletme operasyonları içinde maliyetlere en fazla etkilediği için işletme ekonomisinde belirleyici olmaktadır. Bu nedenle, işletmelerde uygulanacak nakliye yöntemi ve seçilecek makina-ekipmanlar, giderlerin azaltılması, verimlilik artışı; maden işletmelerinde oldukça önem kazanmaktadır. Bu açıdan, nakliye sisteminde yapılacak iyileştirme ve geliştirme süreçleri, zaman zaman işletme giderlerinin yarısına yaklaşan nakliye operasyon maliyetlerinin yüzdesel anlamda birkaç değer azaltılması işletme ekonomisine önemli kazanımlar sağlamaktadır (Mallı, 2006).

Açık işletme madenciliği için makina-ekipman seçimi bir işletmenin ekonomik değerlendirmesini etkileyen, işletme tasarımı ve üretim planlamasında en önemli unsurlardandır. Tüm planlama prosesinin temel amacı, maliyet tahminidir ve gerçekte esas amaç belirlenmiş maliyet değerini en aza indiren seçimi yapmaktır (Lizotte, 1988).

Açık maden işletmelerinde genellikle kamyon nakliyesi tercih edilirken bazı durumlarda bant nakliyesi uygulanmaktadır. Ancak, ilkyatırımı düşük kamyon nakliyesi ile düşük işletme giderine sahip bant nakliye sisteminin belirli bir eğim açısı, kapasite ve mesafeler için ekonomik analizleri yapılarak işletmelere uygulanması, taşıma maliyetleri ve birim maliyetlerin düşürülmesi hedefi için önemlidir.

## 2 NAKLİYE SİSTEMİ VE TASARIMI

Nakliyat işlemi en genel anlamıyla, kütlenin bir yerden bir başka yere taşınması işlemidir. Madencilikte önemli bir yeri olan nakliyat, cevherin kazanıldığı üretim yerinden, cevher hazırlama tesisine, lavvar tesisine, atık

sahasına veya tüketim yerine kadar ulaşmasını sağlayan tüm çalışmalar olarak tanımlanabilir. Madencilikte nakliyat yatay, eğik veya düşey düzlemde olabilmekte, çoğu zaman birkaç nakliyat yöntemi birlikte kullanılmaktadır (Şimşir, 2012).

Açık işletme cevher nakliyesinde kamyon nakliyatı, bazı özel durumlarda bant konveyörler ile kombine edilerek birim cevher taşıma maliyetleri düşürülmektedir (Şekil 1).



Şekil 1. Açık işletme nakliye sistemleri

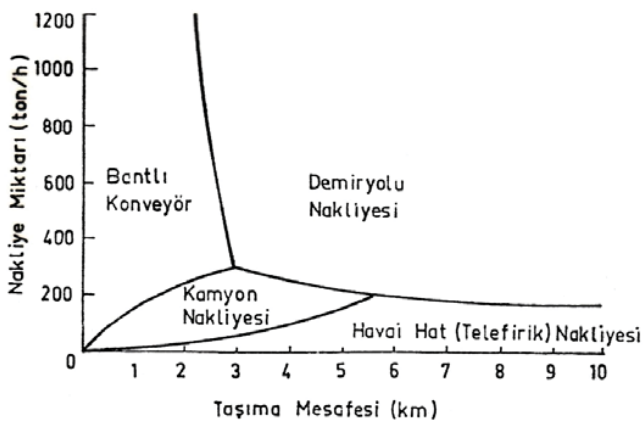
Maden işletmelerinde cevherin taşınması için birkaç alternatif yöntem bulunmaktadır. Nakliye yönteminin seçimine etki eden temel faktörler; cevher rezervi, üretim kapasitesi, üretim yöntemi, işletmenin jeoteknik ve koşulları, cevher damarının yüzeyden derinliği ve eğimi, işletme ömrüdür. Ayrıca, işletme topoğrafik koşulları, malzemenin fiziksel özellikleri, tane iriliği, kırılma şekli, nem oranı ve yoğunluğudur (Şimşir vd, 2012).

Bunların içinde taşıma maliyetini oldukça yoğun şekilde etkileyen ve seçimi belirleyen dominant parametreler; üretim kapasitesi, işletme derinliğine bağlı olarak nakliyat eğim ve mesafesidir. Özellikle işletme kapasitesi, nakliye sisteminde oldukça önemli olup genellikle yıllık 2,000,000 ton üretim kapasitesi limit kabul edilmektedir. Bu limit değerinin üzerindeki işletmeler için bant nakliyesi, düşük kapasiteli işletmeler için kamyon nakliyesi daha düşük yatırım maliyeti ile ekonomik açıdan en uygun yöntem olarak ifade edilmektedir. Sermaye ve ilkyatırım giderleri, her iki alternatif için uygulama ve saha verilerine bağlıdır. İşletme

gideri, bant konveyör sistemi için daha düşüktür (Demirsoy,1984; Walker,1988; Yegulalp,2005).

Genel olarak yüksek nakliye kapasitelerinde bant konveyör sistemi, aynı kapasiteli kamyon nakliyesine göre önemli ekonomik kazanımlar sağlamaktadır. Günümüzde, uzun iletim mesafeleri ve büyük kapasitelerde oldukça ekonomik ve verimli bir nakliyata olanak sağladığından, madencilikle birlikte nakliye, lojistik uygulamalarında da kullanım alanı bulmakta ve yüksek miktarlardaki yığın malzemelerin uzun mesafelere yatay ve eğimli nakledilmesinde uygulanmaktadır. Sürekli nakliyat sistemlerinden olan bant konveyörler ile 20000 ton cevher, 100 km mesafeye kamyon nakliyesine göre 10'da biri değerinde oldukça ekonomik olarak taşınabilmektedir (Özfiyat,2015).

Bant konveyör sisteminde taşınacak malzeme miktarı ve nakliye mesafesi temel kriterdir. Nakliyat kapasitesi, 300 ton/saat değerinden yüksek ise bant nakliyesi kaçınılmaz olmaktadır (Şekil 2). Bu kapasitenin altındaki nakliye kapasiteleri ile birkaç km'lik taşıma mesafelerinde kamyon nakliyesi daha ekonomiktir (Köse vd, 2009). Konveyör bant kapasitesi, genellikle çalışma hızı, bant genişliği ve maksimum malzeme boyutlarına bağlı olarak değişmektedir (SME,2011).



Şekil 2. Taşıma kapasitesi ve mesafesine bağlı kamyon-bant nakliyesi grafiği (Köse vd, 2009)

Maden üretim kapasitesine bağlı olan ekonomik işletme ömürleri de diğer bir

kriterdir. Bant tesisleri, genellikle 10 yıl ve üzerindeki orta ve uzun dönemli işletme ekonomik sürelerinde tasarlanmaktadır (Karpuz 2005; Thompson, Raymer 1981). İşletmelerde üretime geçiş süresinin kısa tutulması istendiğinde ve 10 seneye kadar kısa ömürlü küçük ve orta büyüklükteki üretim kapasiteli (2 milyon ton/yıl'dan düşük) sahip açık işletmelerde kamyon nakliyatı tercih edilmektedir. Ayrıca, selektif üretim ve taşımanın söz konusu olduğu durumlarda, bant tesisinin olanaksız uygun olmadığı, yataklanmanın kesikli yapı gösterdiği durumlarda, uygun eğimin sağlanamadığı yüksek eğimli topoğrafik koşul ve bant taşımacılığının ekonomik olmadığı derin ocaklarda, bant tesisinin sık yer değiştirmesiyle zaman kaybının çok olacağı kısa arınlı dik veya yatay uzanımlı kütlelerin hızlı üretiminde kamyon vazgeçilmez taşıma aracıdır. Ayrıca, yükleme yeri değişiminde kolay uyum, yükleme-boşaltma işlerinde yüksek manevra kabiliyeti, ocaktan daha basit selektif üretim olanağı sağlaması, taşınan malzemenin şekil ve büyüklüğüne daha az bağımlılık, iri parça boyutlu malzemenin hemen yükleme yapılabilmesi sağladığı diğer avantajlardır. Kamyon, arazinin topoğrafik durumuna kolaylıkla uyum sağlayan bir taşıma aracı olup en önemli üstünlüğü de kamyonlardan bir veya ikisinin arızalanarak devre dışı kalması durumunda yükleme faaliyetinin durmaması ve ayrıca sistemin şartlara kolaylıkla uyabilme esnekliğidir (Saltoğlu, 2005). Özellikle son 30 yılı aşan sürede taşıma araçları 20 ton kapasiteden 350 ton kapasiteye kadar yükselmiştir. Bir maden işletmesinde verimliliğin sürdürülmesi, yüksek tonajlı kamyonların öngörülen hız ve sıklıkta malzeme taşıyabilmesine bağlıdır (Karpuz, 2005).

Bant konveyörler, topoğrafik koşullara ve taban zemine uyum sağlayabilmektedir. Kapasite olarak maksimum esneklik sağlamakta ve nakliye akışının sürekliliğine olanak sağlamaktadır. Geleneksel bant



konveyörler, % 35 hat eğimlerine kadar çalışabilmektedir. Konvansiyonel bantlı konveyör sistemleri, eğim aşağı yapılan nakliyatta 14° derece, eğim yukarı yapılan nakliyatta ise 18° derece eğime kadar cevher nakliyesi yapabilmektedir. Çalışma eğim açıları, sandviç tasarımlı profilli bantlar kullanılarak artırılabilir. Kamyonlar için çalışma eğim açısı maksimum 12° derecedir (Demirsoy,1984; Walker,2012; Yegulalp,2005). En uzun bant sistemi günümüzde 100 km'ye ulaşmış olup genellikle 20-30 km taşıma mesafelerine kadar çalışırken sıkça görmek mümkündür (Zamorano, 2011).

Normal konveyör hatlarındaki bant malzemeleri, -20°C ile +125°C sıcaklığa dayanıklı iken özel sentetik malzemelerden yapılan bantlar ise +170°C sıcaklığa kadar özelliklerini kaybetmeden malzeme iletimi yapabilmektedir. Kullanılan yeni malzemeler sayesinde mukavemetleri artırılan bantların buna bağlı olarak taşıma mesafeleri de arttırılmaktadır. Ayrıca, birkaç konveyör seri olarak yerleştirilerek taşıma mesafeleri çok daha fazla arttırılabilir.

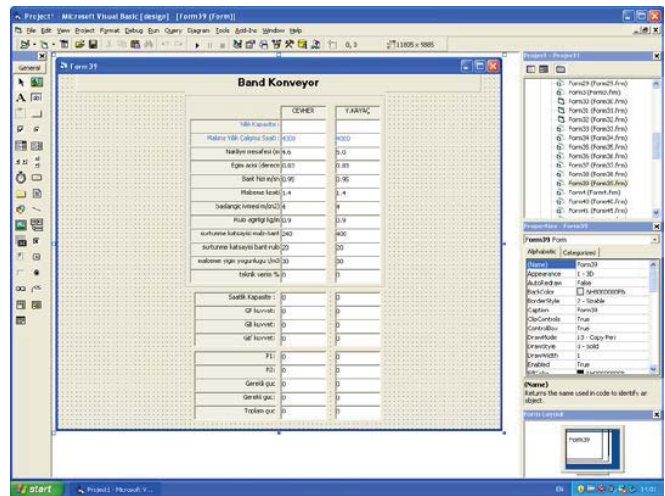
Büyük ve orta ölçekli madencilik operasyonlarında, derinlikle birlikte artan taşıma mesafesi ve nakliye kapasitelerinde, yüksek ilkyatırımlarına rağmen düşük işletme maliyetiyle bant nakliyesi avantajlıdır. Ayrıca, derin açık işletmelerde ve zor arazi koşullarında kamyonların motor ömürlerinin kısa olması, kısa lastik ömürleri vb., bakım onarım ve akaryakıt giderlerinin artmasına neden olurken onarım için yüksek işçiliklere, gerekli olan pahalı atölyelerin amortismanları da dahil edildiğinde bant nakliyesi ekonomik olarak giderek ön plana çıkmakta ve yaygınlaşmaktadır.

Ülkemizde açık maden işletmelerinde ve termik santral kömür besleme hatlarında bantlı konveyörlerin kullanımı gelişmiş ülkelerde olduğu gibi yaygınlaşmaktadır. Açık işletmelerde nakliye yöntemi ekonomik analizler ile belirli bir eğim açısı, kapasite ve mesafe parametreleri için taşıma maliyetlerinin düşürülmesine yönelik rasyonel çözüm olarak değerlendirilmelidir.

### 3 MODEL ÇALIŞMA

Açık işletme nakliye yöntemi ve tasarımı, üretim kapasitesi, taşıma mesafesi ve nakliye hattı/yol eğimi gibi önemli faktörler ve diğer değişkenlerin etkisinde olduğu komplike bir değerlendirme sürecidir.

Bu nedenle, açık işletmeler için ekonomik ve teknik analizlerle detaylı olarak değerlendirilmesi gerekmektedir. Bu amaç, model çalışmanın temel paradigmasını oluşturmaktadır. Kamyon nakliyesi için kritik yol eğimi olan 12 derecede, değişen kapasite ve mesafelerdeki birim taşıma maliyetleri bu sistem için kritik olup diğer alternatif nakliye yöntemi bant konveyör sistemine karşılık değerlendirilmesi gerekmektedir. Bu tür hesaplama ve değerlendirmeler için Visual Basic bir bilgisayar programından yararlanılmıştır. Program farklı alternatif yöntem ve modeller ile üretim kapasitesi ve diğer değişken parametreler için birim cevher taşıma maliyetlerini hesaplamaktadır.



Şekil 3. Bant nakliyesi yazılım arayüzü

Açık işletme nakliye kapasiteleri için taşıma mesafeleri ve çalışma eğimlere bağlı olarak bant konveyörler için gerekli tahrik motor güçleri ve tesis yatırımları bulunmaktadır. Bununla birlikte elektrik, işçilik, faiz, amortisman gibi maliyetlerde dikkate alınmaktadır. Özellikle kamyon nakliyesi için kritik yol eğimi olan 12 derecede farklı kapasite ve taşıma mesafelerinde oluşacak birim taşıma maliyetleri hesaplanmaktadır. Nakliye sistemleri için önemli

parametrelerden cevher nakliyat kapasitesi, yıllık bazda 500000 ton ile 8000000 ton arasında küçük, orta ve büyük ölçekli açık işletmeler için en kısa 1000 m ile en uzun 16000 m cevher taşıma mesafelerinde incelenmektedir. Bant konveyör nakliye parametreleri Çizelge 1’ de verilmektedir. Ayrıca, bant konveyör sistemi için önemli parametrelerden olan bant hızı; minimum 0.25 m/s, 1.0 m/sn, 2.0 m/sn ve 4.0 m/sn olarak kapasitelere uygun belirlenmiştir.

Çizelge 1. Bant nakliye sistemi parametreleri

Parametreler	Değer
Nakliye yapılacak mesafe (km) (max)	16,0
Bant konveyör hızı (max) (m/s)	4,0
Çalışma eğim açısı (derece)	12
Bant konveyör genişliği (mm)	1000
Bant tesis yatırım değeri (\$/m)	900
Bant başlangıç ivmesi (m/s <sup>2</sup> )	0,4
Rulo ve bant ölü ağırlığı (kg /m)	20
Malzeme-bant arasındaki sürtünme katsayısı	0,05
Rulo-bant arasındaki sürtünme katsayısı	0,05
Malzeme yığın yoğunluğu (t /m <sup>3</sup> )	0,9
Teknik verim (%)	90

Farklı açık işletme nakliye kapasite ve taşıma mesafeleri için; 40 ton,155 t ve 400 t olmak üzere 3 farklı kamyon modeli belirlenmiş olup diğer parametre ve kabuller ise Çizelge 2’de verilmektedir.

Çizelge 2. Kamyon nakliye sistemi parametreleri

Parametreler	Değer
Nakliye mesafesi (km) (max)	16,0
Ortalama yol eğim açısı (derece)	12
Kamyon kapasitesi (ton)	40 - 400
Fiyatı (\$)	110000-5000000
Yakıt tüketimi (lt/km)	1,15-7,83
Ortalama hız (km/h)	30
Lastik fiyatı (\$/adet)	400-42500
Kasa hacmi (silme) (m <sup>3</sup> )	21-188
Çalışma ömrü (h)	40000

Nakliye sistem parametreleri ile birlikte diğer kabul edilen faktörlere bağlı olarak öngörülen birim ton başı cevher taşıma maliyet değerleri, model çalışmada genel bir yaklaşımla bant ve kamyon nakliyesi için incelenmektedir.

#### 4 TARTIŞMA VE DEĞERLENDİRME

Açık işletme nakliyesi için öngörülen birim ton başı cevher taşıma maliyet değerleri bant ve kamyon nakliyesi için hesaplanmaktadır. Çizelge 3’ de farklı nakliye kapasitelerinde değişen taşıma mesafeleri için kritik eğim açısı olan 12 derecede öngörülen bant sistemi birim ton başı cevher taşıma maliyetleri belirlenmiştir.

Çizelge 3. 12 derece çalışma eğiminde öngörülen bant nakliye sistem birim taşıma maliyetleri (\$/ton)

Mesafe (km)	İşletme kapasitesi (t/yıl)			
	500000	2000000	4000000	8000000
1	0,674	0,200	0,124	0,085
2	1,315	0,397	0,244	0,168
4	2,600	0,785	0,482	0,332
8	5,171	1,562	0,962	0,662
16	10,312	3,118	1,921	1,321

Bant konveyör nakliyesinde İşletmelerde artan kapasite ve mesafe, birlikte doğrusal olarak sistemin ilkyatırım tutarlarını yükseltmektedir. Nakliye hattı uzunluğu ve eğimi; tahrik motor gücünü arttırdığı için elektrik tüketimini ve elektrik giderini yükseltecek yönde etkilemektedir. Yatırım amortismanı, finansman maliyeti ve operasyon giderleriyle birlikte artan toplam maliyet, birim ton başı taşıma maliyetlerini de yüksek oranda arttırmaktadır. 12 derece eğimli ve kısa mesafeli bant konveyör hatlarında kapasite 16 katına çıktığında birim taşıma maliyet değeri yaklaşık 8’ de birine düşmektedir. En düşük birim ton başına taşıma maliyeti, yüksek kapasiteli kısa mesafeli konveyör hatlarında oluşmaktadır.

Uzun mesafeli taşımaların düşük kapasite ile nakledilmesinde bant tesis yatırım

amortismanı ve faiz gideri şarjı maliyet artışında etkili olmaktadır. Kapasite kullanımının düşük olması birim taşıma maliyetlerini oldukça yükseltmektedir. Bu nedenle, açık işletme kapasitelerinin küçük ölçekli olması ve taşıma mesafelerinin 4 km ile 16 km arasında olması durumlarında kamyon nakliyesi daha ekonomik olduğu öngörülmektedir. Farklı açık işletme nakliye kapasiteleri ve taşıma mesafelerinde kamyon nakliyesi için öngörülen birim ton başı cevher taşıma maliyet değerleri; 40 ton,155 t ve 400 t olmak üzere 3 farklı kamyon modeli için belirlenmektedir. Kamyonlar için öngörülen en düşük birim taşıma maliyetleri Çizelge 4’de verilmektedir.

Çizelge 4. Kamyon nakliyesi birim taşıma maliyetleri (\$/ton)

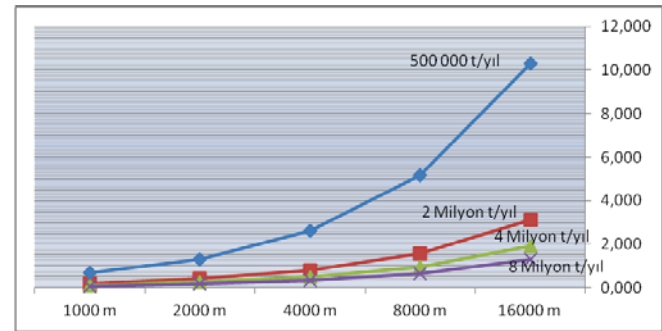
Mesafe (km)	İşletme kapasitesi (t/yıl)			
	500000	2000000	4000000	8000000
1	1,287	0,724	0,362	0,182
2	1,372	0,807	0,403	0,406
4	1,638	0,875	0,726	0,656
8	2,953	1,829	1,375	1,480
16	3,762	2,821	2,351	2,535

Model sonuçlarına göre yüksek kapasiteli ve mesafe sınırlaması olmaksızın maksimum koşullarda bant nakliyesinin ekonomik olduğu, sadece küçük ölçekli açık işletmelerde taşıma mesafesinin 4-16 km olduğu durumları için kamyon nakliyesinin ekonomik açıdan avantajlı olduğu görülmektedir. Model çıktılarına dayanarak,

- ✓ 500000 ton/yıl işletme üretim kapasiteli açık işletmeler için kamyon nakliyesi, 1-2 km kısa mesafeler dışında daha ekonomik taşıma sağlamaktadır.
- ✓ 2000000 ton/yıl işletme üretim kapasiteli açık işletmelerde bant konveyör nakliyesi ekonomik taşıma sağlayabilmektedir.
- ✓ 4000000 t/y ve 8000000 ton/yıl işletme üretim kapasitelerine sahip açık işletmeler için bant konveyör sistemleri oldukça ekonomik cevher nakliyesi sağlayabilmektedir.

Bu nedenle, bant konveyör sistemi daha esnek, koşullara uyumlu, iklime daha az bağımlılık ve kolay kapasite arttırımı sağladığından açık maden işletmeleri için rasyonel görünmektedir. Ancak uygun olmayan koşullarda ve eğim açısının düşürülemediği durumlarda ise kamyon ile kombine bir sistem tasarlanarak taşıma maliyetlerinin düşürülmesine yönelik çözümler geliştirilebilir.

Açık işletme nakliye sistemlerinin planlanması ve tasarımında olabildiğince yüksek kapasiteli opsiyonların toplam birim maliyetlerin düşürülmesinde etkili olabileceği işletme dinamiklerine bağlı olarak incelenmelidir. Böylelikle, açık işletme nakliye sistemleri tasarımında, taşıma mesafesinin yarattığı ilkyatırım amortismanları ve finansman maliyetlerinin etkisini azaltacak nakliye kapasitelerinde daha ekonomik birim taşıma maliyetleri sağlanabilmektedir (Şekil 5).



Şekil 5. İşletme kapasitesine bağlı bant konveyör sistem maliyetleri

Bant konveyör sistemleri daha basit ve esnek çalışma koşulları, kolay kapasite arttırımlarına olanak vermesi, genişleme ve yenileme yatırımlarını da ortadan kaldırmaktadır. Ayrıca,

- ✓ Artan akaryakıt fiyatlarına karşın bant konveyör nakliyesi daha ekonomik taşıma sağlayabilmektedir.
- ✓ 12 derece eğimli yerlerde maksimum mesafe sınırlaması olmadan bant nakliyesi ekonomik nakliye sağlayabilmektedir.
- ✓ Bu nedenle, bant konveyörler yükselen dekapaj miktarları ve taşıma kapasitelerinde, ekonomik taşıma



olanağı sağladıkları için yüksek kapasiteli işletmelerde rekabetçi, uygun maliyetli ekonomik çözümler sağlayabilmektedir.

## 5 SONUÇ VE ÖNERİLER

Açık işletmelerde dinamik faktörlere ve spesifik kısıtlara bağlı olarak ekonomikle birlikte uygulanabilirlik ve gelişme ölçütleri de gözönünde bulundurulmalıdır. Buna uygun ideal nakliye sistemlerinin tasarlanması, ekonomik yönden işletme maliyetlerinin düşürülmesini sağlarken sektörel açıdan sürdürülebilirliği etkileyebilen bir realite olmaktadır. Maden işletmeleri için yüksek kapasiteli ve mesafe sınırlaması olmaksızın uygun eğimli arazi ve koşullarda bant nakliyesinin çoğu zaman ekonomik çözümler üretebileceği öngörülmektedir. Bant konveyörler, işletme ekonomisinde daha ekonomik taşıma ve dolayısıyla birim üretim maliyetleri sağladığı için açık maden işletmelerinde uygulamaları rasyonel görünmektedir.

Bant konveyör tesis yatırımı, işletmelere ciddi finansman yükleri getirebileceği olası durumlarda; ilkyatırımı düşük kamyon nakliyesi ile düşük işletme giderine sahip bant nakliyesi kombine edilebilir. Belirli bir eğim açısı, kapasite ve mesafeler için ekonomik analizleri yapılarak işletmelere kombine sistemlerinin uygulanması, birim taşıma maliyetleri ve cevher üretim maliyetlerini azaltabilir giderek derinleşip genişleyen açık işletmeler için nakliye işlemi, daha ekonomik ve teknik anlamda daha verimli olarak çözümlenebilir. Böylelikle, açık maden işletmelerinde pozitif değişim ve gelişmelerin de sağlanabileceği öngörülmektedir.

## KAYNAKLAR

- Çebi, Y., Köse, H., Yalçın, E., 1994. A Computer Program for the Selection of Open-Pit Mining Equipment and Economical Evaluation of Open-Pit Mining Methods, *Proceedings of the Third International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection*, İstanbul. 417-42
- Demirsoy, M., 1984. *Transport Tekniği İletim Makinaları*, Cilt I, DEÜ Mühendislik-Mimarlık Fakültesi Yayınları, İzmir.
- Gamache M., Alarie S., 2002. Overview of Solution Strategies Used in Truck Dispatching Systems for Open Pit Mines. *International Journal of Surface Mining, Reclamation and Environment*. vol.16, pp. 59-76.
- Karpuz, C., 2005. Açık Ocak Taşıma Yolu Tasarımı, *Maden Mühendisliği Açık Ocak İşletmeciliği El Kitabı*, Eskikaya, Ş., Karpuz, C., Hindistan, M.A., Tamzok, N., (Eds), TMMOB Maden Mühendisleri Odası, Ankara, s. 431-451, ISBN: 975-395-980-x.
- Köse, H., Yalçın, E., Şimşir, F., Konak, G., Onargan, T., Kızıl, M.S., 2009. *Açık İşletme Tekniği*, 4. Baskı, D.E.Ü Mühendislik Fakültesi Yayınları No: 256, İzmir.
- Labris. <http://www.labrisltd.com.tr>
- Lizotte, Y., 1988. Economic and Technical Relations between Open-Pit Design and Equipment Selection, *Mine Planning and Equipment Selection*, Singhaj (Ed), Balkema, Rotterdam.
- Mallı, T., 2006. Küresel Konumlama Sisteminin (GPS) Madencilikte Kullanım Olanaklarının Araştırılması, Yüksek Lisans Tezi, Dokuz Eylül Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü, İzmir.
- Özfirat, M.K., 2015. Bantlı Konveyörler, *Maden Ocak Teknolojileri*, Sayı 26, pp. 30-32, Apa Yayıncılık, İstanbul.
- Saltoğlu, S., 2005. Kamyon Taşımacılığı, *Maden Mühendisliği Açık Ocak İşletmeciliği El Kitabı*, Eskikaya, Ş., Karpuz, C., Hindistan, M.A., Tamzok, N., (Eds), TMMOB Maden Mühendisleri Odası, Ankara, s. 453-463, ISBN: 975-395-980-x.
- Şimsir, F., Tatar, Ç., Özfirat, M.K., 2013. *Madenlerde Nakliyat*. Dokuz Eylül Üniversitesi, D.E.Ü Mühendislik Fakültesi Yayınları No: 256, İzmir.
- Thompson, T.L., Raymer, F. B., 1981. Transportation, storage, and handling of coal, in M. A. Elliott, (Ed.). *Chemistry of Coal Utilization*, 523-570.
- Walker, S.C., 1988. *Mine Winding and Transport*, Elsevier Science Publishers B.V., USA.
- Yegülalp, T., 2005. Bant Taşımacılığı, *Maden Mühendisliği Açık Ocak İşletmeciliği El Kitabı*, Eskikaya, Ş., Karpuz, C., Hindistan, M.A., Tamzok, N., (Eds), TMMOB Maden Mühendisleri Odası, Ankara, s. 473-516, ISBN: 975-395-980-x.
- Zamorano, S., 2011. Surface Ore Movement, Storage, and Recovery Systems, *SME: Society Mining Engineering Handbook*, Darling, P., (Ed.), Third Edition, 977-987, 2011.





# Suda Dağılmaya Karşı Duraylılık İndeksi (SDI) Testi için Temsili Küre Deney Örneklerin Hazırlanmasında Kullanılan Aşındırıcı Çanaklar

## *Cutter Cups Used in Preparation of Representative Sphere Test Samples for Slake Durability Index Test*

H. Ankara, M. Aksoy

*Eskişehir Osmangazi Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Eskişehir*

S. Yerel Kandemir

*Bilecik Şeyh Edebali Üniversitesi, İnşaat Mühendisliği Bölümü, Bilecik*

H. Aras

*Eskişehir Osmangazi Üniversitesi, Makine Mühendisliği Bölümü, Eskişehir*

**ÖZET** Suda dağılmaya karşı duraylılık deneyinde, temsili deney örneklerinin eşdeğer boyutlu küresel şekilli olması önerilmesine rağmen uygulanan örnek hazırlama tekniği ile bu geometrik şeklin oluşturulması oldukça zordur. Ancak özel kesme ve aşındırma teknikleri kullanılarak eşdeğer boyutlu temsili küre örneklerin hazırlanması mümkündür. Bu çalışmada temsili küre deney örneklerin hazırlanmasında kullanılan aşındırıcı çanak tasarımları yapılmıştır. Bu aşındırıcı çanaklar arasında en iyi aşındırma performansını veren aşındırıcı çanak tipi belirlenmiştir. Ayrıca temsili küre deney örneği yapma süresi 63-74 dakikadan 7-23 dakika aralığına indirilmiştir.

**ABSTRACT** Although it is purposed that representative test samples should have the shape of the equal sized spherical samples in slake durability index test, it is very difficult to prepare these representative test samples by applying the current sample preparation method. However, it is proven that the equal sized spherical representative test samples can be prepared by applying special cutting and grinding techniques. In this study, Cutter cup used in preparation of representative spherical test samples for slake durability index test have been designed. Type of the cutter cup giving the best grinding performance among these cutter cups has been determined. Besides, preparation time of representative test samples has been reduced from 63-74 min. to 7-23 min.

## 1 GİRİŞ

Suda dağılmaya karşı duraylılık (Slake Durability Index-SDI) Deneyi indeks türünden olup, kayaların sınıflandırılması ve birbiriyle karşılaştırılması için kullanılır. Genellikle, zayıf ve kil içeren kayalar üzerinde yapılan bu deneyde iki standart ıslanma ve kuruma çevrimine tabi tutulan temsili deney örnekleri zayıflama ve ayrılıp suda dağılmaya karşı gösterdiği direnç belirlenir (ISRM, 1981). SDI deneyi Chandra (1970) ile Franklin ve Chandra (1972)

tarafından önerilmiştir. Bu deney kayaçların Suda Dağılmaya Karşı Duraylılık indeksinin belirlenmesi amacıyla ISRM (1981) ve ASTM (1990) tarafından standartlaştırılmıştır.

SDI deneyinde, her biri 40-60 gram ağırlığında olan 10 adet yuvarlak temsili deney örneğinin toplam ağırlığı 450-550 gram olacak biçimde hazırlanır. Temsili deney örnek parçaları karottan, kaya bloğundan veya sahadan alınabileceği belirtilmiştir (ASTM, 1998). Temsili deney

örnek parçaların köşeleri yuvarlatılmış ve kabaca küresel (ISRM, 2007) veya küresele yakın (Ulusay et. al., 2011) şekilde olması önerilmiştir. Temsili deney örneklerinin yüzeyleri pürüzsüz ve kabaca eş boyutlu hazırlanması tavsiye edilmiştir (TSE, 1990).

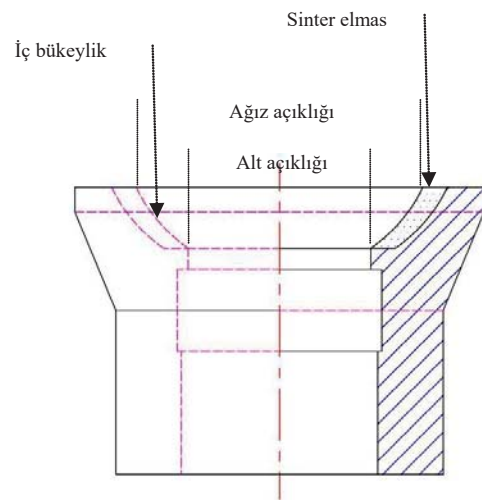
SDI deneyinde kullanılan temsili deney örneklerin şekli çoğunlukla küresel şekle benzemediği görülmektedir. Ancak temsili deney örneklerinin şekli ve pürüzlülüğü, yani küresellikten uzaklaşması, deneydeki çevrimler sırasında örneklerin birbiriyle çarpışmaları ve sürtünmeleri sonucu gerilme dağılımlarını etkilediği belirlenmiştir. Ayrıca deney sırasında temas eden yüzey alanı artmaktadır. Bu durumda, köşeli ve pürüzlü temsili deney örneklerinde, küresel (yuvarlak) şekle sahip örneklere göre daha fazla kopma ve parçalanmalar meydana gelmektedir (Kolay v.d., 2004; Kolay and Kayabalı, 2006). Deneyde kullanılan temsili deney örneklerin fiziki yapıları homojen olmamasından dolayı, bulunan SDI değerlerinin yanlış yorumlanmasına sebep olmaktadır. Standartlarda ve literatürde küresele yakın temsili deney örneklerin hazırlanması önerilmesine rağmen, uygulamada kaya türlerine göre küresel şekilli temsili deney örneklerin hazırlanması güçleşmekte ve zaman almakta, bazen de mümkün olmamaktadır (Kolay, 2007). Ankara vd. (2013a) küre yapma makinesini kullanarak, farklı tür kayalardan homojen temsili küre deney örnekler hazırlanmasının mümkün olduğunu ispat etmişlerdir. Bu makinede temsili küre deney örneklerinin hazırlanabilmesi için özel bir aşındırıcı çanak tasarlamışlardır. Temsili küre deney örnekler ve elle küresele yakın hale getirilen yuvarlak deney örnekler üzerinde hem ISRM hem de ASTM'ye göre yapılan deneylerde küre deney örneklerin daha yüksek SDI değerleri verdiği belirlenmiştir (Ankara et. al., 2013a). Yaptıkları diğer çalışmalarda da aynı sonuçlar elde etmişlerdir (Ankara et. al., 2011; 2013b; 2015; 2016). Ancak aşındırıcı çanağın performansına bağlı olarak temsili küre deney örneklerin hazırlanmasının uzun zaman aldığı da görülmüştür.

Bu çalışma kapsamında, temsili küre deney örneklerini hazırlama süresini

kısaltmak amacıyla farklı geometride ve farklı tane boyutlu aşındırıcı malzemeye sahip aşındırıcı çanakları tekrar tasarlanmış ve imal ettirilmiştir. Bu aşındırıcı çanaklar kullanılarak temsili deney örneklerine küre geometrik şekil kazandırılması için ampirik yaklaşımı temel alan bir aşındırma deney yöntemi uygulanmış ve temsili deney örneklerini hazırlama süresi kısaltılmıştır.

## 2 AŞINDIRICI ÇANAK GEOMETRİSİ

Aşındırıcı çanaklar küre yapma makinesine karşılıklı iki adet takılarak, ön küre şeklinde kesilmiş deney örneğini aşındırarak küre elde edilmesine olanak sağlamaktadır. Aşındırıcı çanaklar birbirine ters yönde dönerek küre olacak malzemenin diyagonal yönlerde hareket etmesine olanak sağlar. Aşındırıcı çanak içindeki küre malzemesi çanaklar tarafından herhangi bir baskı uygulamaksızın, serbest dönmesi sonucunda aşındırılmaktadır. Bu serbest dönmenin oluşması için küre parçası ile aşındırıcı çanak üst kısmı arasında 1-2 mm açıklık bulunmaktadır. Bunun için küre malzemesinin yüzeyinde oluşan aşınma çanağın yan ve alt yüzeyinde gerçekleşmektedir. Bu işlem sırasında çanaklarda ve küre parçasında ısı oluşumu söz konusu olmadığından dolayı herhangi bir soğutucu akışkan kullanılmamaktadır.



Şekil 1. Aşındırıcı çanak geometrisi

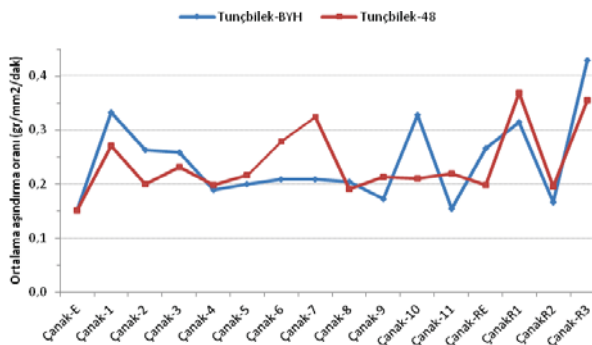
Aşındırıcı çanak kovanı 3 mm kalınlığında, sinterlenmiş 4-6 karat/cm<sup>3</sup>

sentetik elmas içermektedir. Deneylerde kullanılan çanaklarda, sentetik elmas tane boyutları 30-40, 60-80 ve 100 meş olarak tercih edilmiştir. Aşındırıcı çanak kovanının alt kısmı açık veya kapalı olarak imal ettirilmiştir. Alt açıklığı olan çanaklarda aşındırma işleminin daha iyi olduğu gözlenmiştir, Şekil 1.

### 3 AŞINDIRMA DENEYLERİ

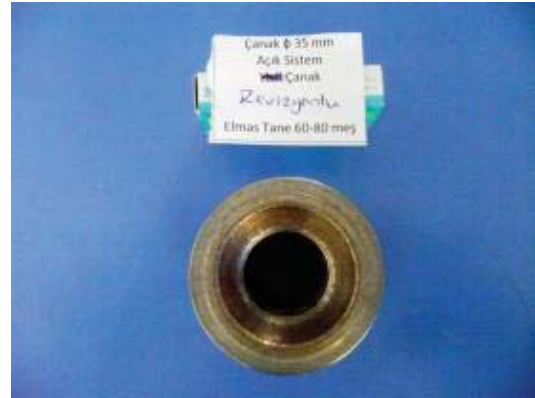
Aşındırma deneylerinde kullanılan kaya blok örnekleri Türkiye Kömür İşletmeleri Kurumu'na bağlı Tunçbilek Linyit İşletmesi'nden alınmıştır. Masif marnın mineralojik yapısında kuvars, kalsit ve dolomit baskın minerallerdir. Nem içeriği % 8,91 olarak belirlenmiştir. Alınan masif marn kaya blok örnekleri yaklaşık 50x50x30 cm boyutlardadır. Bu kaya bloklarından 54 mm boyutunda küp deney örnekleri kesilmiş ve ikinci kesim sonrasında ön küre şekli elde edilmiştir. Ön küre şekilli deney örnekleri küre makinesinde küre şekli verilmiş ve bu küreler üzerinde aşındırma deneyleri yapılmıştır.

Küre deney örnekleri üzerinde her bir çanak için 1, 2, 3, 4 ve 5 dakikalık zaman dilimlerinde aşındırma işlemine tabi tutulmuş ve aşındırma sonrası ağırlık ve çap değişimleri ölçülmüştür. Bu deneyler üç kere tekrarlanarak 45 dakikalık bir aşındırma deneyi yapılmıştır. Daha sonra her bir zaman dilimi için aşındırıcı çanakların aşındırma oranı ( $\text{gr}/\text{mm}^2$ ) olarak hesaplanmıştır. Daha sonra ortalama değerler dikkate alınarak, bir dakikalık zaman dilimine çevrilmiş ve dakikadaki ortalama aşındırma oranı ( $\text{gr}/\text{mm}^2/\text{dak}$ ) olarak hesaplanmıştır, Şekil 2.



Şekil 2. Aşındırıcı çanakların performansları

Tunçbilek BYH pano masif marn deney örneklerinde en iyi aşındırma performansı Çanak-R3'de bulunmuştur. Tunçbilek 48 pano deney örneklerinde ise en iyi aşındırma performansı Çanak-R1 ve Çanak-R3 vermiştir, Şekil 3. Çanak-R1'de 60-80 meş ve Çanak-R3'de 30-40 meş tane boyutlu sentetik elmas aşındırıcı kullanılmıştır. Çanak-E aşındırma performansını ve zamanını kıyaslamak amacıyla kullanılan ilk imal ettirilen aşındırıcı çanaktır.



Çanak-R1



Çanak-R3

Şekil 3. Aşındırıcı çanaklar

Ön küreden küre oluşturma zamanları; Çanak-E için 64-73 dakika alırken, Çanak-R3 7'34" ile 15'34" arasında ve Çanak-R1 için 22'57" olarak bulunmuştur.

### 4 BULGULAR VE TARTIŞMALAR

SDI deneylerinde her birinin ağırlığı 40-60 gram gelen, toplamda 450-550 gram kadar 10 adet temsili deney örneği kullanılmaktadır. Temsili deney örneklerinin şekli kabaca küresel (ISRM, 2007), küresele



yakın (Ulusay vd., 2011), kabaca eş boyutlu (TSE, 1990) ve keskin köşeleri yuvarlatılmış olarak hazırlanmalıdır (TSE, 1990; ASTM, 1998; ISRM, 2007). Bu tür örneklerin hazırlanması zor veya kimi zaman mümkün olmamaktadır (Kolay, 2007). Eş boyutlu ve ağırlıklı temsili küre deney örneklerinin hazırlanmasının mümkün olduğu (Ankara vd., 2013a) ve hızlı bir şekilde hazırlanabileceği bu çalışmada ispat edilmiştir. Temsili deney örneklerinin küresel şekle yaklaşmasıyla mekanik parçalanmaların ve kopmaların (Kolay v.d., 2004; Kolay and Kayabalı, 2006) daha az olacağı ve SDI değerlerin dağılma duraylılığını daha iyi temsil edeceği ifade edilmektedir. Bu çalışmada aşındırıcı çanak tasarımı yapılmasına rağmen BYH pano masif marn kaya örneğinden hazırlanan küre ve yuvarlak temsili deney örnekleri üzerinde yapılan SDI deneylerinde  $Id_2$  değerleri sırasıyla % 99,43 ve % 98,78,  $Id_4$  değerleri sırasıyla % 98,96 ve % 97,69 bulunmuştur. Temsili küre deney örneklerinin  $Id_4$  değeri yuvarlak deney örneklerin indeks değerine göre % 1,27 yüksek bulunmuştur.

## 5 SONUÇLAR

Bu çalışmada, suda dağılmaya karşı duraylılık indeksi deneyinde kullanılan temsili küre deney örneklerin hazırlanmasında kullanılan aşındırıcı çanaklarının tasarımı yapılmış ve performansları belirlenmiştir. SDI deneyinde kullanılan temsili küre deney örneklerinin hazırlanma süresi 73 dakikadan en fazla 23 dakikaya düşürülmüştür. Benzer şekilde aşındırıcı çanaklarının aşındırma performansı 0,15 gr/mm<sup>2</sup>/dak'dan 0,36-0,43 gr/mm<sup>2</sup>/dak'a çıkarılmıştır. Aşındırma performansı en az % 240 artırılmış ve küre hazırlama zamanı ise en az % 278 oranında kısaltılmıştır.

## TEŞEKKÜR

Bu çalışma TÜBİTAK 111M823 sayılı proje olarak desteklenmiştir.

## KAYNAKLAR

- Ankara, H., Aksoy, M., Yerel, S., Keser, Y., 2011, A new sample preparation method for slake durability index test. 4<sup>th</sup> Balkan Mining Congress, Ljubljana-Slovenia, ss. 571-575.
- Ankara, H., Aksoy, M., Yerel, S., 2013a, Suda dağılmaya karşı duraylılık testi için kayalardan eş boyutlu küresel örneklerin hazırlanması, BAP Proje No: 201015013, Eskişehir Osmangazi Üniversitesi, Eskişehir.
- Ankara, H., Aksoy, M., Yerel, S. ve Keser, Y., 2013b, The determination of slake durability index with spherical samples. Key Engineering Materials. 548, ss. 247-252,.
- Ankara, H., Y. Kandemir, S., Çiçek, F., 2015, Comparison of slake durability index (SDI) values of sphere and rounded marl samples, World Multidisciplinary Earth Sciences Symposium, Prag-Çek Cumhuriyeti, ss. 93-98.
- Ankara, H., Çiçek, F., Deniz, İ. T., Uçak, E., Yerel Kandemir, S., 2016, Determination slake durability index (SDI) values on different shape of laminated marl samples, IOP Conf. Series: Earth and Environmental Science, 44, ss. 1-5.
- ASTM, 1990, Standard test method for slake slake durability of shales and similar weak rocks (D4644), Philadelphia, Annual book of ASTM standards, 4-08, ASTM, ss. 863-865.
- ASTM, 1998, Standard Test Method for Slake Durability of Shales and Similar Weak Rocks, D-4644-87.
- Chandra. R., 1970, Slake durability test for rocks. Unpublished M.S. thesis. Department of Mining. Imperial Collage. England.
- Franklin, J.A. and Chandra, R., 1972, The slake durability test, International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 9, s. 325-341.
- ISRM, E. T. Brown (ed.), 1981, Suggested methods: rock characterization, testing and monitoring, London, Pergamon Press.
- ISRM, Ulusay, R., Hudson, J.A., (Eds.), 2007, The complete ISRM suggested methods for rock characterization, testing and monitoring; 1974-2006, prepared by the commission on testing methods, International Society for Rock Mechanics: ISRM Turkish National Group Ankara, Turkey, 628 s.
- Kolay, E., 2007, Örnek mikro yapısının ve köşeliliğinin suda dağılmaya karşı duraylılık indeksine etkisi ve suda dağılmaya karşı duraylılık indeksiyle bazı fiziksel özellikler arasındaki ilişki, Yerbilimleri, 28(2), ss. 271-284.
- Kolay, E., Kayabalı, K. and Beyaz, T., 2004 The effect of sample shape on the slake durability of some argillaceous rocks, *ROCKMEC'2004-VII<sup>th</sup> Regional Rock Mechanics Symposium*, Sivas, Turkey.

- Kolay, E., Kayabalı, K., 2006, Investigation of the effect of aggregate shape and surface roughness on the slake durability index using the fractal dimension approach, *Engineering Geology*, 86, 271-284.
- TSE, 1990, Kayaçların şişme ve suya dayanıklılık özelliklerinin tayini, Türk Standartları Enstitüsü TSE 8543, Ankara, 7 s.
- Ulusay, R., Gökçeoğlu, C ve Binal, A., 2011, Kaya mekaniği laboratuvar deneyleri, TMMOB Jeoloji Mühendisleri Odası Yayınları 58, Ankara, ss. 35-40.





# Mermer Ocaklarında Enerji Nakil Hattı Projelerinin Hazırlanması ve Örnek Bir Uygulama

## *Preparation of Power Transmission Line Projects in Marble Quarries and an Example Application*

A. Sakcalı

*Süleyman Demirel Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Isparta*

**ÖZET** Mermer ocağı işletme sınırları genellikle şehir merkezlerinden uzaktır. Bu nedenle mermer ocak işletmecisi işletme için gerekli olan elektrik tesisini enerji nakil hattı dağıtıcısının da izniyle kendi çekmek zorunda kalmaktadır. Mermer ocaklarında yapılan bu yatırım yüksek maliyetli olsa da ocak enerjisinin karşılanması için gereklidir. Enerji nakil hattının tesisinde elektrik ve harita mühendisleri sorumludur. Ocakta daima bulunan bir sorumlu veya maden mühendisinin de bu tesisin yapımında fikrinin olması mermer işletmesinin kontrolü için büyük önem arz etmektedir.

Bu çalışmada, bir mermer ocağı için enerji nakil hattı projesi hakkında bilgiler verilmiştir. Örnek bir proje üzerinden mermer ocakları için elektrik tesisi projelerinin hazırlanma aşamalarının daha kolay anlaşılması sağlanmıştır. Böylelikle, işletmeci veya maden mühendisi ocakta elektrik dağıtımının nasıl yapıldığı hakkında genel bir bilgiye sahip olabilecektir.

**Anahtar Kelimeler:** Elektrik tesisi, enerji nakil hattı, mermer ocağı.

**ABSTRACT** Marble quarry boundaries are generally far from city centers. So that, the marble quarry investor is forced to take his own the electrical installation required for the quarry with the permission of the power transmission line distributor. Though this investment in marble quarries is costly, it is necessary to meet the quarry energy. Electrical and survey engineers are in charge of construction of power transmission line. A responsible person or mine engineer who is always present at the quarry have an idea about the construction of this facility is a great importance for the control of marble operations.

In this study, information about the power transmission line for a marble quarry is given. The understanding of the preparation stages of the electricity plant projects for marble quarries were provided on a sample project. Hereby, the operator or the mining engineer may have a general knowledge of how electricity is distributed in the quarry.

**Keywords:** Electric facility, power transmission line, marble quarry.

## 1 GİRİŞ

Maden ocaklarında kullanılan elektrik makineleri için elektrik enerjisi bir ihtiyaçtır. Elektrik enerjisi sadece üretim makinelerinde değil maden üretim tesisinin diğer ihtiyaçları için de önem taşımaktadır. Bu nedenle elektrik tesisinin enerji nakil hattı projel-

rinin iyi bir şekilde tasarlanması gerekmektedir.

Maden ocağı için gerekli güçte elektrik tesisinin kurulması büyük önem taşır. Kullanılacak elektrik makineleri ve elektrikli aletler için gerekli olan gücün iyi tasarlanması maden ocağının geleceği açısından önemlidir. İleride ayrı bir maliyet oluşturmaması

için hattın çekilecek enerjinin iyi planlanması gerekmektedir.

Gürültü ve çevre kirliliği yaratan mermer ocak işletmeleri için yerleşim yerlerine belirli uzaklıkta işletme sınırları getirilmiştir. Bu nedenle mermer ocakları için ihtiyaç olan elektrik enerjisinin temini zor olmaktadır.

Bir mermer işletmesi için kullanımı zorunlu olan elektriğin temini ise tamamen işletmeciye bırakılmıştır. Bölgenin bağlı olduğu elektrik dağıtıcısının hattından kendi hattını çekmesi gereken mermer işletmesi belli bir proje çerçevesinde bu işleri yürütmektedir.

Genellikle işletmeciler elektrik işlerini yürüten bir mühendislik şirketi ile anlaşarak kendi adına bu işleri yapmasını istemektedir. Yetkili mühendis eşliğinde enerji nakil hattı işleri sürdürülürken ocaktan sorumlu maden mühendisinin konu hakkında bilgi sahibi olmaması elektrikli işlerin kontrolünü zorlaştırmaktadır.

Bu çalışmada bir mermer ocağı için orta gerilim projesinin hazırlanma aşamaları örnek bir proje üzerinden anlatılmıştır. Enerji nakil hattı projesinin hazırlanması ile ilgili bilgi sahibi olmayan bir maden mühendisi veya işletmeci için bir rehber oluşturulması hedeflenmiştir.

## 2 BİR MERMER OCAĞINDA ORTA GERİLİM ELEKTRİK TESİSİ PROJESİ

Enerji nakil hattı (ENH) projeleri genellikle zor ve zaman alan projelerdir. ENH direklerinin iletken sehim şablonlarına ve menzil hesaplarına göre dikilmesi, direk tepesindeki traverslerin seçim tablolarından teker teker seçilmesi, hattın yukarı çekmeye maruz kalıp kalmadığının kontrolü, birbirine komşu menziller arasındaki oranın kontrolü vb. birçok işlemin yapılmasını gerektirmektedir (Eroğlu ve Aydın, 2015).

Yunusoğlu (2004) kitabında orta gerilim enerji nakil hatlarının projelendirilmesini ayrıntılı olarak anlatmaktadır. Bu çalışmada Isparta'nın Eğirdir ilçesine bağlı Sarıidris kasabası mevkiindeki bir mermer ocağı için oluşturulmuş bir orta gerilim tesis projesi üzerinden proje içeriği anlatılmıştır. Enerji nakil hattı projesi TEDAŞ teknik şartname-

lerine uygun olarak yapılmıştır (TEDAŞ-MYD/95-002.B, 2003; TEDAŞ-MYD/95-03.C, 2006; TEDAŞ-MYD/95-007.D, 2005; TEDAŞ-MY D/95-013.A, 1999; TEDAŞ-MYD /96-004, 1996; TEDAŞ-MYD-96-010.A, 2003; TED AŞ-MYD/96-015, 1996; TEDAŞ-MYD/96-016.A, 1996; TEDAŞ-MYD-96-017, 1996; TEDAŞ-MYD-96-018.B, 2006; TEDAŞ-MY D/96-19.A, 2005; TEDAŞ-MYD/96-020, 1996; TEDAŞ-MYD-96-021, 1996; TEDAS-MYD-99-032.B, 2005; TEDAŞ-MY D/99-033. A, 2002; TEDAŞ-MYD/2002-039, 2002; TEDAŞ-MYD/2002-040, 2002; TEDAŞ-MYD/ 2003-044, 2003; TEDAŞ-MYD /2004-04B, 2004; TEDAŞ-MYD/2004-046, 2004; TED AŞ-MYD/2005-050, 2005; TED AS-MYD/ 2 006-03, 2006). Mermer ocağın-  
daki enerji nakil hattından bir görüntü Şekil 1'de verilmiştir.



Şekil 1. Mermer ocağında enerji nakil hattından bir görüntü

Projede 400 kVA direk tipi trafo postası ve enerji nakil hattı orta gerilim mono blok beton köşk yapımı gerçekleştirilip kısaca örneklendirilerek anlatılmaya çalışılmıştır. Böyle bir projede aşağıda verilen ana başlıklar altında proje sunulmaktadır.

- Bir elektrik mühendisinin oda SMM (Serbest Müşavirlik Mühendislik Hizmeti) belgesi
- Bir elektrik ve bir harita mühendisinin oda BT (Büro Tescil) belgesi

- Elektrik ve harita mühendisinin kimlik fotokopisi
- Elektrik ve harita mühendisinin diploması
- Tesis bilgi formu
- Enerji müsaade yazısı
- Açıklama Raporu
- Trafo gücü hesabı
- Kompanzasyon gücü hesabı
- Gerilim düşümü ve akım kontrolü hesabı
- Topraklama hesabı
- Direk seçim ve dağıtım listesi
- Koordinat listesi
- Keşif özeti
- Sehim cetveli
- İletken kopma hesabı
- Enerji nakil hattı profili
- Enerji vaziyet planı
- Tek hat bağlantı şeması

İlk beş başlık projeyi gerçekleştiren mühendislerin sahip olduğu belgeler olup bu başlıklar altında projenin gerçekleştirildiği mermer ocağının elektrik tesis projesi kısaca örneklerle anlatılmıştır.

## 2.1 Tesis Bilgi Formu

Şahıs tüketim tesislerine ait bilgilerin olduğu form olup bu formda tesise ilişkin bilgiler, mevcut tüketim tesisi ile ilgili bilgiler, tüketim tesisi ile ilgili nihai bilgiler verilmektedir. Şahıs tüketim tesisi bilgi formunda verilmesi gerekenler aşağıda verilmiştir.

- A. Tesise İlişkin Bilgiler
1. Tüketim tesisin adı
  2. Tesis sahibi
  3. Tüketim tesisinin kurulu gücü (kW)
  4. Enerji müsaadesi alınan kurum (EDAŞ, OSB vs.)
  5. Enerji müsaade tarihi ve sayısı
- B. Mevcut Tüketim Tesisi ile İlgili Bilgiler
1. Mevcut YG / AG trafo bilgileri
    - a. Dağıtım merkezi sayısı
    - b. Bina tipi trafo sayısı
    - c. Direk tipi trafo sayısı
    - d. Mevcut trafoların toplam kurulu gücü
  2. Mevcut şebeke bilgileri
    - a. AG direkleri

- b. Müşterek direkler
- c. E.N.H. direkleri
- d. YG kablo uzunluğu
- e. AG kablo uzunluğu (şebeke)
- f. Mevcut saha dağıtım kutusu (Box) sayısı

## C. Tüketim Tesisi ile İlgili Nihai Bilgiler (yeni + mevcut)

1. YG/AG trafo sayısı
  - a. Dağıtım merkezi sayısı
  - b. Bina tipi trafo sayısı
  - c. Direk tipi trafo sayısı
2. Direkler
  - a. AG direklerin sayısı
  - b. Müşterek direklerin sayısı
3. Kablolar
  - a. YG kablo uzunluğu
  - b. AG kablo uzunluğu (şebeke)
  - c. Saha dağıtım kutusu (Box) sayısı

## D. Açıklamalar.

## 2.2 Enerji Müsaade Yazısı

Enerji müsaade yazısı bölgenin bağlı bulunduğu elektrik dağıtıcı kuruma yazılan dilekçedir. Dilekçe veren mühendis işletmeci tarafından yetkilendirilmelidir.

## 2.3 Açıklama Raporu

Açıklama raporunda yapılacak iş hakkında genel bir özet yapılması gerekmektedir. Açıklama raporunda kısaca aşağıda belirtilen maddelerin belirtilmesi yeterli olacaktır.

- Projenin hangi işleri kapsadığı verilmelidir
- Enerjinin nerelerden ve nasıl karşılanacağı belirtilmelidir.
- Enerjinin alımında değişim söz konusu ise bunlar sunulmalıdır.
- Tesisin bölgenin bağlı bulunduğu elektrik dağıtım şirketinin belirttiği koşullar çerçevesinde yapılacağı belirtilmelidir.
- Genelde projeler havai hat olduğu için direk seçimleri E.N.H. plan ve profilinin verildiği söylenmelidir.
- Kullanılan parafudrlar hakkında bilgi verilmelidir.
- Proje teknik şartnamesi ve teknik yönetmeliklerde belirtilen esaslar ile ilgili tüm

emniyet tedbirleri ve emniyet mesafelerinin yüklenildiği belirtilmelidir.

- Ölçü kısmındaki akım trafolarının sayısı verilmelidir.
- Ölçü devresindeki sabit kondansatörlerin kondansatör grubu yönetmeliklerine göre yapıldığı vurgulanmalıdır.
- Tesis için kullanılan malzemelerin gerekli standartlara uygun olduğu belirtilmelidir.
- Birim fiyat ile ilgili dağıtıcı firmanın belirlediği birim fiyat üzerinden hazırlandığı belirtilmelidir.

## 2.4 Trafo Gücü Hesabı

İşletmedeki gerekli ekipmanların çekeceği toplam gücü kaldıracak trafo gücü belirlenir. Trafo gücü hesabı yaparken trafoların çekeceği aktif güç belirlenip Eşitlik 1 kullanılarak görünür güç hesaplanır.

$$S=P/\cos \phi \quad (1)$$

Burada; S ; görünür güç (kVA), P; aktif güç (kW),  $\cos \phi$ ; güç faktörüdür. Güç faktörü ( $\cos \phi$ ) 0.8 olarak alınmalıdır. Bu projenin trafo gücü hesabı Çizelge 1’de verilmiştir.

Çizelge 1. Kullanılan trafo gücü hesabı

Açıklama	Güç
Tesis Panosu-1	150 kW
Tesis Panosu-2	120 kW
Yedek	40 kW
Toplam Aktif Güç (P)	310 kW
Toplam Görünür Güç (S)	387.5 kVA

Tesis için uygun güç değeri 387.5 kVA olup bu değere yakın standart üretilen trafo tipi 400 kVA tercih edilmiştir.

## 2.5 Kompanzasyon Gücü Hesabı

İdeal bir durumda akım ve gerilim arası faz farkı yoktur. Fakat gerçekte endüktif veya kapasitif yük etkisi ile akım ile gerilim sinyali arasında faz farkı meydana gelir. Bu faz farkı maksimum  $90^0$ ’dir. Gerilim ile akım sinyali arasında meydana gelen bu faz kaymasını ideal durumda ( $0^0$ ) tutmak için kompanzasyon işlemi yapılmaktadır.

Kompanzasyon hesabı yapılırken reaktif güç belirlenir ve buna göre panoda kullanılacak grup güçleri ayarlanır. Kompanzasyon hesabı yaparken öncelikle sabit kondansatör gücü belirlenir, güç faktörü (K) hesaplanır ve son olarak kompanzasyon gücü bulunur. Sabit kondansatör gücünün ( $Q_m$ ), güç faktörünün (K) ve kompanzasyon gücünün hesaplanmasında kullanılan eşitlikler sırasıyla Eşitlik 2, 3 ve 4’de verilmiştir.

$$Q_m=S \times \%5 \quad (2)$$

$$K=\tan \beta_1 - \tan \beta_2 \quad (3)$$

$$Q=S \times \cos \phi \times K \quad (4)$$

Burada;  $Q_m$ ; sabit kondansatör gücü (kVAR), K; güç faktörü, Q; reaktif güç (kVAR)’tür. Bu tesis projesinde kompanzasyon gücü hesabı Çizelge 2’de verilmiştir.

Çizelge 2. Kompanzasyon gücü hesabı

Açıklama	Eşitlik	Değer
Mühürlü bölmedeki sabit kondansatör gücü (kVAR)	$Q_m=S \times \%5$	20
Güç faktörü	$\cos \beta_1=0.62,$ $\tan \beta_1=1.27$ $\cos \beta_2=0.86,$ $\tan \beta_2=0.59$ $K=\tan \beta_1 - \tan \beta_2$ $K=1.27 - 0.59$	0.68
Kompanzasyon gücü (kVAR)	$Q=S \times \cos \phi \times K$ $Q=400 \times 0.8 \times 0.68$	217.6

Bu tesis için gerekli kondansatör gücü 217.6 kVAR hesaplanmış olup bu değere en yakın standart kondansatör gücü 220 kVAR’dir. Bu değere göre panoda kullanılacak kondansatör grupları oluşturulmuştur. Pano-daki kondansatörler 3 fazlı otomatik seçilmiş olup gruplar ve güçleri Çizelge 3’te verilmiştir.

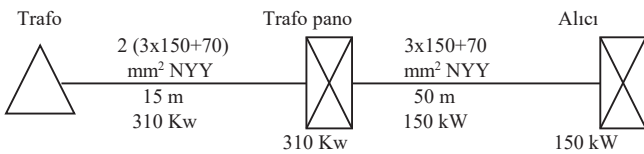


Çizelge 3. AG panosunda kullanılan gruplar

Grup numarası	Grup gücü (kVar)
Sabit	20
1	1
2	1.5
3	2.5
4	5
5	10
6	20
7	40
8	40
9	40
10	40
TOPLAM	220

## 2.6 Gerilim Düşümü ve Akım Kontrolü Hesabı

Gerilim düşümü ve akım kontrolü hesabı yapılırken planlanan trafo panosu ve alıcı gücü krokisi oluşturulur. Bu değerler kullanılarak hesaplamalar gerçekleştirilir. Şekil 2’de bu projenin krokisi verilmiştir.



Şekil 2. Proje krokisi

### 2.6.1 Gerilim düşümü hesabı

Gerilim düşümü iletken iç dirençlerinden kaynaklanan, iletken üzerinden geçmesi gereken gerilimin gerçekte geçen değere göre azalması olarak tanımlanabilir. Yani elektrik üretilirken var olan gerilimin harca-nırken ölçülen gerilimden farklı olması gerilim düşümünden kaynaklanır.

Projelerde gerilim düşümü kontrol edilirken alüminyum (Al) kablo için % 3, bakır (Cu) kablo için %5’ten düşük olması gereklidir. Gerilim düşümü hesabında ise Eşitlik 5 kullanılmaktadır.

$$e=0.0124[(P_{trp} \times L_{trp} / S_{trp}) + (P_{alp} \times L_{alp} / S_{alp})] \quad (5)$$

Burada; e; gerilim düşümü (%),  $P_{trp}$ ; trafo ile pano arası güç (kW),  $L_{trp}$ ; trafo ile pano arası mesafe (m),  $S_{trp}$ ; trafo ile pano arası kablo kesiti ( $mm^2$ ),  $P_{alp}$ ; alıcı pano gücü (kW),  $L_{alp}$ ; pano ile alıcı arası mesafe (m),  $S_{trp}$ ; pano ile alıcı arası kablo kesiti ( $mm^2$ )’

dir. Trafo ile trafo panosu arası ve trafo panosu ile alıcı arasındaki gerilim düşümü hesaplanıp toplam gerilim düşümü toplanarak belirlenir.

$$e=0.0124[(310 \times 15 / (2 \times 150)) + (150 \times 50 / 150)]$$

$$e=\% 0.8122 \text{ olup } < \% 5 \text{ (bakır için)'} \text{dir.}$$

Projede bakır kablo kullanıldığı için gerilim düşümüne göre seçilen kablo kesitleri uygundur.

### 2.6.2 Akım kontrolü hesabı

Her kablo üzerinde belirli bir akım taşıyabilmektedir. İletkenden geçen akımın iletkenin taşıyabileceği akım karşılaştırılarak kablo kesitinin yeterli olup olmadığı akım kontrolü hesabı ile gerçekleştirilir. Bu bağlamda kullanılan kablonun taşıyabileceği akım kontrol edilmiştir.  $3 \times 150 + 70 \text{ mm}^2$  NYY kablo toprakta 706 A akım taşımaktadır. Akım kontrolü hesabı yapılırken Eşitlik 6 kullanılmaktadır.

$$I=P / (U \times 1.73 \times \cos \phi) \quad (6)$$

Burada; I; akım (A), P; aktif güç (kW), U; trafo çıkış gerilimi (kV)’dir. Trafo çıkış gerilimi 0.4 kV’dir.

$$I=310 / (0.4 \times 1.73 \times 0.8),$$

$$I=560 \text{ A}$$

560 A < 706 A olduğu için kablo kesiti uygundur. Şalter olarak 3 tane 630 A T.M.Ş. kullanılmıştır.

## 2.7 Topraklama Hesabı

Topraklama elektrikli cihazların elektrik kaçağı tehlikesine karşılık alınan bir önlem olup bu kaçağın bir iletken vasıtasıyla toprağa verilmesi esasına dayanır. Koruma veya işletme topraklaması için yapılan topraklama direnci önemlidir.

Topraklama direnci belirli ampirik eşitlikler kullanılarak hesaplanırken toprağa gömülü bir iletken için toprağa çakılmış farklı bir kazık için akım ve gerilim arası faz farkı yoktur. Fakat gerçekte endüktif veya kapasite

tif yük etkisi ile akım ile gerilim sinyali arasında faz farkı meydana gelir. Bu faz farkı maksimum  $90^{\circ}$ 'dir.

Topraklama hesabı yapılırken işletme ve koruma topraklamaları yapılmaktadır. İşletme topraklaması  $5 \Omega$ 'dan, koruma topraklaması ise  $10 \Omega$ 'dan küçük olmalıdır.

### 2.7.1 Toprağa gömülü bir iletken topraklama direnci

Toprağa gömülü bir iletkenin topraklama direnci belirlenirken Eşitlik 7 kullanılır.

$$R_{ti}=0.366(q/L) \times (\log(3L/2d) + \log(3L/8H)) \quad (7)$$

Burada;  $R_{ti}$ ; toprağa gömülü bir iletkenin topraklama direnci ( $\Omega$ ),  $q$ ; ortalama özgül toprak direnci ( $\Omega.m$ ),  $L$ ; toprağa gömülü iletkenin uzunluğu (m),  $d$ ; iletken çapı (m),  $H$ ; iletkenin gömülü derinliği (m)'dir.

$$R_{ti}=0.366(50/20) \times (\log(3 \times 20/2 \times 0.008) + \log(3 \times 20/8 \times 2))$$

$R_{ti}= 2.88\Omega$  olarak belirlenmiştir.

### 2.7.2 Toprağa çakılmış kazığın topraklama direnci

Toprağa çakılmış bir kazığın topraklama direnci belirlenirken Eşitlik 8 kullanılır.

$$R_{tk}=0.366(q/L) \times \log(3L/2d) \quad (8)$$

Burada;  $R_{tk}$ ; toprağa çakılmış kazığın topraklama direnci ( $\Omega$ ),  $q$ ; ortalama özgül top-

rak direnci ( $\Omega.m$ ),  $L$ ; toprağa gömülü iletkenin uzunluğu (m),  $d$ ; iletken çapı (m)'dir.

$$R_{tk}=0.366(50/2) \times (\log(3 \times 2/2 \times 0.002))$$

$R_{tk}= 19.85\Omega$  olarak belirlenir.

Direnç kaç kazık kullanılacaksa bunlara paralel direnç ilkesine göre eşit dağıtılır. Eşitlik 9'da dirençlerin dağıtımı için topraklama kazık direnci verilmiştir.

$$1/R_{tk}=1/R_{tk1}+1/R_{tk2}+\dots+1/R_{tk4} \quad (9)$$

Bu projede 4 adet topraklama kazığı kullanıldığı için toplam kazık topraklama direnci 4'e bölünmüştür.

$$1/R_{tk}=1/19.85+1/19.85+1/19.85+1/19.85$$

$$R_{tk}=19.85/4=4.96 \Omega \text{ olarak belirlenir.}$$

$$1/R_t=1/R_{ti}+1/R_{tk}$$

$$1/R_t=1/2.88+1/4.96$$

$R_t=1.82 \Omega$  olarak belirlenmiştir.

## 2.8 Direk Seçim ve Dağıtım Listesi

Enerji nakil hatlarında direk seçimi yapılırken direkler arası mesafelere göre rüzgâr ve ağırlık menzili belirlenir. Bu ikisi arasında ilişkiye göre uygunluğu belirlenirken travers ve izolatör tipleri tespit edilir. Montaj için çalışan ekip A4 boyutunda olduğu için daha çok bu listeyi kullanır. Bu projede toplam 90 direk kullanılmış olup örnek teşkil etmesi için ilk 5 direk arası Çizelge 4'te verilmiştir.

Çizelge 4. İlk 5 direk arası direk dağıtım listesi

Direk no	Baştan mes(m)	Direk ara mes(m)	Rüzgâr menz(aw)	Ağırlık menz(ag)	Hat açısı	Nakil tesbiti	Fonksiyon	Direk tipi	Travers tipi	İzolator tipi	Durdurucu
Brş yeni	0					G	Brş	N-14	D-250	1VHD35	X
		56							D-250	9 S.İ	
1	56		86.5	77		G-M-G	Ayrırcı	N-14	D-250	3VHD35	X
		117							DS-400	6 S.İ	
2	173		99	106	179 <sup>0</sup>	G-M-G	Durdurucu	N-14 (Galv.)	D-400	1VHD35	X
		81								6 S.İ	
3	254		73.5	67	173 <sup>0</sup>	G-M-G	Durdurucu	N-12 (Galv.)	D-250	1VHD35	X
		66								6 S.İ	
4	320		75.5	133	160 <sup>0</sup>	G-M-G	Durdurucu	N-14 (Galv.)	D-300	1VHD35	X
		85								6 S.İ	
5	405		83	81		G-M-G	Nihai	N-14 (Galv.)	D-300	1VHD35	X
		81								6 S.İ	

G: Gergi, M: Mesnet, VHD35: Bir mesnet türü, S.İ: Silikon İzolatör

## 2.9 Koordinat Listesi

Direk seçimi gerçekleştirildikten sonra bu direklerin koordinatlarının verildiği bir koordinat listesi oluşturulur. Koordinat listesinde; direk tipi ve cinsi, izolator sayısı ve tipi, hattın kesiti verilmektedir. Koordinat dereceleri bölgenin bağlı bulunduğu İl Orman Müdürlüğü'nün belirlediği koordinat derecesine göre verilmektedir. Çalışma sahası Isparta'da olduğu için Isparta İl Orman Müdürlüğü'nün belirlediği 6 derecelik koordinat sisteminde koordinat listesi hazırlanmıştır. Toplam 90 direkli bu projenin ilk 5 direğinin koordinat listesi örnek olarak Çizelge 5'te sunulmuştur.

Çizelge 5. Koordinat listesi

D. no	Direk tipi	Direk cinsi	Hattın kesiti	Koordinat	
				X	Y
Brş. yeni	N-14	Demir	3xSW	334308.00	4202415.00
1	N-14	Demir	3xSW	334346.00	4202374.00
2	N-14	Demir	3xSW	334452.00	4202326.00
3	N-12	Demir	3xSW	334527.00	4202294.00
4	N-14	Demir	3xSW	334584.00	4202261.00
5	N-14	Demir	3xSW	334667.00	4202246.00

## 2.10 Keşif Özeti

Keşif özeti kullanılacak malzemeler ve bu malzemelerin birim fiyatlarının olduğu listeyi içermektedir. Bu fiyatlar TEDAŞ'ın her yıl için belirlediği TEDAŞ BFK (2016)'a göre belirlenmektedir. Bu projede malzeme ve montaj bedeli toplamı 599.822 TL'dir.

## 2.11 Sehim Cetveli

Basit eğilme etkisi altında ki bir yapı elemanının eğilme göstermeden önce ki çubuk eksen durumu ile elastik eğri durumu arasında ki deformasyon miktarına sehim denir (320Volt, 2017). Kullanılan iletkenin özellikleri Çizelge 6, ilk 5 direğin sehim cetveli ise Çizelge 7'de verilmiştir.

Çizelge 6. İletkenin özellikleri

Özellik	Değer
Cinsi	3awg swallow
Çapı	7.14 mm
Kesiti	3.14 mm <sup>2</sup>
Birim ağırlığı	0.1078 kg/m
Isı uzama katsayısı	0.0000192 1/°C
Elastisite modülü	6500 kg/mm <sup>2</sup>
Hat gerilimi	34.5 kV
Hat uzunluğu	1692 m
Direk tipi	Demir
Buz yükü	4 kg/m

Çizelge 7. İlk 5 direk için sehim cetveli

DN	D. Tip	a	ar	-5°C		0°C		+5°C		+10°C		+15°C		+20°C		+25°C		+30°C		+35°C		+40°C		+45°C		
				T <sub>n</sub>	f	T <sub>n</sub>	f	T <sub>n</sub>	f	T <sub>n</sub>	f	T <sub>n</sub>	f	T <sub>n</sub>	f	T <sub>n</sub>	f	T <sub>n</sub>	f	T <sub>n</sub>	f	T <sub>n</sub>	f	T <sub>n</sub>	f	T <sub>n</sub>
Brş.	N																									
1	N	56	56.00	42.53	0.99	40.51	1.04	38.73	1.09	37.14	1.14	35.73	1.18	34.45	1.23	33.30	1.27	32.24	1.31	31.28	1.35	30.40	1.39	29.58	1.43	
2	N	117	117.00	27.80	6.63	27.65	6.67	27.50	6.71	27.35	6.74	27.20	6.78	27.06	6.82	26.92	6.85	26.78	6.89	26.64	6.92	26.51	6.96	26.38	6.99	
3	N	81	81.00	30.95	2.86	30.52	2.90	30.11	2.94	29.71	2.98	29.33	3.01	28.96	3.05	28.61	3.09	28.27	3.13	27.94	3.16	27.62	3.20	27.31	3.24	
4	N	66	66.00	35.16	1.67	34.25	1.71	33.41	1.76	32.63	1.80	31.89	1.84	31.20	1.88	30.56	1.92	29.95	1.96	29.37	2.00	28.82	2.04	28.31	2.07	
5	N	85	85.00	30.32	3.21	29.95	3.25	29.60	3.29	29.25	3.33	28.92	3.37	28.60	3.40	28.29	3.44	27.99	3.48	27.70	3.52	27.41	3.55	27.14	3.59	

## 2.12 İletken Kopma Hesabı

Enerji nakil hatlarında buz yüküne karşı iletkenin belirli dayanımı vardır (Dengiz, 1991). Bu dayanımdan düşük dayanımlı bir iletkenin kullanılması iletkenin kopması ve direklerin yıkılmasına neden olmaktadır. Enerji nakil hatlarında  $-5^{\circ}\text{C}$ 'de normal bölge buzunun iki katı kadar buz olduğu varsayılarak iletkenin asıldığı nokta ve en saygılı yatay teğetli nokta arasındaki nihai gerilme kopma dayanımının 0.7 katını geçmemesi gerekmektedir. Enerji nakil hatlarında Eşitlik 10 sağlanmalıdır (Gençer, 2009).

$$h \leq 0.7 \times (T_{\text{kop}} - T_{2b}) / P_{2b} \quad (10)$$

Burada;  $h$ ; iki iletken nokta arası kot farkı (m);  $T_{\text{kop}}$ ; iletkenin kopma kuvveti (kg),  $T_{2b}$ ; iletkenin 2. buz yükü bölgesinde buz yüküne maruz olduğu kuvvet (kg),  $P_{2b}$ ; iletkenin ikinci buz yükü bölgesinde buz yüklü ağırlığı (kg)'dır.

İletken kopma hesabı kot farkı olan bütün direkler için kontrol edilir. Projenin yapıldığı mermer ocağı için iletken kopma hesabı projedeki bütün direkler için yapılmıştır. Projedeki 16 no'lu direk örnek olarak sunulmuştur. Kullanılan iletkenin dayanım özellikleri Çizelge 8'de verilmiştir.

Çizelge 8. İletkenin dayanım özellikleri

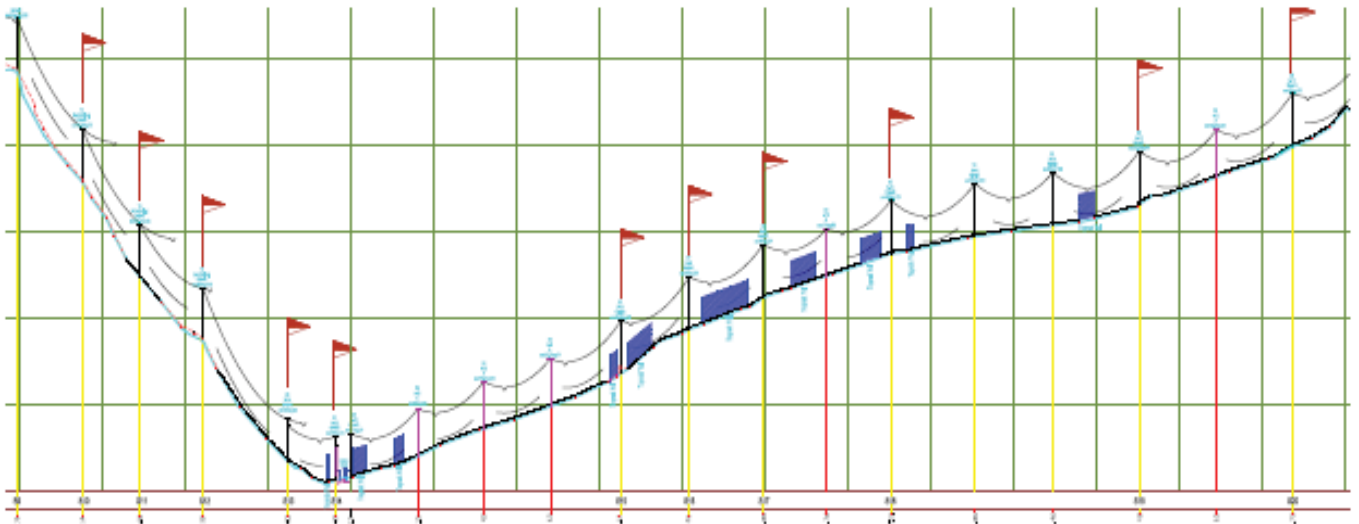
Özellik	Değer
$T_{\text{kop}}$	1023 kg (swallow)
$T_{2b}$	583.3 kg
$P_{2b}$	2.780 kg
$h$	29.33 m

$$h \leq 0.7 \times (1023 - 583.3) / 2.780$$

$29.33 \text{ m} \leq 47.76 \text{ m}$ . olduğu için iki misli buz yüküne göre iletkenin maksimum gerilmesi kurtarmaktadır.

## 2.13 Enerji Nakil Hattı Profili

Oluşturulan enerji nakil hatlarının sunulduğu profil görüntüsüdür. Ölçeği yatayda 1/2000, düşeyde 1/400 veya 1/500 olmalıdır. Maden ocaklarında genelde değişken rakımlarda enerji taşındığı için enerji hattı profili biraz daha fazla dikkat edilmelidir. Burada toplam hat uzunluğunun yanı sıra some ve poligon numarası, tabii zemin kotu, some ara mesafeler, baştan mesafeler, kırılma açıları, direk numarası, direk tipi, travers tipi, direk arası mesafeler şekil üzerinde gösterilir. Projenin gerçekleştirildiği mermer ocağında 16-35 numaralı direkler arası enerji nakil hattı profili Şekil 3'te verilmiştir.



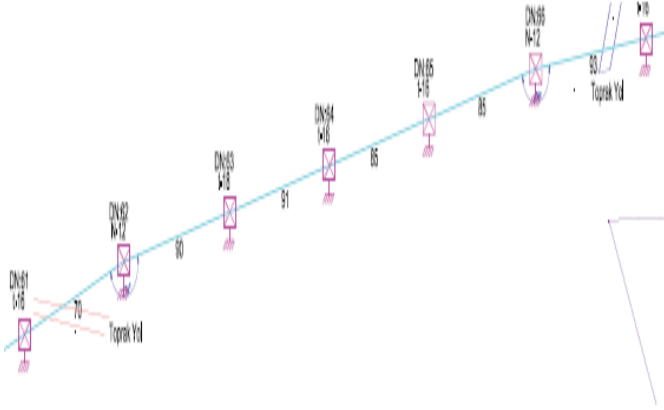
Şekil 3. Enerji nakil hattı profili (16-35 numaralı direkler arası)

## 2.14 Enerji Vaziyet Planı

Projesi gerçekleştirilen yapının ana hattından enerji alınacak direğe kadar enerji durumunu

içeren plandır. Başka bir ölçek istenmemişse 1/2000 ölçekli çizilir. Arazideki yol, su yatağından korunması istenen bina veya örtü tabakasına kadar her şey ayrıntılı olarak

verilir. Arsanın durumuna göre gerekli duyulduğu takdirde DSİ, KGM gibi kuruluşlardan izinler alınmalıdır (ENHH, 2011). Bu projede oluşturulan enerji vaziyet planının bir bölümü Şekil 4’te verilmiştir.



Şekil 4. Enerji vaziyet planının bir bölümü

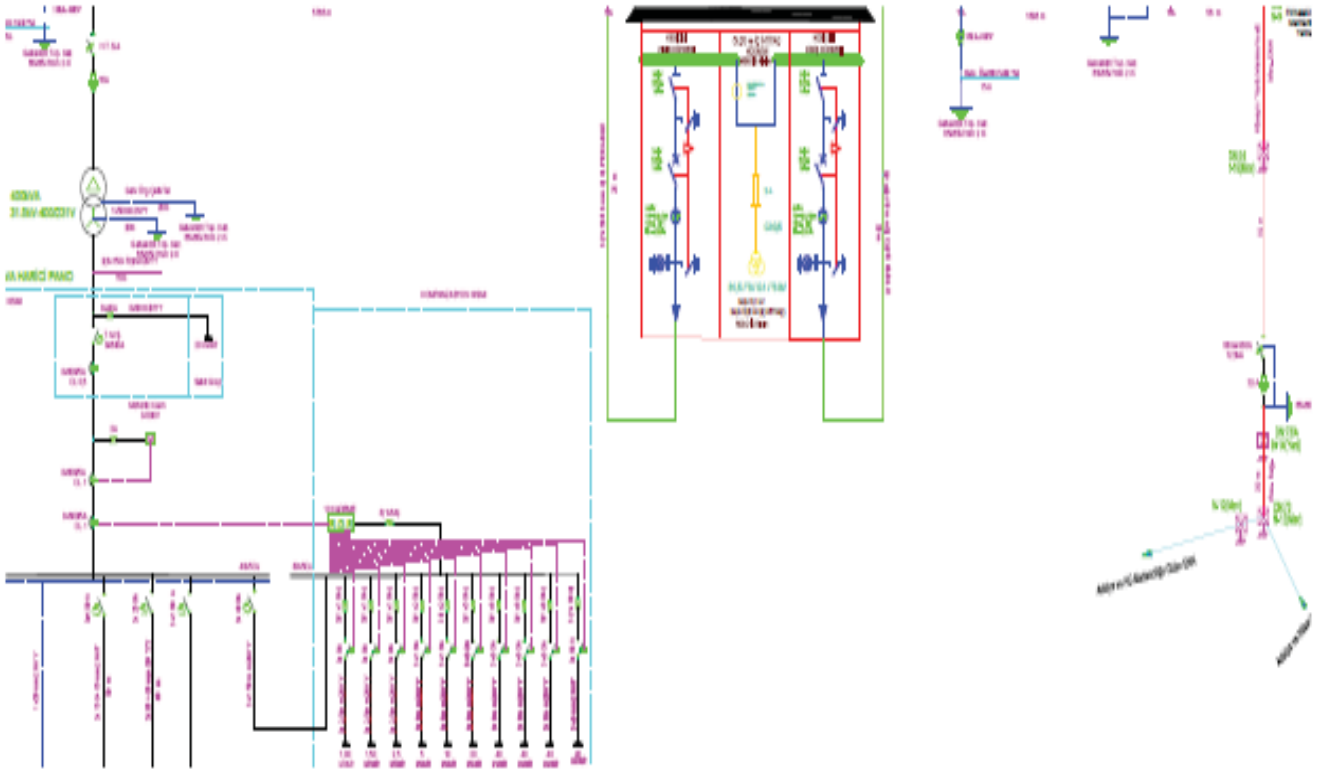
Bölgedeki elektrik dağıtımından sorumlu yetkililer böylece enerji dağıtımını daha düzenli ve dengeli olarak kontrol edebileceklerdir. OG tek hat şeması hazırlanmasında aşağıda belirtilen haller dikkate alınmalıdır.

- Korumalarda ters zamanlı iki aşırı akım bir adet toprak sekonder koruma rölesi kullanılmamalıdır. Korumada kullanılacak röleler yönsüz seçilmeli ve koruma koordinasyonu normal işletme koşullarına göre yapılmalıdır.
- Yerleşim birimini besleyen hat çift devre ve bu hatlar aynı barada paralel çalışıyor ise yönlü röle kullanılmalıdır.
- Korumada kullanılacak akım trafoları OG havai hat veya OG yer altı kablosunun akım taşıma kapasitesine göre seçilmelidir (EET, 2013).

## 2.15 Tek Hat Bağlantı Şeması

Tek hat şeması tesisatın elektrik özetini, yükleme cetveli ve fazların yüklenme değerlerini açıklamaktadır. Ölçü panosunu detaylı olarak tek hat bağlantı şeması ile gösterilir.

Bu maddeler göz önünde bulundurularak hazırlanan projenin tek hat bağlantı şemasının bir kısmı Şekil 5’te verilmiştir.



Şekil 5. Tek hat bağlantı şeması



### 3 DEĞERLENDİRME VE SONUÇLAR

Elektrikle çalışan ürünlerin yaygınlaşması ile hayatın her aşamasında kullanılması zorunlu hale gelen elektrik enerjisinin dağıtımını belirli kriterler göre gerçekleştirilir. Bunun için enerjinin mümkün mertebe kayba uğramaması ve en uzak noktaya kadar iletilmesi temel amaçtır.

Bütün işletmelerde olduğu gibi madencilik faaliyeti gerçekleştirilen mermer ocakları için de elektrikli makineler yaygın olarak kullanılmaktadır. Maden ocakları genellikle şehir merkezine uzak olduğu için enerji ihtiyacının karşılanması için gerekli elektrik hattından da uzak kalmaktadır. Bunun için işletmeciler bölgedeki elektrik dağıtımını üstlenen firmanın da kontrolüyle elektrik hattını çekmekle mükelleftir. Genellikle maden ocağı işletmecisi bu işi yürüten mühendislik firmaları ile anlaşmakta ve işlerinin yapılmasını sağlamaktadır.

Bu çalışmada, Isparta'nın Eğirdir ilçesi Sarıdris kasabası mevkiinde bulunan bir mermer ocağı için çekilmiş elektrik hattı projesi sunulmuştur. Bu örnek uygulama üzerinden mermer ocaklarında enerji nakil hattı projelerinin hazırlanması anlatılmıştır. Böylece, mermer ocağında çalışan mühendis veya işletmecinin elektrik hattı hakkında genel bir bilgi sahibi olması hedeflenmiştir. Çalışmanın özeti ve elde edilen sonuçları aşağıda sunulmuştur.

- Enerji nakil hattı projesi hazırlanması hakkında bilgiler sunulmuştur.
- Bir mermer ocağın için hazırlanan enerji nakil hattı projesi örnek olarak verilmiştir.
- Bu çalışma ile işletmeci veya işletmeden sorumlu bir mühendis elektrik hattı hakkında genel bir fikir sahibi olacaktır.
- Elektrik hattında meydana gelen arıza durumunda elektrik mühendisi ocak yerine gelmeden fikir alış verişi yapılarak hızlı çözüm üretilmesi sağlanacaktır.
- Ocak sorumlusu tarafından enerji nakil hattı daha detaylı bilindiği için çalışana daha güvenli çalışma ortamı sunulacaktır.
- Bu çalışma, firmanın gelecekte planladığı büyüme ile firma yetkilisine hattın yeterli olup olmadığı hakkında fikir sahibi olmasını sağlayacaktır.

### TEŞEKKÜR

Bu çalışmanın hazırlanırken paylaştığı verilerden dolayı Elektrik Müh. İsmail ÇAKIR'a ve yaptığı katkılar için Elektrik Tekn. Ahmet CANLI'ya teşekkür ederim.

### KAYNAKLAR

- Dengiz, H.H., 1991. *Enerji hatları mühendisliği*, Kardeş kitabevi yay., Ankara, 516 s.
- Gençer, N.C., 2009. Enerji nakil hatları neden yıkılır?, 2 misli buz yükü kontrolü, *TMMOB Elektrik Mühendisleri Odası Ankara Şubesi Haber Bülteni*, 2009/3, Erişim tarihi: 25.07.2017, Erişim adresi: [http://www.emo.org.tr/ekler/c99ee81e3e6387f\\_ek.pdf?dergi=](http://www.emo.org.tr/ekler/c99ee81e3e6387f_ek.pdf?dergi=).
- EET, 2013. YG tesis proje ve şemaları, *Milli Eğitim Bakanlığı MEGEP*, Ankara, 59 s.
- ENHH, 2011. Enerji nakil hattı haritaları, *Milli Eğitim Bakanlığı MEGEP*, Ankara, 45 s.
- Eroğlu, H., Aydın, M., 2015. Enerji nakil hatları güzergâh tespiti ve proje çiziminin otomasyonu, *Journal of the Faculty of Engineering and Architecture of Gazi University*, 30 (4), s. 723-732.
- TEDAŞ BFK, 2016. *2016 yılı elektrik proje ve tesis birim fiyat kitabı (Malzeme-ihzarat-montaj-demontaj)*, 212 s.
- TEDAŞ-MYD/95-002.B, 2003. *Orta gerilim SF6 gazı yalıtımlı mahfazalı hücreler teknik şartnamesi*, Revize: Şubat 2003, 43 s.
- TEDAS-MYD/95-03.C, 2006. *Metal muhfazalı kompakt tip OG/AG transformatör merkezleri teknik şartnamesi (MMH-gaz'lı)*, Revize: Haziran 2006, 21 s.
- TEDAS-MYD/95-007.D, 2005. *Hava yalıtımlı orta gerilim metal mahfazalı modüler hücreler teknik şartnamesi*, Revize: Ocak 2005, 32 s.
- TEDAŞ-MYD/95-013.A, 1999. *Orta gerilim güç transformatörleri teknik şartnamesi*, Revize: Aralık 1999, 34 s.
- TEDAŞ-MYD/96-004, 1996. *Alçak gerilim kesicileri teknik şartnamesi*, 15 s.
- TEDAS-MYD-96-010.A, 2003. *O.G. Akım transformatörleri teknik şartnamesi*, Revize: Kasım 2003. 18 s.
- TEDAŞ-MYD/96-015, 1996. *0.6/1 kV termoplastik ya da thermoset yalıtkanlı enerji kabloları teknik şartnamesi*, 15 s.
- TEDAŞ-MYD/96-016.A, 1996. *Dağıtım hatları askı ve gergi zincir izolatör takımları hırdavatı teknik şartnamesi*, 89 s.
- TEDAŞ-MYD-96-017, 1996. *Orta gerilim ayırıcıları teknik şartnamesi*, 28 s.
- TEDAS-MYD-96-018.B, 2006. *Orta gerilim çapraz bağlı polietilen (XLPE) yalıtkanlı enerji kabloları teknik şartnamesi*, Revize: Şubat 2006, 21 s.

- TEDAŞ-MYD/96-19.A, 2005, *OG sistemleri için metal oksit parafudrlar teknik şartnamesi*, Revize: Şubat 2005, 18 s.
- TEDAŞ-MYD/96-020, 1996. *Orta gerilim mesnet izolatörleri teknik şartnamesi*, 18 s.
- TEDAŞ-MYD-96-021, 1996. *Orta gerilim sistemleri için geçit izolatörleri teknik şartnamesi*, 13 s.
- TEDAŞ-MYD-99-032.B, 2005. *Hermetik tip OG/AG dağıtım güç transformatörleri teknik şartnamesi*, Revize: Ocak 2005, 26 s.
- TEDAŞ-MYD/99-033.A, 2002, *OG kablo başlık ve ekleri teknik şartnamesi*, Revize: Haziran 2002, 21 s.
- TEDAŞ-MYD/2002-039, 2002. *Sargıları epoksi reçine ile örtülü kuru tip OG/OG güç transformatörleri teknik şartnamesi*, 23 s.
- TEDAŞ-MYD/2002-040, 2002. *Bakır ve alüminyum baralar teknik şartnamesi*, 14 s.
- TEDAŞ-MYD/2003-044, 2003. *Alçak gerilim bıçaklı sigorta ve değiştirme cihazı (ellik) teknik şartnamesi*, 23 s.
- TEDAŞ-MYD/2004-04B, 2004, *Galvanizli topraklama malzemeleri teknik şartnamesi*, 15 s.
- TEDAŞ-MYD/2004-046, 2004. *A.G. saha dağıtım kutuları teknik şartnamesi*, 21 s.
- TEDAŞ-MYD/2005-050, 2005, *Yeraltına gömülen enerji kabloları için kablo muhafaza boru ve ek parçaları teknik şartnamesi*, 11 s.
- TEDAŞ-MYD/2006-03, 2006. *Beton muhafazalı kompakt tip OG/AG transformatör merkezleri teknik şartnamesi (MMH-gaz'lı)*, Revize: Haziran 2006, 33 s.
- Yunusoğlu, A., 1995. *Orta gerilim enerji nakil hatları proje*. Gen. Büro Yayınevi, 2 Cilt, Ankara.
- 320Volt, 2017. *Sehim tablosu*, Erişim tarihi: 25.07.2017, Erişim adresi: <http://320volt.com/sehim-tablosu-sehim-hesaplama-programi/>.



# Bilgisayar Kontrollü Tektelli Blok Kesme Sisteminin Tanıtılması

## *The Development of Computer Controlled Monowire Block Cutting Machine*

E. Yılmazkaya, Y. Özçelik

*Hacettepe Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Ankara*

**ÖZET** Tektelli (monotelli) blok kesme makineleri doğal taş bloklarının sayalanması işleminde ve bloklardan levha kesme işlemlerinde kullanılabilen makinelerdir. Bu bildiriye, Hacettepe Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü'nde geliştirilen bilgisayar kontrollü, tam otomatik, üç boyutlu kesim yapabilen tektelli kesme makinesi ile ayrıntılı bilgiler verilmiş ve bir hakiki mermer kayacının üzerinde kesim deneyleri gerçekleştirilerek elde edilen veriler sunulmuştur. Çalışmada laboratuvara getirilen hakiki mermer bloğu üzerinde farklı tel dönüş hızlarında (çevresel hız) ve farklı tel iniş hızlarında (kesim hızı) kesimler gerçekleştirilmiştir. Elde edilen sonuçlar kullanılarak mermer numunesi için monotelli kesme makinesinin çevresel hız ve kesme hızı değerlerindeki değişimlerin birim aşınma ve kesimde harcanan birim enerjiye etkileri sunulmuştur.

**ABSTRACT** Monowire block cutting machines can be used for natural stone block squaring operations and slab cutting operations from natural stone blocks. In this paper, the full automatically servo controlled monowire cutting system which can cut blocks in three dimensions were developed in Hacettepe University Mining Engineering Department was presented and cutting experiments were performed at different wire rotation speed (peripheral speed) and wire downward movement speed (cutting speed) on a real marble block which is transported to the laboratory. By using the obtained results, effects of peripheral speed and cutting speed variations of monowire cutting system on the unit energy consumption during cutting operation and unit wear on diamond beads for marble sample were presented.

## 1 GİRİŞ

Doğal taşlar tarihleri boyunca yapıların tamamında ya da bu yapıların süslenmesinde kullanılmıştır. İnsanoğlu taşa şekil verirken gerek temel işlerde gerekse süslemede çevre ile uyumluluk içinde ve doğada yaşama katkıda bulunacak tarzda boyutlandırma ve şekillendirme yaptığını da görebilmekteyiz. Geçmişten günümüze kadar gelen çeşmelerde, tapınaklarda ve diğer mimari yapılarda bu tarz mimari unsurlara sıkça rastlamak mümkündür (Kulaksız, 2005).

Tarih boyunca insanlar tarafından yaygın olarak kullanılan doğal taşlar, günümüzde de hem ülkemizde hem de dünyada süs eşyası, döşeme ve kaplama malzemesi, inşaat sektörü gibi farklı alanlarda önceliğini sürdürmektedir.

Tüketimi son derece yaygın olan doğal taşın hayatımıza girişi, mermer ocaklarından blok halinde mermer kesimi yapılmasıyla başlamaktadır. Mermer yatırımının esas ve birinci aşamasını ocak işletmesi oluşturmaktadır (Polat, 2002).

Doğal taş ocaklarında blok üretiminden nihai ürüne kadar olan birçok aşamada kullanılan vazgeçilmez ekipmanlardan bir tanesi de elmas telli kesme makinesidir. Elmas telli kesme yöntemi, doğal taş ocaklarının %90'ından fazlasında yaygın olarak kullanılmaktadır. Yöntem, kullanıcıların talepleri doğrultusunda geçmişten günümüze kadar sürekli gelişim göstermiştir. Elmas telli kesme makinelerinin ocaklarda kullanımının yaygınlaşması, doğal taş madenciliğinde yeni bir dönem açmıştır (Yılmazkaya, 2007).

Doğal taş ocağından üretimi gerçekleştirilen büyük ebatlardaki veya düzensiz boyutlardaki blokların ticari boyutlara indirgenmesi veya düzensiz boyutlu blokların küp veya dikdörtgen prizması şeklinde düzenlenmesine blok boyutlandırma (sayalama) adı verilir. Mermer ve kireçtaşı üretimi yapılan ocaklarda alınan blokların sayalanması işleminde çeşitli makineler kullanılmaktadır (Kulaksız, 2005). Bu makinelerden bir tanesi de monotelli (tektelli) kesme makinesidir (Şekil 1). Tektelli blok kesme makineleri doğal taş bloklarının sayalanması işleminde ve bloklardan levha kesme işlemlerinde kullanılabilen önemli makinelerdir. Üzerinde bulunan iki adet kasnaktan bir tanesi teli döndürmeye yarar, diğeri ise telin gerilmesini sağlar. Tele döndürme hareketi verildikten sonra kasnakların bağlı olduğu sistem aşağı doğru inerek kesimi gerçekleştirir.



Şekil 1. Doğal taş işletmeciliğinde kullanılan tektelli kesme makineleri (monoteller) (Breton, 2017)

Kesim işleminin yapıldığı tesislerde mümkün olan en düşük maliyetle ve istenen kalitede ürünün üretilmesi amaçlanmaktadır. Tektelli blok kesiminde kesim ekonomisini etkileyen en önemli performans parametreleri, kesim sırasında harcanan enerji ve kesimi gerçekleştiren elmas boncuklarda kesim sırasında meydana gelen aşınmalardır. Kesim sırasında meydana gelen yüksek aşınmalar sonucunda kesim verimliliği düşmekte ve bu da tel ömrünün kısılmasına sebep olmaktadır (Yılmazkaya, 2007). Bu nedenle, tektelli kesim makinelerinde kesme performanslarının kesilen kayaç özelliklerine ve çalışma parametrelerine bağlı olarak ayrıntılı bir biçimde incelenmesi gerekmektedir. Böyle bir çalışmada ancak bilgisayar kontrollü hassas bir makine ile mümkündür. Bu çalışmada, üretimi gerçekleştirilmiş olan tektelli kesme makinesinin teknik özellikleri anlatılmış ve ölçümü gerçekleştirilebilecek parametrelerle ilgili bilgiler verilmiştir. Ayrıca, üzerinde kesim deneyleri gerçekleştirilmiş olan bir hakiki mermer numunesi için telin dönüş hızına bağlı olarak kesme performansı parametrelerindeki (birim aşınma ve birim enerji) değişimleri gösterilmiştir.

## 2 MAKİNENİN TANITILMASI

Tektelli blok kesme makineleri doğal taş bloklarının sayalanması işleminde ve bloklardan levha kesme işlemlerinde kullanılabilir. Makinede kesme işlemi elmas tel kullanılarak gerçekleştirilmektedir. Elmas telli kesme yönteminin kullanıldığı bir yerde elmas telin verimli bir biçimde kullanımı düşük miktarda elmas tel aşınmasını, telin daha uzun ömürlü olmasını ve yüksek kesim hızlarıyla kesim yapılabilmesini sağlamaktadır ve bu da işletme maliyetlerini düşürmektedir.

Elmas telli kesme yöntemi kullanılarak yapılan kesim işlemlerinde birçok değişken parametre bulunmaktadır. Yatırım maliyetleri oldukça yüksek olan tektelli kesme makinalarının kesme sistemlerinin ayrıntılı bir biçimde incelenip anlaşılması, verimli bir şekilde kullanılabilmelerini sağlayacak ve doğal taş işleme tesislerinin



verimliliklerini artırıp üretim maliyetlerini düşüreceklerdir. Bu nedenle, tektelli kesme makinesi tasarımı yapılırken endüstride kullanılan tektelli kesme makinelerinden farklı olarak, kesimde önemli rol oynayan bazı parametrelerin izlenebilmesi amacıyla çeşitli sensörler ve ölçüm cihazlarıyla donatılmıştır (Yılmazkaya, 2013).

Tasarımı yapılan ve imal ettirilen bilgisayar kontrollü tam otomatik tektelli blok kesim makinesinin görünümü Şekil 2’de verilmiştir. Makineyle, 1,2 m yüksekliğindeki ve 1,2 m genişliğindeki bloklar kesilebilmektedir.



Şekil 2. Tektelli blok kesme makinesinin genel görünümü

Çalışmada kullanılan tektelli blok kesim makinesi dört ana birimden oluşmaktadır:

- Mekanik birim
- Hidrolik birim
- Elektrik ve elektronik birim
- Otomasyon birimi

## 2.1 Mekanik Birim

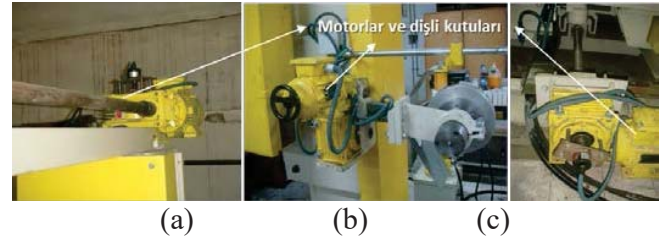
Tektelli kesim makinesinin mekanik olarak düşey düzlemde tel hareketini sağlayan yukarı-aşağı köprü hareketi ve yatay düzlemde kesim hizasını ayarlayan sağa-sola vagon hareketi bulunmaktadır. Kesme işlemi, köprüünün aşağı doğru hareketiyle sağlanmaktadır. Mekanik birim; motorlar-dişli kutuları ve vidalı millerden oluşmaktadır (Yılmazkaya, 2013).

Makinede, tele döndürme hareketini veren bir adet, kasnakların olduğu köprü sisteminin yukarı-aşağı hareket etmesini sağlayan bir

adet (Şekil 3-a), germe kasnağının sağa-sola hareket etmesini sağlayan bir adet, yardımcı kasnaklara açı vermeye yarayan iki adet (Şekil 3-b), yardımcı kasnakların sağa-sola hareketini sağlayan iki adet ve vagon sistemini ileri-geri hareket ettiren bir adet (Şekil 3-c) olmak üzere toplam sekiz adet AC motor bulunmaktadır.

Bunlardan, tele döndürme hareketini veren ana motor 11 kW, kasnakların olduğu köprü sisteminin yukarı-aşağı hareket etmesini sağlayan motor 2,2 kW, germe kasnağının sağa-sola hareket etmesini sağlayan motor 1,1 kW, yardımcı kasnaklara açı vermeye yarayan motorlar 0,25 kW, yardımcı kasnakların sağa-sola hareketini sağlayan motorlar 0,37 kW ve vagon sistemini ileri-geri hareket ettiren motor ise 1,1 kW gücündedir. Motorların hepsi pik döküm, ayaklı ve flanşlıdır.

Motorlardan gelen tahrik gücünün, tektelli kesme sisteminin aşağı-yukarı, sağa-sola ve vagonun ileri-geri hareketine aktarılabilmesi için dişli kutuları (redüktörler) kullanılmıştır. Bunların sayesinde motor hareketi, doğrusal şekilde ve istenilen güçte aktarılabilmiştir.

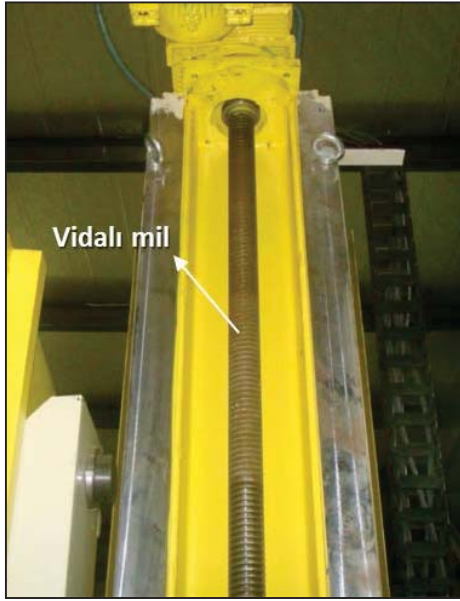


Şekil 3. Kasnakların yukarı-aşağı hareketini sağlayan motor ve dişli kutusu (a), yardımcı kasnaklara açı vermeye yarayan motor ve dişli kutusu (b), vagonun ileri-geri hareketini sağlayan motor ve dişli kutusu (c)

Tektelli blok kesim makinesinde kasnakların aşağı-yukarı hareket sistemi için vidalı miller kullanılmıştır (Şekil 4). Bu miller, kasnakların blok boyutuna bağlı olarak istenilen yüksekliğe getirilmesinde kullanılmaktadır.

## 2.2 Hidrolik Birim

Makinede, elmas telin gerginliğini sağlama ve tablayı ekseni etrafında döndürmek amaçlarıyla hidrolik sistemler kullanılmaktadır.



Şekil 4. Tektelli blok kesim makinesinde kullanılan vidalı mil sistemi

Kesim tablası ya da kesim vagonu, kesim deneyi gerçekleştirilecek bloğun koyulduğu bir taşıyıcıdır (Şekil 5-a). Kesim tablasının ileri-geri hareket edebilme ve kendi ekseninde 360° dönebilme özelliği mevcuttur. Bu sayede üzerine yüklenen blok istenilen yönden kesilebilmektedir. Bu makineyle, vagonun hareket kabiliyeti nedeniyle 3 boyutlu kesim gerçekleştirilebilmektedir. Tablanın kendi ekseninde dönmesini sağlamak için hidrolik tankının (Şekil 5-b) pompaladığı hidrolik yağ kullanılmaktadır. Vagonun alt kısmında bulunan motor aracılığıyla kesim tablası istenilen yönde ve açıda döndürülebilmektedir (Şekil 5-c).

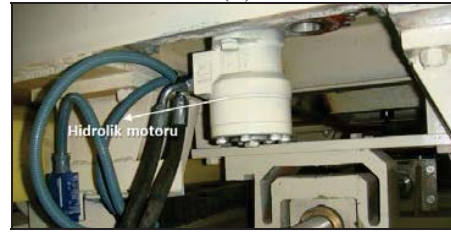
Bu sistemde, germe kasmağının arkasında bulunan hidrolik muhafazasında bulunan hidrolik yağı, bilgisayardan girilen değere uygun olarak gerdirme mekanizmasına pompalanmakta ve pistonu hareket ettirmektedir (Şekil 6-a). Pistonun hareketi ile germe kasmağı (Şekil 6-b) da hareket etmekte ve tele gerginlik vermektedir. Germe kasmağı, tüm kesimlerde aynı basınç değerinde gerilmiş ve bu değer sabit tutulmuştur.



(a)



(b)



(c)

Şekil 5. Kesim tablası (a), Vagona hidrolik sağlayan ve dönme hareketini veren hidrolik tankı (b), Kesim tablasının dönmesini sağlayan hidrolik motoru (c)



(a)

(b)

Şekil 6. Germe kasmağının hareket ettiren pistonlu mekanizma (a), germe kasmağı (b)

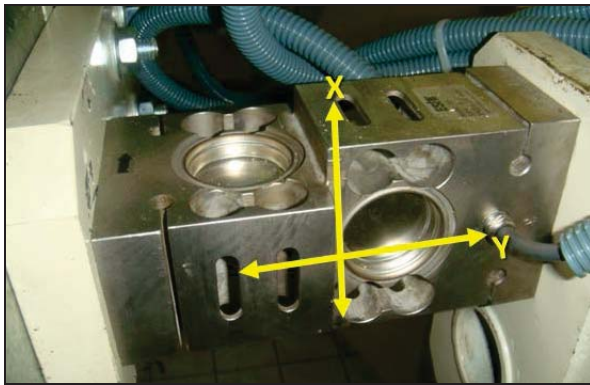


## 2.3 Elektrik ve Elektronik Birim

Makine, kesimler sırasında uygulanmak istenen kesim koşullarının düzgün şekilde makineye iletilmesi ve kesim sırasında belirlenmesi istenen parametrelerin doğru ve hassas şekilde ölçülmesine uygun elektrik ve elektronik donanımda üretilmiştir (Yılmazkaya, 2013).

### 2.3.1 Yük hücreleri

Kesme işlemi sırasında oluşan iki boyutlu tepkisel kuvvetlerin ölçümü, yardımcı kasnakların yan taraflarına yerleştirilen özel yük hücreleri (Şekil 7) sayesinde yapılmaktadır. Bu sistemde yatay ve dikey tepkisel kuvvetlerin (X ve Y yönündeki) belirlenmesi için her bir kasnağın yanına ikişer tane yük ölçer olmak üzere toplam 4 adet yük ölçer kullanılmıştır. Tepkisel kuvvetlerin belirlenmesi için kullanılan 4 yük ölçer, PWI serisinde 250 kg kapasiteli yük ölçerlerdir. Yük ölçerler  $\pm 0,01$  kg hassasiyetle ölçümler yapabilmekte ve saniyede 50 adet veriye kadar alabilmektedir. Çalışmada, her yük ölçerden saniyede 1 adet kuvvet değeri alınmıştır.



Şekil 7. Kuvvet ölçümlerinde kullanılan yük hücreleri ve ölçüm yönleri

### 2.3.2 Titreşim sensörü

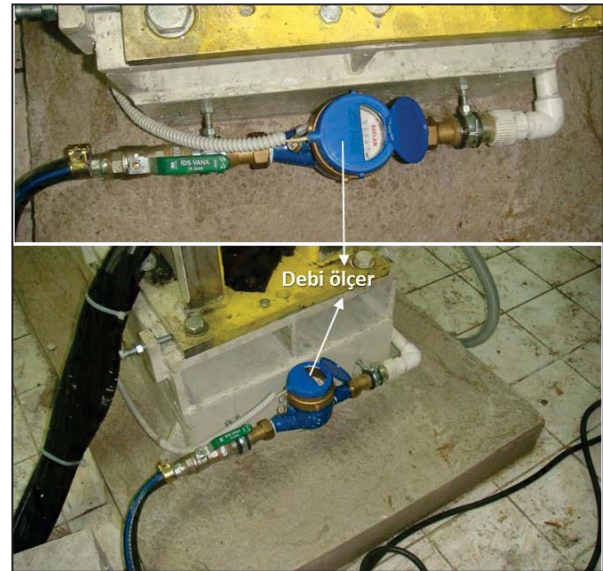
Tektelli blok kesim makinesinde kesim sırasında telde oluşan X ve Y eksenlerindeki titreşimleri ölçmek için iki adet titreşim ölçer (Şekil 8) kullanılmıştır. Kesimlerde makinede oluşan titreşimler, makine üzerindeki sensörler aracılığıyla "Hz" birimli olarak ölçmektedir. Çalışmada, saniyede 1 adet titreşim değeri kayıt edilmiştir.



Şekil 8. Makine üzerindeki titreşim sensörleri

### 2.3.3 Debi ölçer

Tektelli blok kesim makinasında kesim ortamına verilen su miktarının ölçümü ve kontrolü için sensörlü su sayacı kullanılmaktadır (Şekil 9). Cihaz, hem üzerinde bulunan analog gösterge kullanılarak ( $m^3$  cinsinden) hem de tektelli kesme makinesine bağlanarak otomasyon programı sayesinde (lt/dk cinsinden) kesim ortamına verilen suyun belirlenmesini sağlamaktadır. Otomasyon programına model makine aracılığıyla veri gönderen sensör, sayacın kanalından geçen suyun oluşturduğu basınçtan yararlanarak suyun debisinin belirlenmesini sağlamaktadır.



Şekil 9. Harcanan su miktarını belirlemede kullanılan debi ölçer

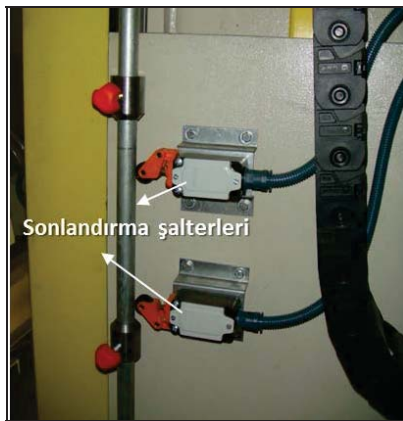
Suyun, kesim ortamına ulaşmasını ve telin soğutulmasını sağlamak için su püskürtme uçları kullanılmıştır (Şekil 10).



Şekil 10. Su püskürtme ucu

### 2.3.4 Sonlandırma şalterleri

Tektelli blok kesme makinesinde, vagonun ileri-geri ve köprünün yukarı-aşağı hareketlerini sonlandırmak için doğrusal hareketli kafaya sahip sonlandırma şalterleri kullanılmaktadır. Makinenin dikey vidalı mil ve yatay vagon sistemlerinde ikişer adet olmak üzere toplam 4 adet sonlandırma şalteri kullanılmıştır (Şekil 11).



(a)



(b)

Şekil 11. Köprü hareketini (a) ve vagon hareketini (b) sonlandırmada kullanılan sınır şalterleri

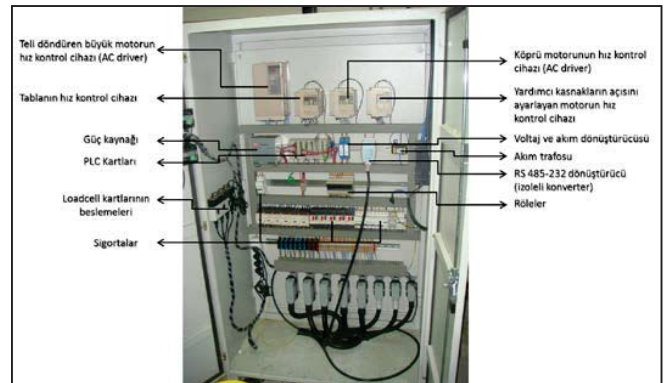
### 2.3.5 Kontrol Paneli

Tektelli blok kesim makinesinde kesim sırasında makine üzerinde oluşan tüm veriler, özel tasarlanmış ana kontrol panelinin içinde bulunan mikro işlemcili analizörlere gelmektedir (Şekil 12).

Analizörlere gelen dijital sinyaller bilgisayar üzerine seri bağlantıyla yerleştirilmiş karta aktarılmaktadır. Bu kart, gelen dijital sinyalleri sayısal verilere çevirerek bilgisayar ortamında kaydedilmesini sağlamaktadır. Bu çevrim işlemi ve verilerin görüntülenip kaydedilebilmesi DELPHI 5.0 programı kullanılarak yazılımı yaptırılan otomasyon programı ile yapılabilmektedir. Makina üzerindeki veriler 100 milisaniye (msn) aralıklarla kaydedilebilmektedir. Bu otomasyon programıyla aynı zamanda makina kesim parametreleri doğrudan makina aktarılmakta ve kesim makinasının tüm hareketleri bilgisayar üzerinden kontrol edilebilmektedir. Ayrıca program sayesinde kesim sırasında oluşan verilerin grafiksel takibi de sağlanabilmektedir.

### 2.3.6 Enerji Analizörü

Makinada elektrik şebekesine ait, elektrik şebekesinde oluşan akım, voltaj, güç gibi parametrelerin belirlenmesi amacıyla mikroişlemcili bir analizör kullanılmıştır. Ölçülen parametreler seri haberleşme özelliğiyle bilgisayar ortamına aktarılabilmektedir. Bu analizör sayesinde kesim sırasında kullanılan anlık enerji ölçülebilmekte ve bilgisayar ortamına aktarılabilmektedir (Yılmazkaya, 2013).

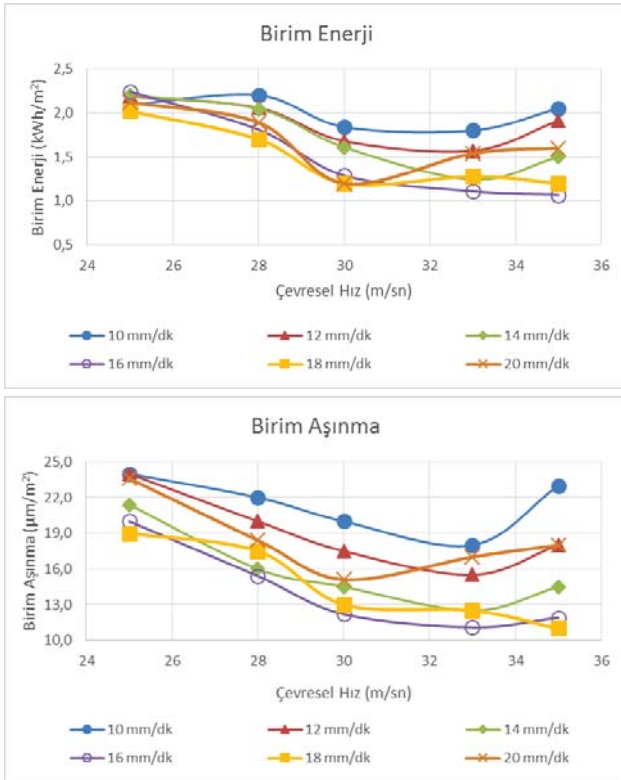


Şekil 12. Tektelli blok kesim makinesinin ana kontrol paneli







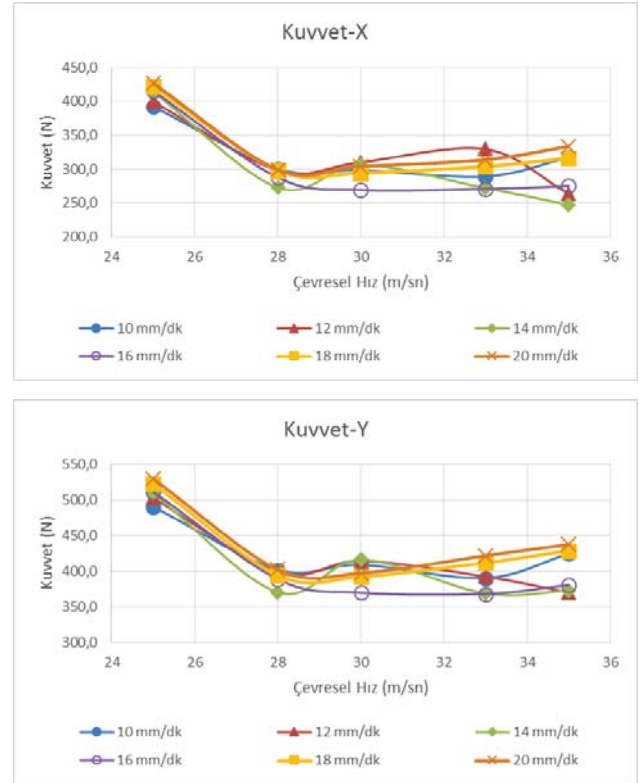


Şekil 14. Farklı kesim hızlarında çevresel hızdaki değişime bağlı olarak aşınma ve enerji değişimleri

Şekil 14 incelendiğinde çevresel hız değeri arttıkça birim enerji ve birim aşınma değerlerinin bir noktaya kadar azalma eğiliminde olduğu, sonrasında ise yükselme eğiliminde olduğu görülmektedir.

Çevresel hızdaki değişime bağlı iki yönlü tepkisel kuvvet değerlerinde görülen değişimler Şekil 15’de gösterilmiştir.

Şekil 14 ve 15 incelendiğinde kesim parametrelerine bağlı olarak birim aşınma, birim enerji ve tepkisel kuvvetlerdeki değişimler görülmektedir. Kuvvet değerlerin incelendiğinde 25 m/sn çevresel hız değerinde kuvvet değerlerinin çok yüksek olduğu, 28-35 m/sn aralığında ise daha düşük değerlerde seyrettiği görülmektedir.



Şekil 15. Farklı kesme hızlarında çevresel hıza bağlı olarak tepkisel kuvvet değişimleri

#### 4 SONUÇLAR

Bu çalışmada, tektelli kesme makinesinde kesme performansını etkileyen parametrelerin incelenmesi için üretimi gerçekleştirilmiş olan bilgisayar kontrollü tektelli kesme makinesinin teknik özellikleri anlatılmıştır. Ayrıca, deneyler sırasında ölçümü yapılan birim enerji ve birim aşınma değerlerinin kesme parametrelerine bağlı olarak değişimleri gösterilmiştir.

Kesim işlemlerinin yapıldığı ocaklarda ve tesislerde, mümkün olan en düşük maliyetle ve istenen kalitede ürünün üretilmesi amaçlanmaktadır. Tektelli blok kesiminde kesim ekonomisini etkileyen en önemli performans parametreleri, kesim sırasında harcanan enerji ve kesimi gerçekleştiren elmas boncuklarda kesim sırasında meydana gelen aşınmalardır. Kesim sırasında meydana gelen yüksek aşınmalar sonucunda kesim verimliliği düşmektedir ve bu da elmas telin kullanım ömrünün kısılmasına sebep olmaktadır. Bu nedenle, tektelli kesim makinelerinde kesme performansının kesilen kayaç özelliklerine ve çalışma

parametrelerine baęlı olarak ayrıntılı bir biçimde incelenmesi, makinenin daha verimli bir şekilde kullanılmasına olanak sağlayacaktır. Bu ve benzeri kesim makinelerinin sensörlerle donatılarak üretilmeleri ve kesim performanslarının incelenmesi, kesim sırasında performansı olumlu ya da olumsuz etkileyen parametrelerin etkilerini ortaya koyacaktır.

## **KAYNAKLAR**

- Breton Monowire Shapin Machines, 2017, [http://www.breton.it/marble/en/product/Mono-wire\\_Shaping\\_machines/EASYWIRE\\_Mono-wire\\_machine](http://www.breton.it/marble/en/product/Mono-wire_Shaping_machines/EASYWIRE_Mono-wire_machine)
- Kulaksız, S., 2005, Edt., Doğal Taş (Mermer) İşletmecilięi ve İşletme Teknolojileri, Maden Mühendisleri Odası Yayını, 102, Ankara.
- Polat, E., 2002, Mermerlerin Elmas Tel ile Kesiminde Dokusal Özelliklerin Etkisinin İncelenmesi, Yüksek Lisans Tezi, Hacettepe Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü, Ankara, 110 s.
- Yılmazkaya E., 2007, Elmas Telli Kesme Yöntemiyle Blok Üretimine Etki Eden Bazı Faktörlerin İncelenmesi, Yüksek Lisans Tezi, Hacettepe Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü, Ankara.
- Yılmazkaya E. 2013, Bilgisayar Kontrollü Tektel Sistemi İle Blok Kesmede Etkin Faktörlerin İncelenmesi, Doktora Tezi, Hacettepe Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü, Ankara.
- Yılmazkaya and Ozcelik, 2016, The Effects of Operational Parameters on a Mono-wire Cutting System: Efficiency in Marble Processing. Rock Mechanics and Rock Engineering, 49 (2), 523-539.



# Mermer Fabrikalarının Üretim Optimizasyonu

## *Production Optimization of Marble Plants*

B.Tozman Özel

*Dokuz Eylül Üniversitesi Üniversitesi, Fen bilimleri Enstitüsü, İzmir*

A.H. Deliormanlı

*Dokuz Eylül Üniversitesi Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, İzmir*

**ÖZET** Günümüz global ticaret dünyasında rekabet koşullarının zorlaşması, yüksek üretim maliyetleri, kısıtlı kaynaklar, teknolojik makinelere gereksinim ve iş süreçlerinin karmaşıklığı gibi sebeplerden dolayı üretim işletmelerinin ayakta durabilmeleri oldukça zorlaşmıştır. Üretim işletmelerinin tamamında olduğu gibi mermer fabrikalarının da esas amaçlarından biri olan üretim kapasitesini optimum seviyede tutarak karlılığı artırma hedefine ulaşmak bu koşullar altında işletmecileri zorlamaktadır.

Bu sebeplerden dolayı üreticiler mevcut koşullarını iyileştirecek arayışlar içerisindeyler. Bu arayışlara çözüm bulmada bilgisayar teknolojilerinden faydalanmak kaçınılmazdır. En uygun modelleme yöntemlerinden biri olan simülasyon yöntemi gerçek sistem üzerinde hiçbir değişiklik yapmadan problemlerin çözümünde karar vericilere yol göstermektedir.

Bu çalışmada üretim, kapasite, simülasyon ile ilgili kavramlar açıklanmış, mermer fabrikaları hakkında genel bilgiler verilmiştir. Araştırmada bir mermer fabrikası örnek alınarak üretim optimizasyonu günlük kapasite bakımından incelenmiştir. Çalışmada Arena simülasyon programı kullanılarak, sistemin mevcut kapasitesine bakılıp, optimum üretim kapasitesi hesaplanarak öneriler geliştirilmiştir.

**ABSTRACT** :In today's global business world due to reasons such as difficult competition conditions, high production costs, restricted resources, need for technological machines and complexity of business processes, it has become very difficult for the manufacturing enterprises to survive. Under these conditions, as well as all the production enterprises, it's hard for the marble plants to keep production capacity at the optimum level and to reach the goal of increasing profitability as one of the main objectives.

Therefore, producers are in search of improving their existing conditions. It is inevitable to take advantage of computer technologies to find solutions in these searches. One of the most suitable modeling methods is the simulation method, which does not make any change to the actual system but leads the decision-makers in solving problems.

In this study, concepts related to production, capacity and simulation are explained, and general information about marble plants is given. In the research part, a marble plant was considered as an example and the production optimization was examined in terms of daily capacity. In the study, by using Arena simulation program, the current capacity of the system was checked and by calculating the optimum production capacity, some suggestions have been developed.

## 1 GİRİŞ

Günümüz global ticaret dünyasında rekabet koşullarının zorlaşması, yüksek üretim maliyetleri, kısıtlı kaynaklar, teknolojik makinelere gereksinim ve iş süreçlerinin karmaşıklığı gibi sebeplerden dolayı üretim

işletmelerinin ayakta durabilmeleri oldukça zorlaşmıştır. Üretim işletmelerinin tamamında olduğu gibi mermer fabrikalarının da esas amaçlarından biri olan üretim kapasitesini optimum seviyede tutarak karlılığı artırma hedefine ulaşmak bu

koşullar altında mermer fabrika işletmecilerini zorlamaktadır.

Bilgi işlem ve iletişim teknolojileri endüstriyel yatırımlarında oldukça kullanılmaktadır. Bu teknolojilerin büyük kısmını yazılım teknolojileri oluşturmaktadır. En çok kullanılan yazılım teknoloji yöntemleri ise simülasyon, yapay sinir ağları, uzman sistemler, veri tabanlı sistemlerdir. Bu tür yazılımların önemi özellikle madencilik gibi yüksek risk içeren sektörlerde gün geçtikçe daha da artmaktadır. Planlama ve yatırım için gerekli çalışmalarda kısa zamanda farklı stratejiler yaratmaları hususunda da alternatifler üreterek farklı bakış açıları geliştirmektedir (Deliormanlı, 2000).

Üretim süreçlerini sürekli olarak iyileştirmek zorunda olan endüstriyel işletmelerde kapasite yüksek oranda makinelere bağlıdır. Üretim kapasitesi, işletmenin belirli bir dönem aralığındaki üretim miktarıdır. Optimum üretim kapasitesini oluşturmada en önemli yöntemlerden biri simülasyon tekniğidir.

Simülasyon, varolan bir sistemin bilgisayar üzerinde taklit edilmesidir. Gerçek hayata geçirilmeden benzetimi yapılan mevcut sistemin geliştirilmesi, sorunlarının tespiti veya yeni kurulacak olan üretim sisteminin karşılaşılabileceği sorunlara çözüm üretilmesi, esnek kararlar alınabilmesi ve maliyetinin düşük olması programın günümüz işletmeleri tarafından kullanımını arttırmaktadır.

Türkiye mermer sektörünün ileriye yönelik katma değeri yüksek işlenmiş ürün miktarının ve karlılığının arttırılması için üretim sistemleri, planlama, yatırımlar, teknolojik destekler, teşvikler, üretim sorunlarının çözümü gibi konular oldukça önemlidir.

Bu çalışmada mermer fabrikalarının üretim sistemleri örnek bir fabrika ele alınarak incelenmiştir. Fabrikanın üretim hatlarından birinin günlük mevcut üretim miktarı tespit edilerek, bu hattın benzetimi Rockwell Arena simülasyon programıyla yapılmıştır. Günlük üretim kapasitesini optimum seviyeye çıkartmak için

darboğazlar belirlenerek, üretim sürecindeki aksaklıklarla ilgili çözümler üretilmiştir.

## 2 SİMÜLASYON YÖNTEMİ

Simülasyon, gerçek sistemle ilgili “olursa ne olur” şeklinde sorular sorarak, birçok problemin çözümü için analiz ve açıklamalarda bulunan bir çözüm aracıdır (Banks, 1998). Simülasyon ile hareketli bir sistemin bilgisayar programı yardımıyla taklit edilerek değerlendirilmesi ve geliştirilebilmesi mümkün olabilmektedir (Harrel, Ghosh ve Bowden, 2004; Taha, 2015).

Gerçek hayata geçirilmeden benzetimi yapılan sistemin sorunları ile ilgili çözüm alternatifleri oluşturulması ve maliyetinin düşük olması simülasyon programlarının günümüz işletmeleri tarafından kullanımını arttırmaktadır. Simülasyon yönteminde modelin yapısı ve var olan problemlerin çözümü için deneysel kullanım gerekmektedir. Sistemin davranışlarını anlayabilmek ve yeni bir takım üretim politikaları uygulayabilmek için modele deneyler dahil edilebilmektedir. Bu sebeple deneysel ve uygulamalı bir yöntem olan simülasyon;

- Sistemde meydana gelen değişimleri inceleyerek etkilerini tespit etmek,
- Sistem davranışlarını algılamak,
- Sistem davranışlarıyla ilgili olarak gerekli teori ya da hipotezleri kurmak,

gibi işlemleri de sağlamaktadır (Pegden ve Shannon, 1995).

Simülasyon, işletmenin verdiği kararların sonuçlarını şansa bırakmak yerine, test ederek ne tür sonuçlar elde edileceğini görme olanağı sağlar ve bu yönüyle kullanılabilir diğer yöntemlere göre oldukça avantajlıdır. Simülasyon yöntemlerinin genel uygulama alanları;

- Kapasite analizi ve planlaması,
- Üretim Planlama,
- Kaynak ihtiyaç analizi,
- Yerleşim optimizasyonu
- Darboğaz ve kısıt analizi,
- Detaylı ve karmaşık kaynak modellemesi,
- Çizelge optimizasyonu,



- Ekipman ve personel planlaması,
- Lojistik planlama,
- Envanter yönetimi,
- Teslimat performansı analizi,
- Mühendis ve teknisyen işbaşı ve süreç eğitimi.

olarak görülmektedir.

Bu çalışmada, Rockwell Automation tarafından geliştirilen Rockwell Arena programı bir simülasyon ve otomasyon yazılımı kullanılmıştır.

Arena programı bir model oluştururken veya oluşturulan modeli çalıştırırken SIMAN komutlarını kullanmaktadır. Ancak program özelliği gereği komut bilgisine hemen hemen hiç ihtiyaç duymamaktadır. Arena Windows altında çalıştığından dolayı menüler, pencereler ve araç çubuklarıyla çalışmak konusunda oldukça kolaylık sağlamaktadır. Başarılı bir simülasyon modeli oluşturmak için arena yazılımında, gerekli olan animasyon, girdi ve çıktı verilerinin analizleri gibi fonksiyonlar detaylı ve kapsamlı bir şekilde görülmektedir (Kelton, Sadowski ve Sadowski, 2004)

Arena ile deneysel bir model oluşturmak için farklı biçimlerdeki modüllerden faydalanılır. Bu modüller bağlayıcı çizgilerle birbirine bağlanmakta ve bu sayede varlıkların akış yönü belirlenmektedir (Takus ve Profozich, 1997). Arena programı ile birçok sistemin benzetimi yapılabilmektedir.

Arena, istatistiksel verilerin elde edilmesi bakımından kullanışlıdır. Kaynağın kullanımda olduğu süreler, kuyruktaki en fazla ve en az varlık sayısı, kaynağın kullanım süreleri gibi değerleri elde etmek mümkündür (Kelton and etc, 2010). Bu çalışmada arenanın akademik kullanımı için olan sürümü kullanılmıştır.

### 3 ÖRNEK UYGULAMA

Çalışmanın yapıldığı mermer fabrikasında çeşitli ölçütlerde fayans üretimi yapılmaktadır. Ürünler, mermer ocaklarının yanında kurulu olan fabrikada üretim giderlerini azaltmak için sipariş doğrultusunda dairesel kesicilerde (S/T) kesimleri yapılmış halde fabrikaya getirilmektedir. Fabrika genellikle belirli ölçülerde fayans üretimi yapmakta olup, verilecek siparişe göre farklı ölçülerde de üretim yapabilmektedir.

Ocak yakınındaki kurulu fabrikaların S/T hattından çıkan mermer fayanslar, çalışmanın yapıldığı işletmenin üretim bölümünün yanında iskilenmektedir. Buradan üretim hattına alınan  $3 \times 33 \times 63$  cm ölçüsündeki beyaz mermer fayans ilk olarak 4 nolu üretim bandındaki ilk makine olan yarma makinesine sonsuz girişli olarak verilir. Çalışma hattında üretimi yapılan beyaz mermerin fiziko-mekanik özellikleri Çizelge 1’de verilmiştir. Mermer fabrikasının 4 nolu üretim hattı makine dizilimi Şekil 1’de sunulmuştur.

Çizelge 1. Beyaz Mermer Fiziko-Mekanik Özellikleri.

Özellikler	Değerler
Yoğunluk	2,440 kg/m <sup>3</sup>
Açık Porozite	%1,40
Eğilme Dayanımı	22,00Mpa
Donma Sonrası Eğilme Dayanımı kaybı	%8,40
Atmosfer Basıncında Su Emme	%0,70
Termal Şok ile Eskimeye karşı Direnci	%70 kütle kaybı, %1,85 dinamik elastikiyet kaybı
Kaydırmazlık Direnci	SRV:10
Aşınma Direnci	8,840mm <sup>3</sup> /50cm <sup>2</sup>
Yanma Tepkisi	Class A1



Şekil 1. Mermer fabrikasının 4 nolu üretim hattı makine dizilimi

Yarma makinesinde 6mm'lik testereyle dilimlenerek metraj olarak 2 katı ürün elde edilir. İşlem sonucunda  $1,2 \times 33 \times 63$  cm ölçüsünde iki adet mermer fayans elde edilir. Yarma makinesinden iki kat olarak çıkan ürünün üzerinde testere izleri bulunmaktadır ve bu izlerin giderilmesi için malzeme, banttaki sıyırıcı bariyere takılarak alttaki malzeme geçtikten sonra banda düşmekte ve operatör aracılığıyla kesilen pürüzlü yüzeyi yukarı gelecek şekilde banta bırakılarak silim makinesine gitmektedir.

Malzeme sonsuz beslemeli olarak silim makinesine girişte ilk olarak 4 kafalı kalibreden (malzeme kalınlığını eşit hale getirme işlemi) geçmektedir. Bu işlem esnasında malzeme yaklaşık olarak 1mm incelmektedir. Ardından yüzey pürüzsüzleştirme (honlama), yüzey cilalama ve plütore (cilanın izlerini alma işlemi) işlemleri gerçekleştirilerek makineden çıkmaktadır.

Silim makinesinden  $1,0 \times 33 \times 63$  cm olarak çıkan malzeme en ebatlama makinesinde dayamaya dayatılarak enleri kesilmektedir.

$1,0 \times 30,5 \times 63$  cm olarak boy ebatlama makinesine gelen malzemeyi çalışan, dik yönde duran dayamaya iterek malzemenin boy ebatlama işlemi tamamlanmaktadır.

$1,0 \times 30,5 \times 60,9$  cm ölçüsüne dönüşen ürün banttan seleksiyon masasında yıkanıp kurutulduktan sonra fırçalanarak üzerindeki toz ve atıklardan arındırılma işlemi tamamlanmaktadır. Bu işlemin ardından çalışan taşın çatlaklığına, dokusuna, desenine ve rengine bakarak gerekli ayrımları yapmaktadır. Benzer özellikteki ürünler sevkiyata hazır halde kasalara alınır, olmayanlar ise eğer kullanılabilir düzeydeyse bir alt ebatlama için ayrılır. Kullanılmayacak düzeyde olanlar ise artık kazanlarına atılmaktadır.

### **3.1 Sisteme Ait Verilerin Analizi ve Sistem Parametrelerinin Hesaplanması**

Çalışmanın yapıldığı üretim hattında birer adet yarma makinesi, silim makinesi, en ebatlama makinesi, boy ebatlama makinesi ve seleksiyon masası bulunmaktadır.

Üretim hattında 5 işçi bulunmaktadır. İşçilerden bir tanesi yarma makinesine fayans vermekte, diğer bir işçi yarma makinesinden ikiye bölünmüş malzemenin bir parçasını çevirerek silime hazır hale getirmekte, diğer bir işçi silim makinesinden çıkan fayansı en ebat makinesinde dayama işlemini yapmakta, diğer bir işçi en ebatlı çıkan fayansı boy ebatlama makinesinde dayatma yapmakta, son işçi ise seleksiyon masasına gelen ürünün renk, doku, çatlak gibi kalite kontrollerini yapmaktadır.

Fabrikanın önceki üretim süreçlerinde mevcut makine hızları üretim mühendisi ve yardımcıları tarafından yükseltip düşürülerek en uygun işlem hızı tespit edilmeye çalışılmıştır. Makine hızlarının artırıldığında üründe kırılma, çatlama, ürün yüzeyinde farklılıklar gibi sorunlarla karşılaşmıştır. Bu sebeplerden dolayı makine hızları en uygun hızda çalıştırılarak üretim süreci işlemesine devam edilmiştir. Sistemin fiili kapasitesi bu doğrultuda hesaplanmıştır. Üretim hattı çalışmaya başladığında kronometreyle ölçüm yapılarak, her bir makinenin dakikada kaç m<sup>2</sup> ürün işlediği ölçülmüştür.

#### **3.1.1 Üretim Hattı Simülasyon Modeli**

Bu çalışmada Rockwell Arena 14 akademik versiyonu kullanılmıştır. Üretim hattı makine işleme süreleri sabit değerleri Rockwell Arena simülasyon programındaki modüllere girilerek sistem çalıştırılmıştır.

Mermer fabrika simülasyon modelinde aşağıdaki modüller kullanılmıştır.

**Create modülü:** Simülasyon programındaki varlıkların başlangıç noktasıdır. İşlem görmek için sisteme gönderilir ve gelişler arası süreye dayanarak bu modülden ayrılır. Çalışmada beyaz mermer işlendiği için create modülüne bu isim verilmiş, gelişler arası süre sonsuz girişli olduğu için gelişler arası süre için sabit bir değer verilmiştir.

**Process modülü:** Bu modülde simülasyon içindeki temel işlemler gerçekleştirilmektedir. Kaynakları tutma ve bırakma gibi seçenekler mevcuttur. Çalışmanın üretim hattındaki makineler bu modülde isimlendirilerek işlem görme süreleri modüle girilmiştir.

**Dispose modülü:** Simülasyon modelindeki varlıklar için son bölümdür. Varlıkların istatistikleri sistemden çıkmadan önce kayıt edilebilmektedir. Sistemden çıkan varlık sayıları da görülebilmektedir.

Sistem 3 farklı model ele alınarak incelenmiştir. Sistem değerlendirilirken yalnızca makine kapasiteleri hesaplamaya dahil edilmiştir. Sisteme giren parça metrekaire birim olarak alınmıştır. Birinci modelde üretim hattının fiili kapasitesi incelenmiştir. Bir günlük mevcut üretim değerleri programa girilerek benzetimi yapılmıştır.

İkinci modelde üretim hattının normal kapasitesi incelenmiştir. Tüm makine hızları kesilecek taşın özellikleri dikkate alınarak kendi kesim hızlarında çalışacak şekilde benzetimi yapılmıştır.

Üçüncü modelde ise üretim hattının optimum kapasitesi incelenmiştir. Üretimdeki darboğazların sebepleri belirlenerek iyileştirmeler yapılmış ve sistemden yeni veriler elde edilerek benzetimi yapılmıştır.

Simülasyon modelinde sisteme giren ve çıkan varlıkların miktarı, parça işlem süreleri, bekleme yapan parça sayısı, makine kullanım oranları, makine meşguliyet süreleri gibi çıktılar elde edilmektedir. Fabrikanın üretim hattından ve simülasyon modeli çalıştırıldığında elde edilen çıktı miktarları aşağıdaki gibidir.

Çizelge 2. Makine işlem süreleri.

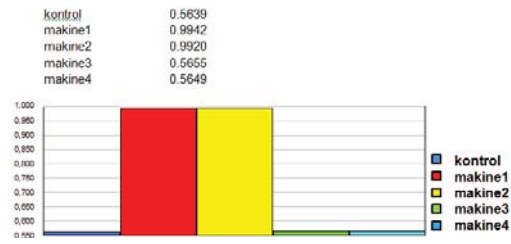
Makineler	1.	2.	3.
	Aşama (dk/m <sup>2</sup> )	Aşama (dk/m <sup>2</sup> )	Aşama (dk/m <sup>2</sup> )
Yarma	1,203	0,962	0,801
Silim	1,203	1,203	0,801
En Ebatlama	0,687	0,520	0,687
Boy Ebatlama	0,687	0,330	0,687
Seleksiyon	0,687	0,330	0,687

Çizelge 3. Gerçekleşen çıktı miktarları.

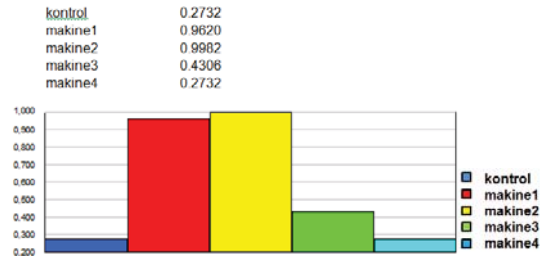
Sistemler	1.	2.	3.
	Aşama (m <sup>2</sup> )	Aşama (m <sup>2</sup> )	Aşama (m <sup>2</sup> )
Gerçek Sistem	414	418	520
Simülasyon Modeli	443	447	537

Çizelge 4. Silim makinesi bekleme süreleri ve miktarları.

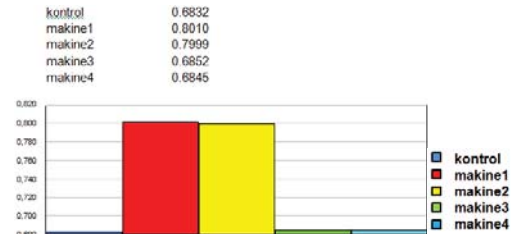
Silim Makinesi	1.	2.	3.
	Aşama	Aşama	Aşama
Bekleyen Ürün Miktarı (m <sup>2</sup> )	0	45.3989	0
Bekleyen Ürün Süresi (dk)	0	45.2690	0



Şekil 2. 1.Model makine kullanım oranları.



Şekil 3. 2.Model makine kullanım oranları.



Şekil 4. 3.Model makine kullanım oranları.

## 4 TARTIŞMA

Birinci modelde, fabrikanın çalışılan üretim hattında yarma makinesinin kesim hızı silim makinesinden yüksektir. Buradaki darboğazı önlemek için yarma makinesinin kesim hızı silim makinesiyle aynı hıza düşürüldüğü ve aynı zamanda silim makinesinin ebatlama makinelerine ürün yetiştiremediği gözlemlenmiştir. Ebatlama makinelerine ürün yetişmediği için işletme bu makinelerdeki enerji kaybını önlemek için makineleri durdurmuş, silim sonrası biriktirme yaparak ebatlama makinelerini bu biriktirmeden sonra çalıştırmıştır.

Üretim hattının her üç modelinde de sistem kapasitesini işlem süresinden dolayı silim makinesi belirlemektedir. Birinci modelde silim makinesi hızı yarma makinesine eşitlendiğinden dolayı çizelge 4'te görüldüğü üzere sistemde kuyruk oluşturmamaktadır. Şekil 2'de ise makinelerin kullanım oranları verilmiştir.

İkinci modelde, üretim hattında kullanılan makinelerin hızları, kullanılan taşın özelliği dikkate alınarak çizelge 2’de görüldüğü üzere kendi çalışma hızlarına göre ayarlanmış ve sistem bu şekilde değerlendirmeye alınmıştır. Bu veriler dahilinde sistem çalıştırıldığında çizelge 4’te görüldüğü gibi silim makinesinde kuyruk oluşmuştur. Şekil 3’de makine kullanım zamanları görülmektedir.

Üçüncü modelde ise sistemdeki darboğazların sebepleri önceki aşamalardan hareketle belirlenmiştir. Bu doğrultuda işletme yarma makinesi için özel testere imal ettirmiş, silim makinesinin ise abrasivlerini değiştirmiştir. Makinelerin genel bakım ve kontrolleri de yapılarak sistem yeniden incelenmiş bu modele ait veriler çizelge 2’de belirtilmiştir. Yarma ve silim makinesi kesim hızları aynı hıza yükseltilmiş olup diğer makine hızları sistem kapasitesini belirleyen yarma ve silim makinesine göre ayarlanmıştır. Bu veriler dahilinde çizelge 4’te görüldüğü üzere sistemde kuyruk oluşmamaktadır. Bu modele ait makine kullanım zamanları Şekil 4’de verilmiştir.

## 5 SONUÇ

Bu çalışmada bir mermer fabrikasının fayans üretim hatlarından biri günlük net çalışma süresi dokuz saat üzerinden değerlendirmeye alınarak, makinelerin çalışma kapasiteleri Rockwell Arena simülasyon programı ile benzetimi yapılmıştır. Maliyet hesapları dikkate alınmayarak üretim miktarının optimizasyonu amaçlanmıştır.

Mermerin fiziko mekanik yapısı gereği mermer fabrikalarının üretim hattı makine dizilimi değiştirilememektedir. Bu sebepten çalışma yapılırken sisteme ait üretim hattına alternatif bir model oluşturulamamış, simülasyon programı yardımıyla sistemdeki aksaklıklar tespit edilerek üretim kapasitesini mevcut şartlar altında optimize etmeye çalışılmıştır.

Sistemde en düşük verimde çalışan makine silim makinesi olduğundan dolayı, sistemin kapasitesini belirleyen de silim makinesidir. Bu sebeple çalışmanın birinci ve ikinci aşamasındaki simülasyon çıktıları

benzer miktardadır. Gerçek sistemle arasındaki fark ise seleksiyon aşamasında renk doku farklılığından ve kesim hatalarından kaynaklı kayıplardan oluşmaktadır. Simülasyon modeli raporları incelendiğinde de silim makinesinde kuyruk olduğu görülmektedir. Aynı zamanda raporlarda kuyrukta ne kadar ürün beklediği ve bekleme süreleri de görülmektedir.

Sistemdeki üretim kapasitesini;

- Makinenin teknik özellikleri
- Mermerin fiziko mekanik özellikleri
- Mermerin ebatları
- Makinelerdede kullanılan malzemeler (testere, abrasiv vb )
- Yüzey işleme türü (mat, honlu veya cilalı)

gibi özellikler etkilemektedir.

Darboğaz süreçlerinin iyileştirilmesiyle sistem kapasitesi fiili durumundan yaklaşık %25 oranında artmıştır. Bu da işletmenin bir yandan karlılığını arttırırken diğer yandan sipariş teslim sürelerini de kısaltacaktır.

İşletmede zaman zaman bazı üretim hatları çalışmamaktadır. Böyle dönemlerde sipariş yoğunluğuna göre aksaklıkların çözülememesi durumunda, diğer hatlardaki boş makinelerin kullanımı da değerlendirilebilir.

Simülasyon yöntemiyle birçok alanda geliştirilebilecek çalışmalar yapılabilmektedir. Düşük maliyet ve zaman karlılığı bakımından da tercih nedeni yüksek bilgisayar destekli sistemdir.

## KAYNAKLAR

- Banks, J, 1998. Handbook of simulation, Wiley, John & Sons, USA
- Deliormanlı, A. H, 2000. *Marble processing plant desing with the aid of computer simulation*, Doktora Tezi, Dokuz Eylül Üniversitesi, İzmir
- Harrel, C., Ghosh, B. & Bowden, R, (second ed.), 2004. *Simulation using promodel* Boston: Mc Graw Hill
- Kelton, W.D., Sadowski, R.P., Sadowski, D.A, (4th ed.), 2004. *Simulation with arena* McGraw Hill, New York
- Kelton, W.D, Sadowski, R.P, Swets, N.B, 2010. *Simulation with arena*, McGraw-Hill, USA



- Pegden, C. D., Shannon, R. E. & Sadowski,R.P,  
(2nd ed.), 1995. *Introduction to simulation using  
SIMAN*. McGraw-Hill, New York
- Taha H. A, (6.Baskı), 2015. Yöneylem araştırması,  
Literatür, İstanbul
- TAKUS A. David ve Profozich M. David,1997.  
Arena® Software Tutorial, Proceedings of the  
1997 Winter Simulation Conference, ss.541-544,  
Atlanta, Georgia
- Tütek H. H. ve Gümüőöglu Ő, 2000. Sayısal  
yöntemler-yönetmel yaklaşım, Beta Basım Yayım  
A.Ő.,İstanbul





# Madencilik Uygulamalarında İnsansız Hava Aracı Kullanımı; Uygulama ve Yazılım Örnekleri

## *Usage of Unmanned Aerial Vehicle In Mining; Application and Software Examples*

M. Kun

*Dokuz Eylül Üniversitesi Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, İzmir*

B.Özcan

*Dokuz Eylül Üniversitesi Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, İzmir*

**ÖZET** Günümüzde gelişen bilgisayar teknolojisiyle birlikte, özellikle bilgisayar destekli maden tasarım teknikleri mühendisler tarafından, optimum cevher üretimini sağlamak adına tasarım ve modelleme çalışmalarında sıklıkla kullanılmaktadır. Bu sayede, gereken hesaplamalar ve bunlara bağlı olarak oluşan plan, kesit vb. çizimler daha hassas olarak yapılabilmektedir ve olası değişiklikler çok kısa sürede işlenebilmektedir.

Fizibilite, plan, proje ve hesaplarının yapılabilmesi için geliştirilen aynı zamanda özellikle günümüzde çok hassas çalışan 3B dizayn programlarının en büyük zorluğu, sahaya ait verilerin yeterli miktarda ve kolaylıkla program içine aktarılamaması veya verilerin toplanması için uzun sürelere ihtiyaç duyulmasıdır. Bu ve benzeri zorluklardan dolayı planlama aşamaları uzamakta ve sekteye uğramakta ayrıca artan maliyet ve sapmalardan dolayı başarılı sonuçlar almakta zorlanılmaktadır.

Belirtilen sebeplerden dolayı madencilikte açık ocak, tesis veya saha rezervlerinin hesaplanması gibi konularda daha az süre alan ve daha verimli sonuçlar ve analizler veren, 3B programlarına veri sağlayan dünyada ve ülkemizde birçok alanda yaygın olarak kullanılan insansız hava araçları (İHA) ile yapılan sanal ölçümlerin, madencilik alanındaki uygulamaları ve aşamaları hakkında bilgiler verilmektedir.

**ABSTRACT** Nowadays, by help of improving computer technologies, computer aided mine design techniques is started to used rapidly in perform a analysis of production desing for aiming optimum production of ore bodies. Though lots of calculations and drawings which of plans, cross-sections, etc... which are related to calculations can be conduceted more sensitively. Moreover if the parameters will change, the same calculations can be done swiftly. Because of these and similar challenges, the planning stages can be extended and can be interrupted furthermore it is diffucult to get good results due to the cost and other deviations. The greatest difficulty of three-dimensional (3D) mine planning and management programs developed for the feasibility, plans, projects and related calculations is that the mine site data can not be transferred into the program with sufficient quantities and precision, or the long periods required for collection of sufficient number and density of data respectively.

The unmaned aerial vehicle which, surface mine design, plant design, site ore reserve, etc... can be done accurate survey and analysis rapidly and provides data to the 3D software used in the project also it is being common in world and being used lots of sector in our country, is organized with mapping and mining software and used properly in the research project mentioned briefly above.

## 1 İNSANSIZ HAVA ARAÇLARI VE SANAL ÖLÇÜM

### 1.1 Giriş

İsim olarak İHA, içinde insan bulunmadan uçabilen ve havada kontrol edilebilen tüm hava araçları kapsamaktadır. İHA teriminin bilgisayar bilimlerinde ve yapay zeka ile ilgilenen çevrelerce; uzaktan pilotlu araç (Remotly Piloted Vehicle), Uzaktan çalıştırılan hava aracı (Remotely Operated Aircraft), uzaktan kumandalı helikopter (Remote Controlled Helicopter), insansız hava aracı sistemi (Unmanned Vehicle System), model helikopter (Model Helicopter) gibi çeşitli isimleri bulunur.

Uzaktan kumandalı ve model helikopterler İnsansız Hava Araçları Sistemleri Uluslararası Kurumu (UVS Community) tarafından boyutlarına, dayanıklılığına, gidebildiği mesafeye ve uçuş yüksekliğine göre “mini” kısa orta mesafe İHA’lar olarak sınıflandırılmıştır. Pegasus gibi İHA’lar uzun dayanımlı İHA olarak tanımlanmıştır (Everaerts, 2004). UVS Community tarafından yapılan ve uzun dayanımlı İHA’ları tek kategoride alan sınıflandırma Çizelge 1’de verilmiştir.

### 1.2 İHA’ların Kısa Tarihi

İHA’ların gelişimi en çok askeri alan tarafından desteklenmiştir. Özellikle de II. Dünya Savaşından sonra bazı ülkelerin düşman sahasına veya yüksek riskli alanlara fark edilmeden girebilen ve dönebilen, insansız hava araçlarına ihtiyaç duyması İHA’ların gelişimini başlatan en temel unsurlardan biridir. O zamanki teknik ihtiyaçlar kısaca otomatik olarak kalkış, uçuş ve iniş olarak ifade edilmektedir (Eck, 2001).

Ancak İHA’ların sanal ölçüm almada kullanılması ilk olarak 1979 da gerçekleşmiştir. Przbilla ve Wester-Ebbinghaus tarafından bir İHA ile ilk defa havadan fotoğraflama yöntemi kullanılarak ilk uygulama gerçekleşmiştir. Uygulamada 1:1000 ölçekli fotoğraflar alınmıştır. İHA’nın hızı uygun fotoğraf almak için gereğinden fazla hızlı olduğundan yeterli

sonuç alınamamıştır. İlk test yapılan model hava aracı Hegi şirketi tarafından yapılmasından dolayı ismini “Frima Hegi” şeklinde almıştır. Şekil.1’de gösterilen araç 3 metre uzunluğunda, kanat mesafesi 2.6 metre ve 3 kilogram toplam yük taşıma kapasitesine sahiptir.



Şekil 1.Frima Hegi

### 1.3 Gerçekleştirilmiş Uygulamalar İle Dijital Yüzey Modeli (DSM)

Birçok sektörden farklı olarak madencilik alanında ihtiyaç duyulan en temel sanal ölçüm, İHA’lar ile verimli dijital yüzey/arazi modeli oluşturmak ve bu modeli 3B madencilik yazılımlarına aktarabilmektir.

2011’de İsviçre İHA konferansında yayımlanan, Neitzel ve Klonowski tarafından “Mobile 3D Mapping With A Low-Cost Uav System” isimli yapılan çalışmada, ekipman olarak Spektrum DX7 kumanda ile 2.4 GHz bandında komut yollayabilen uçuş control modülü ile yönlendirilen, üzerinde MK HiSight II kamera bulunan alüminyum ve fiber-karbon iskelete sahip 8 kollu ve 8 pervaneli İHA ile toplanan veriler ve bu verilerin 4 ücretsiz, 1 ücretli yazılım üzerinde işlenip değerlendirilmesi konuya öncü olmuştur.

Bu araştırmanın donanım gereksinimi ile program çıktıları sonucunda elde edilen veriler aşağıda aktarılmıştır. Çizelge 2’ de teknik veriler, şekil2’ de ise yukarıda bahsedilen donanım ait görsel verilmektedir.

Çizelge 1. İHA Sınıflandırması (Eisenbeiss, 2004)

Kategori İsmi	Ağırlık (kg)	Menzil (km)	Uçuş Yüksekliği (m)	Dayanım (saat)
Mikro	<5	<10	250	1
Mini	<25/30/150	<10	150/250/300	<2
Kısa mesafe	25-150	10-30	3000	2-4
Orta mesafe	50-250	30-70	3000	3-6
Uzun mesafe	>250	>70	>3000	>6

Çizelge 2. Veriler (Neitzel ve Klonowski, 2011)

Çap	1 m
Net Ağırlık	1.2 kg
Güç Aktarımı	8 adet elektrik motoru
Güç Kaynağı	Lityum-Polimer Akümülator (5000 Ah,14.8 V)
Kalkış Ağırlığı	2 kg (Kamera ile Beraber)
Maksimum İrtifa	350 m
Uçuş süresi	20 dk (Kamera ile Beraber)



Şekil 2. Kullanılan Ekipmanlar (Neitzel, Klonowski, 2011)

Bu çalışmada işlem sıralaması aşağıdaki gibi yapılmıştır;

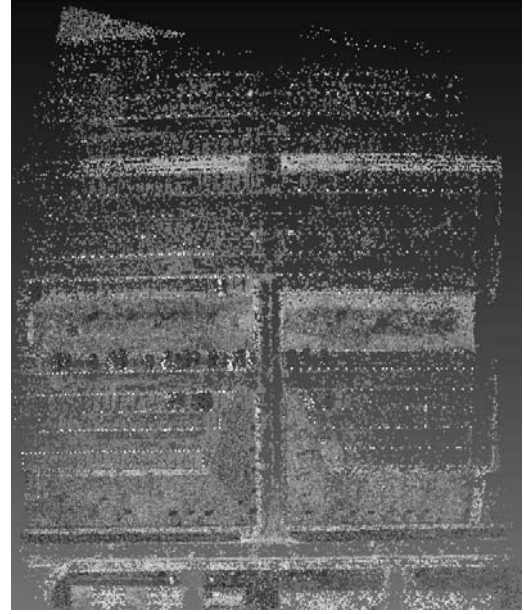
- Mobil Platformların kurulması
- Verilerin Toplanması
- Ön hazırlık (Uçuş Planı, Haritaların eldesi, vb.)
- Uçuşun gerçekleştirilmesi
- Verilerin İşlenmesi
- 3B Nokta Bulutunu çıkarılması
- 3B Nokta Bulutunun paylaşımı

Neitzel ve Klonowski (2011), tarafından yapılan çalışmada, kontrol konsolu üzerinde kurulu bulunan Mikro Kopter Tool yazılımı sayesinde Google Earth üzerinde oluşturulan poligonun sınırladığı alan, KML formatından WPL formatına çevrilerek yazılıma aktarılmıştır. İşlem sırasında İHA otomatik şekilde yazılım öncülüğünde, önceden belirlenen ilk ara noktadan son ara noktaya kadar sıralı ve sorunsuz şekilde uçmaktadır. Ölçüm sırasında fotoğraf alma sıklığı kalkış da dahil olmak üzere 2 saniyede bir fotoğraftır. Rüzgar hızı 8 m/s olan alanda drone 3-5 m/s hızları arasında yol almıştır. Fotoğraflar başarılı bir şekilde alındıktan sonra drone “Coming Home” fonksiyonu ile geri çağırılmış ve kalkış noktasına iniş yapmıştır. Nokta bulutları oluşturulmadan önce verilerin işlenmesi kritik öneme sahiptir. Alınan fotoğrafların tamamı net veya verimli olmayabilir. Bu sebeple öncelikle fotoğraf elemesi yaparak başlanılmıştır. Öncelikle kalkış ve iniş sırasında alınan fotoğrafların ardından, çok az ya da çok fazla ışık almış fotoğraflar dışarıda bırakılır. Eğer ölçüm alanı dışında kalan alanların fotoğrafları varsa onlarında silinmesi, hem yazılımlara binen yükü azaltacak hem de istenen alana odaklanmayı arttıracaktır. Uygulamalar, genelde alınan

fotoğrafların %20 ila %40'ının elendiğini göstermektedir.

Düşük maliyetli IHA ile 3B haritalama başlığı altında Neitzel ve Klonowski tarafından yapılan bu çalışmada, farklı yazılımlarla toplanan verilerden 3B nokta bulutu oluşturmaktadır. Toplanan veriler Exif (Exchangable image file format) yani değiştirilebilir görüntü dosyası biçiminde drone yazılımı tarafından toplanır. Exif formatının kullanılmasının sebebi diğer sektörlerden farklı olarak madencilik alanında 3B verilere ihtiyaç duyulmasıdır. Haritacılık alanında genelde rasterlı (Koordinatlı) fotoğraflar kullanılır. Ayrıca özellikle 3B madencilik yazılımı için dijitalleşmiş yüzey modeli oluşturulmak isteniyorsa, Exif formatı kullanımı zorunlu hale gelmektedir. Exif biçiminin özelliği diğer formatlara çevrilmesidir. Exif biçimindeki verilerde 3B bilgiler ve fotoğrafın boyutu, çözünürlüğü, uygulanabilir odak uzaklığı, vb. bulunabilir.

Bu yazılımlar verileri işlerken fotoğraflar içinden aldığı Exif bilgilerini kullanarak ortak noktaları saptar. Bu ortak noktaları üst üste bindirerek nokta bulutlarını oluşturur ve düzenler. Bu düzenleme metodu 2004 yılında Lowe tarafından tanıtılmış ve bulunmuştur. Aynı zamanda Lowe bu ortak noktaların saptanmasını sağlayan SIFT (Scale Invariant Feature Transfrom) anahtar nokta tespit uygulamasını da kullanmıştır (Snavely et al. 2007). Microsoft Photosynth yazılımı, <http://photosynth.net> sitesi üzerinden ücretsiz olarak kullanım sağlayan 3B nokta bulutu oluşturma yazılımıdır. Verilerin aktarımı SynthExport programı yardımıyla yapılmaktadır. Veriler web sitesine yüklenmek koşuluyla nokta bulutu üretimi sağlanabilir. Fakat program website üzerinden kullanıldığından, nokta bulutu yoğunluğu az ve işlem tatmin edici olmayabilir. Şekil.3'de Microsoft Photosynth yazılımında oluşturulmuş örnek bir nokta bulutu gösterilmektedir. Bir otoparktaki alanlar ve park halindeki araçlara ait bu veri, aşağıda açıklanan yazılımlarla kıyaslandığında oldukça basit ve yetersiz kalmaktadır.



Şekil 3. Microsoft Photosynth'de oluşturulmuş nokta bulutu örneği. Neitzel ve Klonowski (2011).

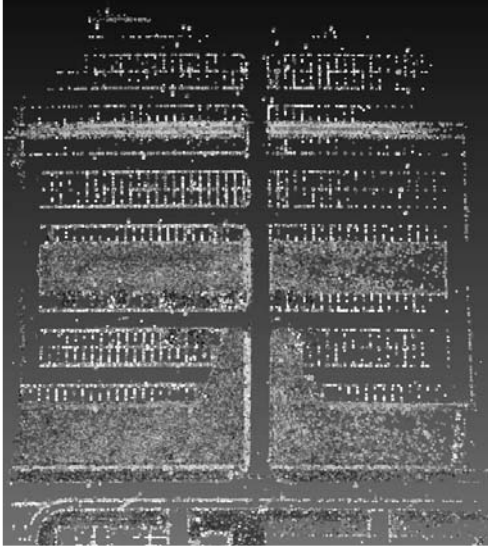
ARC3D (Automatic Reconstruction Conduit) ise diğer bir web üzerinde nokta bulutu üretim ve üçgenlenmiş yüzey modeli oluşturma programdır. Veriler ARC3D programında işlendikten sonra V3D formatında nihai sonuç elde edilebilir. Ancak V3D uzantısı MeshLab yazılımının uzantısı olduğundan en doğru görseli bu yazılım vermektedir.

Bundler, diğer bir 3B nokta bulutu üretme programıdır. Diğerlerinden farklı olarak yerel olarak veri işleyen bir programdır. Bu program nokta bulutu oluştururken fotoğrafları düzensiz bir şekilde seçip işlemektedir. Bundler'ın artısı yerel olarak veri işlediği için veriler kullanıcıdan başkasına aktarılmaz. Verdiği sonuçlar neredeyse Photosynth ile aynıdır. Ayrıca Bundler programının çıktısı CMVS ve PMVS2 yazılımlarında girdi olarak kullanılabilir. Şekil.4'de Bundler programında oluşturulmuş örnek bir nokta bulutu gösterilmektedir.

AgiSoft PhotoScan, Neitzel ve Klonowski tarafından yapılan çalışmada incelenen son program olmakla birlikte uygulama içinde standart sürümü kullanılan, ücretli bir yazılımdır. PhotoScan, Bundler gibi local olarak çalışmaktadır ancak Bundler'dan

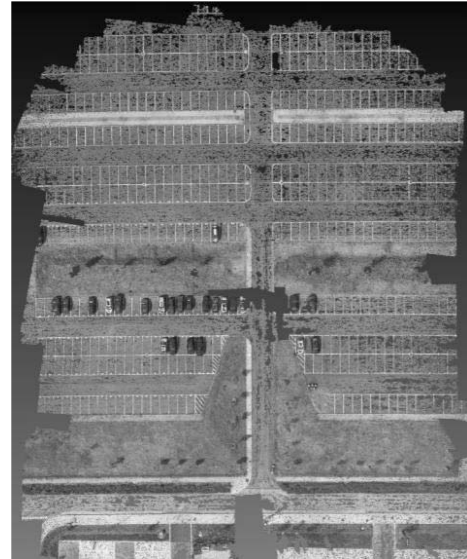


farklı olarak yüksek işletim sistemine gereksinim duymaktadır. Program için öneriler 100 veya üzeri yüksek boyutlu fotoğraf şeklindedir. Sonuç olarak diğer tüm yazılımlardan daha yüksek çözünürlüklü 3B nokta bulutu oluşturduğu saptanmıştır (Neitzel ve Klonowski, 2011).



Şekil 4. Bundler Programında Oluşturulmuş Örnek Bir Nokta Bulutu. Neitzel ve Klonowski (2011)

CMV/PMVS2 (Patch-Based Multi View Stereo Software) yazılımları da 3B nokta bulutu üretim yazılımıdır. Bu yazılımların diğerlerinden farkı 3B nokta bulutlarında artan yoğunluk talebini karşılamaktır. Bu sebeple veri yoğunluğu yüksek girdiler olarak yüksek çözünürlüklü ve detaylı nokta bulutları verebilmektedirler. Şekil.5’de PMVS2 programında oluşturulmuş örnek bir nokta bulutu gösterilmektedir. Çizelge 3’ te Neitzel ve Klonowski, 2011 tarafından yapılan araştırmada kullanılan yazılımların toplam nokta sayısı ve metrekare başına düşen nokta sayısı bazında karşılaştırılması verilmektedir.



Şekil 5. PMVS2 Programında Oluşturulmuş Örnek Bir Nokta Bulutu. Neitzel ve Klonowski (2011)

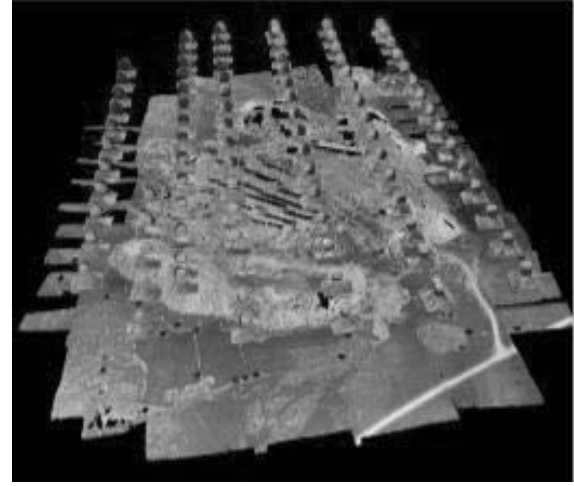
Şekil.6’de PhotoScan programında oluşturulmuş örnek bir nokta bulutu gösterilmektedir.



Şekil 6. PhotoScan Programında Oluşturulmuş Örnek Bir Nokta Bulutu. Neitzel ve Klonowski (2011)

Çizelge 3. Yazılımların Karşılaştırılması

Yazılım	Toplam Nokta Sayısı	Metre Kare Başına Düşen Nokta Sayısı
PhotoSynth	128535	7
Bundler	125989	8
PMVS2	1,4 milyon	90
PhotoScan	1,3 milyon	110
ARC3D	20 milyon	3000



Şekil 7. Ocak üzerindeki İHA pozisyonları

## 2 SANAL ÖLÇÜMLERİN MADENCİLİK UYGULAMALARINDA KULLANILMASI

İHA'lar ile yapılan ölçümler günümüzde giderek yaygınlaşarak madencilik alanında aktif halde kullanılır duruma gelmiştir. Özellikle en sık kullanım alanı, stok sahalarının alan ve hacim hesaplamaları olsa da, patlatma operasyonlarında, haritalama ve çevresel etkilerin gözlenmesinde, şev stabilitesi ve iş güvenliği alanları ile üç boyutlu madencilik programlarına veri sağlama amaçlı kullanılmaya başlanmıştır.

### 2.1 Stok Sahaları Alan ve Hacim Hesaplarından Kullanımı

Günümüzde İHA'ların en sık kullanıldığı alan stok sahası hesaplarıdır. Özellikle maden firmalarının stok sahasının lokasyonu, doluluk oranı, hacim hesabı gibi bilgileri sürekli güncel tutmak istemeleri ve bu işlemleri dijital ortama taşımak istemeleri gibi sebeplerden dolayı İHA'lar ile yapılan sanal ölçümler öne çıkmaktadır. Bu ölçümlerin hassas, düşük maliyetli ve kolay uygulanabilir olması İHA kullanımı ile yapılan ölçümleri bir adım daha öne çıkarmaktadır. Şekil 7 ve şekil 8 de, stok alanı, ölçüm ve hesaplamalar için Antalya yöresinden bir mermer ocağı üzerinden alınan görseller ve İHA'nın ocak üzerindeki konumları gösterilmektedir. Bu görseller daha sonra pix4D programı ile işlenmiş ve stok alanındaki artıkların hacimleri belirlenmiştir.

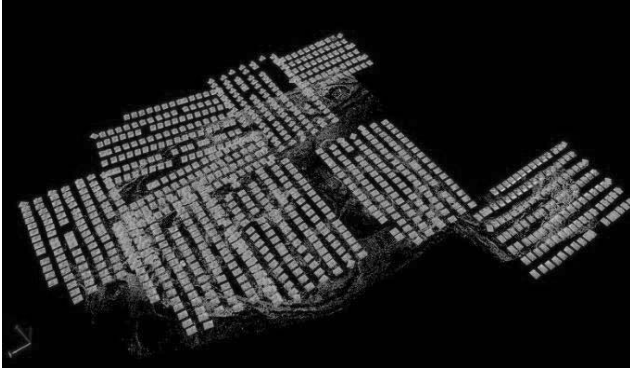


Şekil 8. Görüntüsü alınan mermer ocak işletmesi ve pasa sahaları

### 2.2 Patlatma Operasyonlarında Kullanımı

Madencilik alanında dünden bugüne hızla gelişen patlatma operasyonları günümüzde yeni talepler oluşturmaktadır. Bunlar özetle patlatma alanının kontrolü, patlatma sonrası kaldırılması gereken harfiyat miktarı, etki alanı, alan güvenliği, vb. olarak karşımıza çıkmaktadır. Bu talepleri karşılamada son dönemde İHA'lar ile yapılan sanal ölçümler büyük ilerlemeler katederek önem kazanmıştır. Patlatılacak alanın bütünlüklü olarak görebilen İHA'lar maliyetlerinin de diğer yöntemlere kıyasla düşüklüğü

sebebiyle maden firmaları tarafından tercih edilmektedir. Şekil.9 da Nisan 2015 de Santis ve Ramsey (2015) tarafından yapılan çalışmada, patlatma yapılacak bir maden sahası üzerinde 50 hektarlık alan taranmış ve projede 954 adet görsel alınmıştır. Projenin amacı patlatma alanlarının taranması ile elde edilen ortofotolar ve dijital yüzeylere ek olarak düzenli alınan video kayıtları ile patlatma alanlarının tam kontrolünü sağlamak, patlatmadan kaynaklı oluşacak riskleri minimuma indirmek ve patlatma sonunda elde edilecek malzeme miktarını saptamak olarak belirtilmiştir. Aşağıda bu uygulama ile ilgili, İHA ile görüntü alım sıklığı ve görüntüleme şablonu gösterilmektedir.



Şekil 9. Proje Alanı üzerindeki görüntü alma pozisyonları (Santis ve Ramsey, 2015)

Bu alanda, 100 milyon noktalık 3B nokta bulutu üretimi, patlatma deliklerinin takip edilebilmesi ve hatta patlatma sonrasında kullanılacak ekipmanların optimum şekilde planlanması ile alan içerisinde, doldurulacak bölgelerin hacminin hesaplanması olası hale gelmektedir.

### **2.3 Şev Stabilitesi Ve İş Güvenliği Alanında Kullanımı**

İHA ile yürütülen çalışmalar, geleneksel yöntemleri, ulaşılması zor veya mümkün olmayan yerlerden kaliteli veri alabilmesi ve kısa zamanda veri toplayabilmesi ile geride bırakmıştır. Özellikle de İHA' lar, lazerli tarama yöntemlerine göre daha ekonomik ve kolay kullanılabilirliğiyle de öne çıkmaktadır (Karpowicz, 2016).

Günümüzde İHA' lar iş güvenliği alanında da sıklıkla kullanılmaya başlanmıştır. Riskli alanlarda hava araçları ile yapılan gözlemler, tehlikeleri erken tanımlama ve önlemeye imkan sağlamaktadır. Madencilik alanında şev kaymaları, kayaç yenilmeleri ve hatta patlatma alanlarının incelenmesi ile kaya fırlaması, ses, titreşim veya tozdan kaynaklı etkileri azaltmayı mümkün kılmaktadır (Lautenschlager, 2015).

### **2.4 3B Madencilik Yazılımlarına Veri Sağlama Alanında Kullanımı**

İHA ile yapılan ölçümler bir kaç temel adımdan oluşmaktadır. Sanal ölçümler doğrudan vektörel veri sağlamayabilir. Bunun yerine bütünsel ve birbirini tamamlayan temel adımlarla sonuçlar ortaya koyar. (Tom Op 't Eyndt, Walter Volkmann, 2013)

İlk adım olarak İHA ile proje kapsamındaki alanın taranması ve iki temel veri grubunun alınması yer alır. Bu veri grupları ortofotolar ve dijital yükseklik modelleridir (Digital Elevation Models). İHA' ları için uygun android yazılımı ile bu adım android program kontrolünde gerçekleşir. Bu yazılımlar sanal ölçüm için veri toplama adını özelleşmiş kullanıcı arayüzü ile hızlı ve kolay hale getirmektedir. İHA, yazılım kontrolünde rotasını, açısını ve tur sayısını ayarlar. Bundan sonraki kısımda alınan verilerin birleştirilmesi ve madencilik yazılımlarına uygun hale getirilmesi bulunmaktadır. Bu adımda İHA' ya özel temin edilen yazım ile arazinin büyüklüğüne ve ölçümün kalitesine bağlı olarak miktarı ayarlanan veriler birleştirilir ve jeo-referanslaması yapılır. Bu aşamada neredeyse tüm safhalar yazılım tarafından gerçekleştirilir. Bu aşama sonunda arazinin bütünlüklü bir modeli elde edilir. Kullanılan yazılıma bağlı olarak katı yüzey modeli veya nokta bulutu oluşturularak işlemler tamamlanır.

### 3 SONUÇLAR

Günümüz madencilik uygulamalarında, planlamalardan rezerv tespitine, stok hacmi hesaplarından, iş güvenliği alanına kadar birçok alanda uygulama alanı bulan insansız hava araçlarının kullanımı, teknolojik gelişmelere paralel olarak hızla artmaktadır.

Geleneksel ölçüm yöntemleri ile günler alan topografik ölçümler, diğer lazerli tarama sistemleri, uydu sistemleri ve klasik ölçme metodlarından alınan verilere kıyasla çok daha kısa sürede ve güvenilir bir biçimde tamamlanan bu ölçümler, yöntemin en başarılı yönünü oluşturmaktadır. İHA' lar la alınan bu verilerin istendiği takdirde kolay tekrarlanabilir ve maliyetler açısından diğer sistemlere göre çok daha uygun olması gibi sebepler, işletmelerin İHA kullanımına giderek daha sıcak bakmalarına neden olmaktadır.

3B programlarına veri sağlayan, dünyada ve ülkemizde birçok alanda yaygın olarak kullanılan insansız hava araçları (İHA) ile yapılan ölçümlerin, madencilik alanındaki uygulanma aşamalarının farklı yazılımlar kullanılarak işlenmesinin ele alındığı bu çalışmada, kullanılacak insansız hava aracı kadar bu aracın sağladığı verileri işleyecek yazılımlarında önemi üzerinde durulmuştur.

Çalışma sonucunda birim alana düşen veri sayısının yüksek olduğu yazılımların çok daha verimli ve yüksek hassasiyet gerektiren ölçümlerde, çok daha kullanışlı olduğu sonucuna varılmıştır.

### TEŞEKKÜR

Yazarlar, DEÜ Rektörlüğü Bilimsel Araştırma Projeleri Koordinatörlüğüne 2014 KB FEN 034 ve 2017 KB FEN 021 projelere olan desteği için teşekkür eder.

### KAYNAKLAR

Achille, G. D., 2015. Accurate Volume Estimation with Non-Ideal Flight Plan. Retrieved from PIX4D: <https://pix4d.com/accurate-volume-estimation-with-non-ideal-flight-plan/>  
Eck, Ch., 2001. Navigation Algorithms with applications to unmanned helicopters.

Dissertation at the Swiss federal institute of technology Zurich.

- Eisenbeiss, H., 2004. A Mini Unmanned Aerial Vehicle (Uav): System Overview. Processing And Visualization Using High-Resolution Imagery. Pitsanulok: Institute for Geodesy and Photogrammetry.
- Everaerts, J., Lewycky, N., Fransaer, D., 2004. Istanbul. Pegasus: Design of astratospheric long endurance UAV system for remote sensing. IAPRS, Vol. XXXV, Part B2.
- F. Neitzel, J. Klonowski., 2011. Mobile 3d Mapping With A Low-Cost Uav System. Department of Geodesy and Geoinformation Science, (p. 3). Berlin.
- International Archives of the Photogrammetry, Remote Sensing and Spatial Information Sciences, Vol. XXXVIII-1/C22 UAV-g. 2011, Conference on Unmanned Aerial Vehicle in Geomatics, Zurich, Switzerland
- Karpowicz, J., 2016. Expouav. Retrieved from UAVs for Mining: [www.expoav.com](http://www.expoav.com)
- Tom Op 't Eyndt, Walter Volkmann., 2013. UAS as a Tool for Surveyors. Retrieved from GIM International: [www.gim-international.com](http://www.gim-international.com)
- Kun, M., 2016. Açık maden ocaklarının üç boyutlu madencilik yazılımı ile değerlendirilmesi ve üretim stratejilerinin geliştirilmesi. İzmir: Dokuz Eylül Üniversitesi.
- Lautenschlager, R., 2015. Gim-international. Retrieved from UAVs in the Mining Industry: [www.gim-international.com](http://www.gim-international.com)
- Lon Santis, Dale Ramsey. 2015. Supporting Blasting Operations with UAVs. Retrieved from PIX4D:
- Lowe, D., 2004. Distinctive image features from scaleinvariant keypoints. International Journal of Computer Vision, 60(2), 91–110.
- Snavely, N., Seitz, S.M., Szeliski, R., 2007. Modeling the World from Internet Photo Collections. International Journal of Computer Vision, Volume 80, Number 2, pp. 189-210.

# IsaMill™: Yatay Karıştırmalı Değirmenlerde İnce Öğütme ve Endüstriyel Uygulamalarından Örnekler

## *IsaMill™: Fine Grinding in a Horizontal Stirred Mill and Examples from its Commercial Installations*

H. Çelik

*Uşak Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Uşak*

**ÖZET** Karıştırmalı ortam değirmenleri minerallerin ve diğer materyallerin birkaç mikron tane boyutuna öğütülmesi için cevher hazırlama, plastik, seramik, boya, gıda ve kozmetik gibi farklı endüstri kollarında yaygın bir şekilde kullanılmaktadır. Bu değirmenler hız, geometri ve ortam karıştırma ya da karıştırıcı şekillerine göre tanımlanan farklı türlerde sınıflandırılmaktadırlar. Karıştırmalı değirmenlerin dikey ve yatay değirmenler olmak üzere iki temel tipi vardır. Bu çalışmada, yatay karıştırmalı değirmen olan IsaMill değirmeni genel özellikleri, öğütme mekanizması ve öğütmeyi etkileyen parametreleri kısaca incelenmiş, sonrasında dünya genelinde endüstriyel uygulamalarından örnek tesisler tanıtılmıştır.

**ABSTRACT** Stirred media mills are used widely in different industrial fields such as ore dressing, plastic, ceramics, paint, food and cosmetic for ultra fine grinding of minerals and other materials to particle sizes below a few micrometers. These mills can be classified into a number of different subcategories predominantly defined by the speed, geometry, and orientation of the media agitator or stirrer. Two basic types of stirred mills are available, the vertical stirred mill and the horizontal stirred mill. In this paper, general properties and grinding mechanism and the parameters affecting the grinding of the IsaMill, horizontal stirred mills are discussed briefly and sample facilities from industrial applications have been examined all over the world.

### 1 GİRİŞ

Günümüzde gelişen teknoloji ile beraber plastik, seramik, boya, gıda ve kozmetik gibi farklı endüstri kollarında ince (<100 µm), çok ince (<10 µm) veya süper ince (<1 µm) olarak adlandırılan boyutlardaki malzemeye olan ihtiyaç giderek artmaktadır. Madencilik sektöründe ise, yüksek tenörlü cevher yataklarının tükenmesi sonucu serbestleşme tane boyutu çok ince olan düşük tenörlü cevher yatakları ve hatta tesis atıkları ekonomik değer kazanmaya başlamıştır (Dikmen ve Ergün, 2004). Madencilik sektöründe 1970'lerde cevher zenginleştirme standart besleme boyutu  $d_{80}$  74µm iken 1980'lerde 38µm olmuştur. 1990'lara gelindiğinde gerekli serbestleşmeyi sağlamak

için 8µm den daha küçük flotasyon besleme boyutuna ihtiyaç duyulmuştur. Bu amaçlar için ince ve çok ince öğütmeyi sağlayacak olan karıştırmalı değirmenler geliştirilmiştir (Gao ve diğ., 2006).

Cevher hazırlama işlemlerinde kullanılan mevcut bilyalı/çubuklu değirmenler ile malzemeleri çok ince boyutlara öğütmek, ekonomik ve fiziksel olarak mümkün olmamaktadır. Geleneksel değirmenlerin öğütme verimi düşük (%1-2) olmakla birlikte, cevher hazırlama tesisinin işletme maliyetinin yaklaşık olarak %40'ını teşkil etmektedir (Joe, 1979; Wills, 1992). İnce öğütme için bu değirmenlerin çok düşük hızlarda çalışması değirmenlerin kullanımında problemler oluşturmaktadır. Bu öğütücülerde öğütücü ortam ve malzemenin

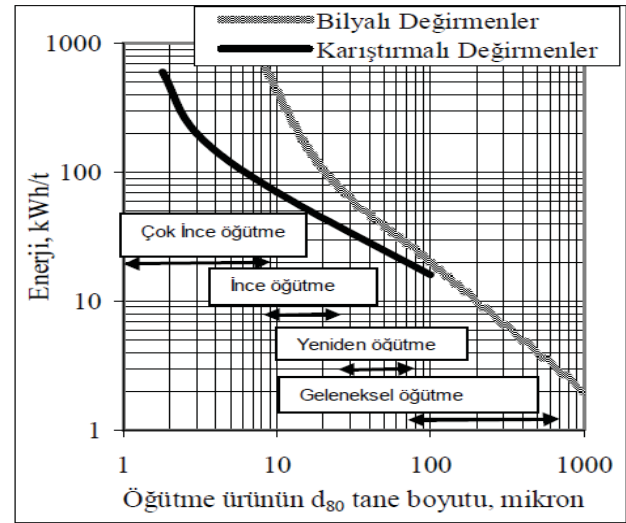


değirmen gövdesiyle birlikte dönmemesi ve öğünme işleminin verimli şekilde gerçekleşmesi için, değirmen hızı değirmenin kritik hızından daha düşük olmak zorundadır. Düşük değirmen hızları ise değirmende düşük güç yoğunluğu ile sonuçlanmaktadır. İnce öğütme uygulamaları için düşük güç yoğunlukları ise mineral endüstrisinin gerektirdiği yüksek üretim kapasitelerini karşılayamamaktadır.

Bilyalı değirmenlerdeki enerji tüketimi malzemenin 75µm altı ürün haline öğütülmesi için hızla yükselirken (Şekil 1), 30µm altı öğütmede bilyalı değirmen kullanımı artık ekonomik olmaktan çıkmaktadır. Bu değirmenlerden alınacak ürün için en uygun tane boyut limiti 40–45µm civarındadır (Gao ve Weller, 1994). Şekil 1.'den görüldüğü üzere tane boyutu küçüldükçe tanelerin kırılmaya karşı olan dirençlerinin artmasıyla birlikte tüketilen enerji miktarları da aşırı bir şekilde artmaktadır. Bond bilyalı değirmeni ile karıştırmalı değirmen siklon ile kapalı devre halinde -3.35mm iriliğindeki malzemenin %80'inin 100µm altına indirilmesi maksadıyla karşılaştırılmış ve karıştırmalı değirmenin iri boyutta öğütmede bile yaklaşık %30 daha az enerji tükettiği belirlenmiştir (Fengnian ve diğ., 2009). Bilya boyutu küçüldükçe öğütme için aktif olmayan zonun hacmi yükselmektedir. Değirmen iç hacminin büyük bir bölümünün değirmen şarjının serbest düşme hareketi yapabilmesi maksadıyla boş bırakılması gerekmektedir (Partyka ve Yan, 2007). Bilyalı değirmenlerde bilya şarjının etkinliği için 20mm'den daha büyük öğütücü ortamının kullanılması gerekmekte olup, mineral tanelerinin 20µm'den daha ince boyuta öğütülmesi için bu boyut oldukça büyüktür (Anon-a, 2017, Jankovic, 2003; Toraman ve diğ., 2015). Ancak karıştırmalı değirmenlerde birim zaman ve hacimde açığa çıkan enerji miktarının çok yüksek olması nedeniyle 10µm'nin altında bile ekonomik öğütmeler yapmak mümkündür (Dikmen ve Ergün, 2004).

Bu yüzden son yıllarda öğütme maliyetini düşürmek ve öğütme verimliliğini arttırmak için değişik prensiplerle çalışan çok sayıda değirmen tasarlanmıştır (dönen silindri (valsli) değirmenler, yüksek basınçlı merdaneli değirmenler, titreşimli değirmenler, jet tipi değirmenler, Sarkaç değirmenler, halkalı, çivili ve yörüngesel değirmen gibi). Bunlardan en dikkat çekici olanı yatay ve düşey şaftlı karıştırmalı değirmenlerdir (Hacıfazlıoğlu, 2009).

Bu derlemede, yatay karıştırmalı değirmen olan IsaMill teknik özellikleri ile kısaca tanıtılmakta ve dünya genelinde sanayi ölçekte kullanıldığı maden işletmelerinde IsaMill uygulamaları hakkında bilgi verilmektedir.



Şekil 1. Karıştırmalı ve bilyalı değirmenlerde tane boyu ile enerji tüketiminin değişimi (Jankovic, 2003).

## 2 KARIŞTIRMALI ORTAM DEĞİRMENLERİ

Temel tasarımı 1920'li yıllara kadar uzanan karıştırmalı değirmenler, ilk kez 1960'lı yıllarda kaolinin öğütülmesi için kullanılmıştır (Conway-Baker ve diğ., 1999). Mikronize malzeme üretiminde kullanılan en popüler değirmenler olan bu değirmenlerin diğer öğütme yapan cihazlara göre işletimi daha kolay, öğütme süresi ve enerji tüketimi daha azdır (Hacıfazlıoğlu, 2009). Karıştırmalı ortam değirmenleri, karıştırıcı tipine göre diskli, pinli ve halkalı olmak üzere üç şekilde sınıflandırılmaktadır. Bu değirmenler yatay veya dikey olarak ve yaş veya kuru olarak uygulanmaktadır (Kwade, 1999).

Karıştırmalı ortam değirmenleri, esas olarak aşırı ısınmayı önlemek için etrafında su ceketli bulunan sabit bir silindirik gövde içinde dönen bir rotordan oluşmaktadır. Rotor üzerine belirli aralıklarla yerleştirilmiş çubuk (pin) veya diskler yardımıyla silindiri dolduran ortamı hareket ettirerek öğütme yapılmaktadır. Değirmen hacminin en fazla %85'i öğütücü ortam ve malzeme ile şarj edilmektedir (Sepulveda, 1981; Tüzün, 1994). Max Mill tipi değirmende ise, değirmenin gövdesi de dönmekte ve gövde içerisinde bulunan bir saptırma plakası

yardımıyla bilyaların akışı değiştirilmektedir. Bu sayede daha etkili bir öğütmenin yapıldığı ileri sürülmektedir (Wang ve diğ., 2004). Öğütücü ortam olarak birkaç yüz mikrondan birkaç milimetreye kadar değişebilen bilyalar kullanılmaktadır. Uygulama alanına bağlı olarak değirmenin öğütücü ortamı; çelik, seramik, cam (silis), alüminyum veya zirkon olabilmektedir. Öğütülecek malzemenin besleme boyutu da birkaç mikronla birkaç milimetre arasında değişebilmektedir. Ancak, genellikle 100 µm'nin altındaki öğütmelerde enerji tüketiminin konvansiyonel değirmenlere göre daha az olduğu belirtilmektedir (Szevari ve Yang, 1999; Hacıfazlıoğlu, 2009).

Karıştırmalı değirmenlerin performansını pek çok faktör etki etmektedir. Bunlar; değirmen boyutu, ortam yoğunluğu, şekil, bileşim, değirmen aşınması, karıştırma hızı, bilya yoğunluğu, bilya çapı ve şarj oranı, pulp yoğunluğu veya viskozitedir (Jankovic, 2001 ve 2003; Zheng ve diğ., 1996). Jankovic (2003) öğütülecek malzeme boyutunun öğütme ortamı boyutuna oranının öğütme verimi üzerinde belirgin bir etkisi olduğunu vurgulamıştır.

Ticari olarak çeşitli parçaları değiştirilmiş ve değişik şekillerde tasarlanmış çok sayıda karıştırmalı değirmen bulunmaktadır. Bunlardan bazıları; Tower mill, IsaMill, Svedala detritör, Sala agitated mill, ANI-Metsoprotech SVM mill, MaxxMill, Pitt Mill ve DraisMill'dir (Hacıfazlıoğlu, 2009). Karıştırmalı ortam değirmenlerinin teknik özelliklerinin karşılaştırılması literatürde mevcuttur (Lichter ve Davey, 2006).

### 3 YATAY KARIŞTIRMALI BİLYALI DEĞİRMEN: ISAMİLL

IsaMill™ teknolojisinin gelişiminde, Avustralya'da bulunan ve Mount Isa Madencilik Ltd (şimdiki adı Xstrata) tarafından işletilen Mount Isa kurşun/çinko madeni (Queensland) ve McArthur River madeninin (Northern Territory) metalurjik gereksinimleri etken olmuştur. McArthur River madeninde ince tane dağılımlı cevherden pazarlanabilir Pb/Zn konsantrasi eldesinin ancak sülfidik olmayan gang minerallerinin %80'inin -7µm boyutuna öğütülmesi ile yeterli serbestleşmenin sağlanmasından sonra mümkün olabildiği belirlenmiştir. Mount Isa kurşun/çinko madeninde, serbestleşme tane boyutunun düşmesi ve cevherdeki refrakter pirit

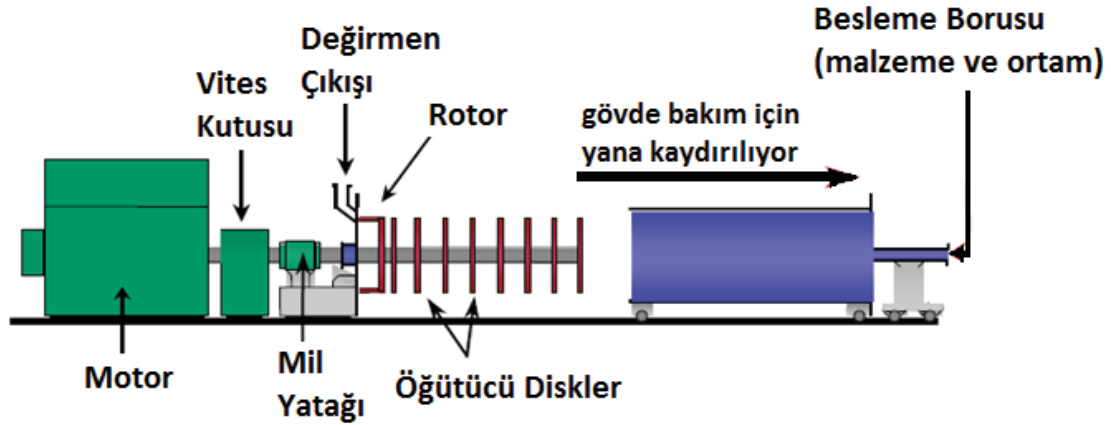
miktarının yükselmesi neticesinde tesisin metalurjik performansında dereceli olarak azalma meydana gelmiş, çinko kazanım verimi %70'lerden %50'ye düşmüştür. Tesiste geleneksel bilyalı değirmen ve kule değirmen ile yeterli serbestleşmenin sağlanması için yapılan ince öğütme denemeleri enerji tüketiminden ötürü ekonomik olmamıştır. Aynı zamanda yüksek oranda çelik bilya tüketimi, mineral yüzeylerinin demir ile kirlenmesine sebep olmuş, bunun sonucunda flotasyon verimi düşmüştür. Yüksek hızlı yatay karıştırmalı değirmen ile çok ince öğütme yaparak yeterli mineral serbestleşmesinin sağlanabildiği belirlenmiştir. Mount Isa Madencilik Ltd, karıştırmalı öğütmede 50 yılın üzerinde tecrübeye sahip Alman Netzsch-Feinmahltechnik GmbH ile yürüttüğü ortak çalışma ile büyük ölçekli, sürekli çalışan ve sağlam bir ekipman olan IsaMill™'i ortaya çıkarmıştır. Değirmen kapasitesinin yükseltilmesine yönelik birçok prototip denemelerinden sonra, ilk tesis ölçekli IsaMill (M3000), madenin kurşun/çinko konsantratöründe 1994 yılında kurulmuştur. Sonrasında 1999 yılında ticarileştirilmiş ve Xstrata grubunun dışındaki madenlere satılmıştır (Burford ve Clark, 2017; Johnson ve diğ., 1998; Toraman ve diğ., 2015). Günümüzde dünya genelinde toplam 127 adet çeşitli büyüklüklerde (M100-M10.000) IsaMill değirmen çalışmaktadır (Anon-b, 2017). Bu değirmenlerin genel bazı teknik özellikleri ise Tablo 1.'de gösterilmiştir.

Şekil 2.'de görüldüğü üzere IsaMill değirmeninde üzerine 8 adet diskin montelendiği yatay bir şaft, motor ve vites kutusu aracılığı ile döndürülmektedir. Diskler çok yüksek çevresel hızda (21-23 m/sn) döndürülmekte ve değirmen içerisinde 300kW/m<sup>3</sup> seviyelerinde yüksek enerji yoğunluğu oluşturulmaktadır. Değirmen uygun bir öğütme ortamı ile doldurulmakta, her bir disk arasında seri halde 8 adet ayrı birer öğütme hücresi oluşmaktadır (Şekil 3). Öğütücü ortam, öğütme disklerinin hareketi ile radyal olarak gövdeye doğru harekete geçirilmektedir. Ortam diskler arasında disk yüzeylerinden dışa doğru yüksek hızlanmaya maruz kalmadığından, değirmen şaftına doğru zorlanmaktadır. Bunun neticesinde diskler arasında ortamın sirkülasyonu gerçekleşmekte ve karıştırmalı ortamda cevher ağırlıklı olarak aşındırma kuvveti ile öğütülmektedir.

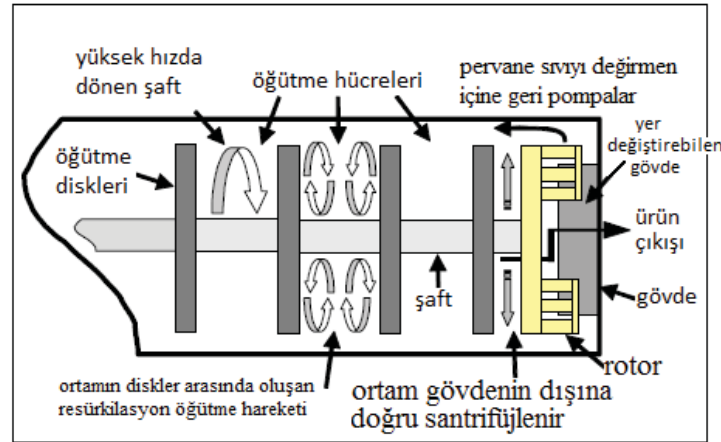
Tablo 1. IsaMill™ değirmenlerinin genel bazı teknik özellikleri (Anon-a, 2017)

	M1000	M3000	M5000	M10000	M15000	M50000
Öğütme Hazne Hacmi, litre	1000	3000	5000	10000	15000	50000
Tahrik Kapasitesi, kW	355–500	800	1120–1500	3000	3700	8000
Toplam Yüksüz Ağırlık <sup>1</sup> , ton	13.5	42	45	85	90	126
Uzunluk m	6.5/10	17	17.5	22	24	34
Genişlik <sup>2</sup> , m	2.8/2	2.5	3	3.5	4	4.7
Yükseklik <sup>3</sup> , m	2/1.8	3.5	3.5	3.5	3.5	5.4

<sup>1</sup>motor ve şanzıman dahil. <sup>2</sup>motor ile birlikte yaklaşık genişlik. <sup>3</sup>motor ile birlikte yaklaşık yükseklik



Şekil 2. IsaMill™ değirmeninin genel yapısı (Burford ve Clark, 2017)



Şekil 3. IsaMill™ değirmeninin öğütme mekanizması (Burford ve Clark, 2017)

Yüksek enerji yoğunluğu ve seri 8 adet öğütme bölmesine sahip olması neticesinde öğütücü ortam-tane çarpışması olasılığı yüksektir. Değirmende yüksek verimliliğin bir nedeni de ince öğütücü ortam kullanılabilmesidir. Kule değirmenlerde 10-12mm iriliğinde ortam kullanılabilirken, IsaMill'de 1mm inceliğe kadar ortam kullanılabilir. Bu durum ortamın birim hacmindeki yüzey alanını önemli ölçüde artırmakta ve ortam-tane çarpışması olasılığı da aynı derecede yükselmektedir (Burford ve Clark, 2017). Öğütücü ortam elek kullanmaksızın değirmen içinde

kalmaktadır. Şekil 3.'de görüldüğü gibi değirmen çıkış kısmında rotor ve yer değiştirebilen gövdeden oluşan patentli ürün seperatörü bulunmaktadır. Son disk ile rotor arasındaki yakın mesafeden dolayı iri taneler gövdenin dışına doğru merkezkaç kuvveti ile santrifüjlenir. Pervane ile değirmen içinde oluşturulan pompalama işlemi ile ortamın değirmen içinde kalması sağlanır. Öğütülmüş ürün rotor içine ve oradan da yer değiştirebilen gövde içine girdikten sonra değirmeni terk eder. IsaMill değirmenleri açık devre çalıştırıldığından devre tasarımları basit ve ilk yatırım maliyetleri düşüktür.

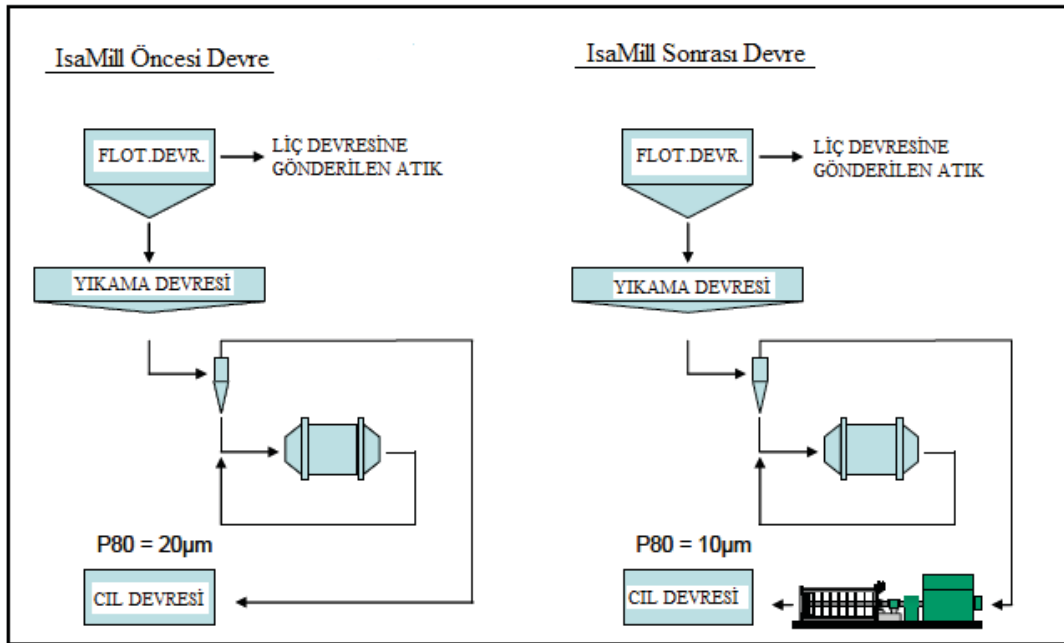
IsaMill değirmenlerinde düşük maliyetli ve yerel olarak tedarik edilebilecek çakıl, izabe cürufu gibi öğütücü ortamlar kullanılabilir. Bununla birlikte enerji verimliliğinin yükseltilmesi için çoğu tesiste karıştırmalı değirmenler için özel olarak dizayn edilmiş yüksek kaliteli ve yoğunluklu ( $3.5 \text{ g/cm}^3$ ) Maggotteaux firmasının ürettiği Keramax® gibi seramik bilyalar da kullanılmaktadır (Anon-c, 2017; Burford ve Clark, 2017; Toraman ve diğ., 2015). Ortam boyutunu optimize etmek için besleme  $d_{80}$  boyutu  $30\text{-}300\mu\text{m}$  arasında olmalıdır. Yapılan çalışmalarda IsaMill'in bilyalı değirmenlere göre %75'den daha fazla enerji tasarrufu sağladığı görülmektedir. En büyük avantajları yüksek kapasiteye sahip olması ( $10 \text{ t/saat}$ ), çok ince ürün boyutu elde etmesi ( $d_{80} 7\mu\text{m}$ ), düşük maliyetli doğal öğütme ortamı kullanımı ve yüksek enerji etkinliği sağlamasıdır (Celep ve diğ., 2008).

#### 4 ISAMİLL™ TESİS UYGULAMALARINDAN ÖRNEKLER

Günümüzde dünya genelinde toplam kurulu gücü  $212.892\text{kW}$  olan 127 adet çeşitli büyüklüklerde (M100-M10.000) IsaMill değirmen çalışmaktadır (Anon-b, 2017). Bu bölümde bu tesislerden seçilmiş olan tesislerde IsaMill uygulamaları hakkında bilgiler verilecektir.

#### 4.1 Kumtor Altın Madeni (Kırgız Cumhuriyeti)

Yıllık ortalama 16ton altın üretilen madende M10000 tipi IsaMill çalıştırılmaktadır. Madende cevherleşme yüksek refrakter karakterde olup, altın piritte bağlı ve ince dağılımlı haldedir. IsaMill uygulamasından önce tesiste kırma, yarı otojen ve bilyalı değirmende öğütmeden sonra, siklon üst akımı flotasyon devresine gönderilmekteydi. Flotasyon konsantresi ise bilyalı değirmende yeniden öğütüldükten sonra CIL devresine gönderilmekteydi. Bilyalı değirmende  $25\text{mm}$  çapında bilyalar kullanılmakta ve kapalı devre öğütme gerçekleştirilerek (devreden yük  $\sim 600\%$ )  $d_{80} \sim 20\mu\text{m}$  ürün elde edilmekteydi. Tesiste yapılan çalışmalarda flotasyon konsantresinin %80'inin  $<10\mu\text{m}$  inceliğine öğütülmesi ile altın kazanım veriminin yükseldiği belirlendikten sonra 2005 yılında  $2.6\text{MW}$  gücünde M10000 IsaMill™ devreye alınmıştır.  $72\text{ton/h}$  kapasite ile çalışan değirmenin kurulumundan sonra atığa giden altın oranında %30 oranında düşüş gerçekleşmiştir ( $620 \text{ kg/yıl}$  daha fazla altın kazanımı). Değirmende Maggotteaux firmasının ürettiği Keramax® seramik bilyalar kullanılmaktadır (Burford ve Clark, 2017).



Şekil 4. Kumtor altın madeninde IsaMill uygulaması (Burford ve Clark, 2017)

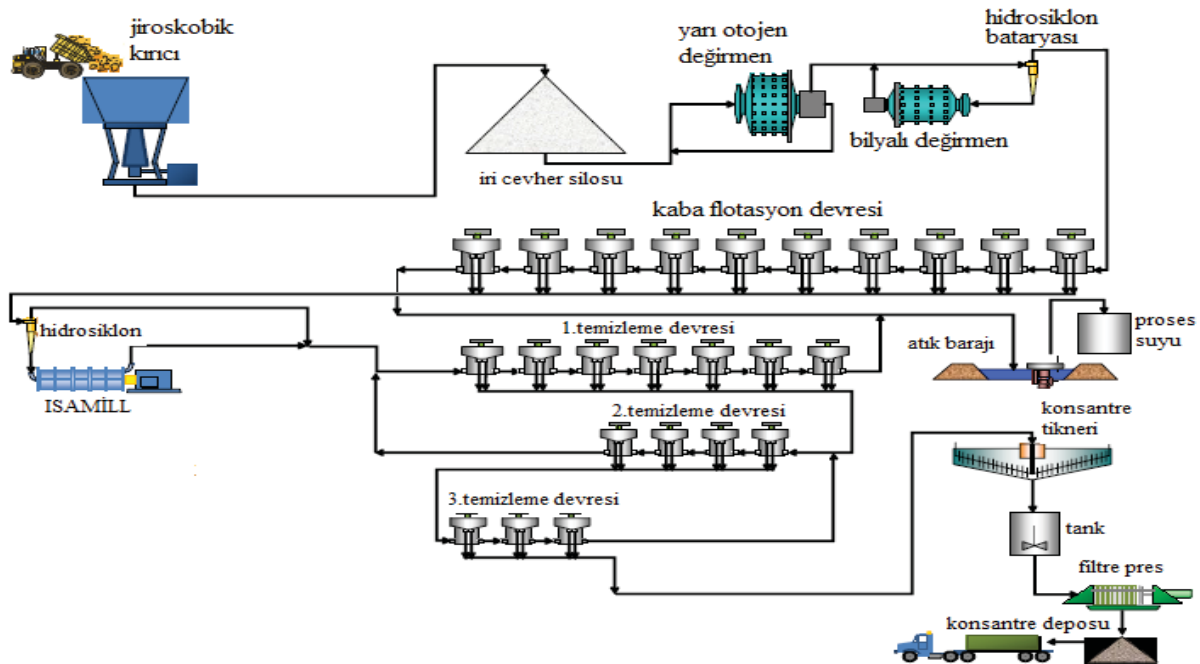


## 4.2 Phu Kham Bakır-Altın Madeni (Laos Cumhuriyeti)

Madende oksitli altın zonu ve bu zonun altında disemine bakır-altın içeren zon olmak üzere iki ayrı mineralleşme söz konusudur. Oksitli zondan birincil faz olarak 2005-2010 yılları arasında yığın liçi yöntemiyle altın üretimi gerçekleştirilmiştir. Bakır-altın zonunda kalkopirit ve bornit yaygın bakır mineralleri iken; gang mineralleri olarak kuvars, mika, pirit, kaolinit ve talk içermektedir. Cevher hazırlama tesisine (Şekil 5) beslenen malzemenin tenörü %0.75 Cu, 0.33g/t Au ve 3.8g/t Ag şeklindedir. Madende geleneksel boyut küçültme uygulamalarını takiben, bakır-değerli metal konsantresi elde etmek üzere kaba flotasyon işlemi uygulanmaktadır. Kaba flotasyon konsantresi (yaklaşık 168 ton/saat;  $d_{80}$  106 $\mu$ m) 2.6MW gücünde M10000 IsaMill™ değirmeni ile 38 $\mu$ m inceliğine nihai bakır kazanımı oranını yükseltmek için yeniden öğütülmektedir. Yeniden öğütülen ürün Jameson flotasyon hücresinde tekrar flotasyona maruz bırakılmaktadır. Buradan elde edilen konsantre (%26-29 Cu tenörü ve %55-60 verim) ve Jameson flotasyon devresi atığına uygulanan 3 aşamalı temizleme işlemi ile elde edilen konsantre tükine gönderilmektedir. Tesiste elde edilen nihai konsantre %25 Cu, 7g/t Au ve 60g/t Ag içermektedir. (Bennett ve diğ., 2012; Burford ve Clark, 2017; Young and Crnkovic, 2017).

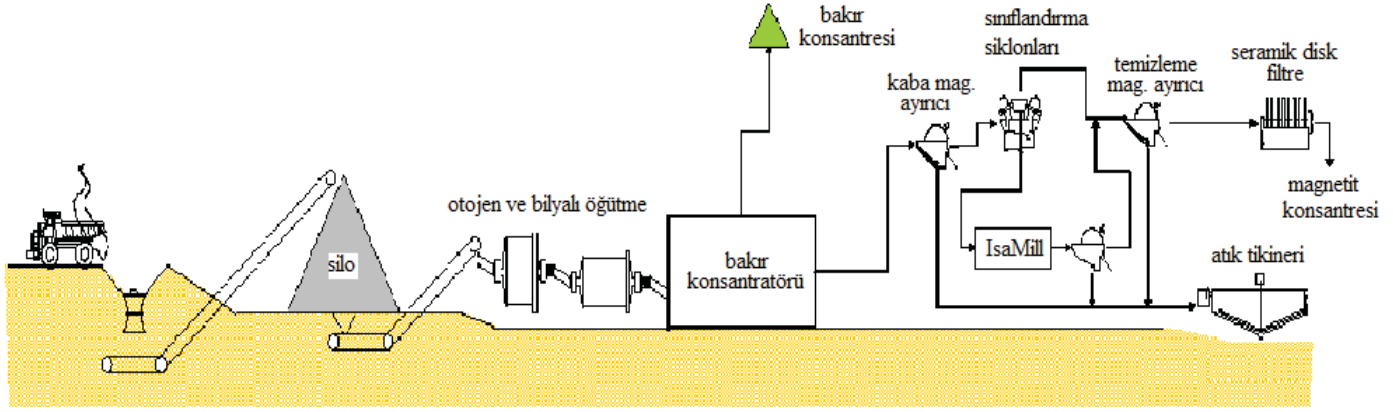
## 4.3 Ernest Henry Bakır-Altın-Demir Oksit Madeni (Avustralya)

Yaklaşık olarak 88 milyon ton rezerve sahip olan madende; bakır %1, altın 0.5g/t ve magnetit %23 oranında yer almaktadır. Cevherde kalkopirit baskın olan mineral iken, magnetit ve karbonat mineralleri gang olarak bulunmaktadır. Konsantratörde yıllık 350.000 ton dolayında üretilen konsantre, 100.000 ton bakır ve yaklaşık 3.7 ton altın içeriğine sahiptir. İşletmede yer alan bakır konsantratörü atığından magnetit tesisinde tam kapasite ile çalıştığında yıllık 1.2 milyon ton magnetit üretimi yapılmaktadır. Kaba magnetik ayırıcı devresinde bakır flotasyonu atığında bulunan iri ve serbest (<53 $\mu$ m) magnetit mineralleri kazanılmaktadır. Boyutu 53 $\mu$ m'dan iri taneler ise, serbestleşmemiş magnetit mineralleri hidrosiklonla ayrıldıktan sonra IsaMill (1xM10000 3MW) değirmeni ile öğütülmektedir. IsaMill değirmeninde maksimum boyutu 6,5mm büyüklüğünde olan seramik bilyalar kullanılarak beslenen ürün 13 $\mu$ m altına indirilmektedir. Kaba magnetik ayırıcı devresinde düşük manyetik alan şiddetli (1000 gauss) dört adet çift olarak çalıştırılan yaş manyetik separatör yer almakta olup, toplam magnetit kazanım verimi %78'dir. Temizleme magnetik ayırıcı devresinde daha düşük alan şiddetli (750 gauss) ayırıcılar kullanılmaktadır (Siliezar ve diğ., 2011; Larson ve diğ., 2013).



Şekil 5. Phu Kham madeninde IsaMill uygulaması (Young and Crnkovic, 2017)





Şekil 6. Ernest Henry madeninde IsaMill uygulaması (Siliezar ve diğ., 2011)

## 5. SONUÇ

Son yıllarda karıştırmalı bilyalı değirmenlerin birçok sanayi kolunda kullanımının giderek arttığı görülmektedir. Madencilik endüstrisinde ise yüksek tenörlü cevher yataklarının giderek tükenmesiyle serbestleşme tane boyutu çok ince olan düşük tenörlü cevher yatakları ve hatta tesis atıklarının ekonomik değer kazanmaya başladığı görülmektedir. Cevher hazırlama işlemlerinde geleneksel olarak kullanılan bilyalı, çubuklu gibi değirmenlerle değerli minerallerin serbestleşmesini sağlayacak çok ince boyutlara öğütmek, ekonomik ve fiziksel olarak mümkün olamamaktadır. Bu yüzden son yıllarda öğütme maliyetini düşürmek ve öğütme verimliliğini arttırmak için değişik prensiplerle çalışan, ince ve çok ince öğütmeyi sağlayabilecek, birim zaman ve hacimde açığa çıkan enerji miktarının çok yüksek olması nedeniyle  $10\mu\text{m}$ 'nin altında bile ekonomik öğütmeler yapabilen işletimi daha kolay ve öğütme süresi daha az olan çok sayıda karıştırmalı değirmenler tasarlanmıştır.

Yatay karıştırmalı bir değirmen olan IsaMill™ teknolojisinin gelişiminde, Mount Isa Madencilik Ltd (şimdiki adı Xstrata) (Avustralya) tarafından işletilen bazı madenlerin metalurjik gereksinimleri etken olmuş olup, 1999 yılında ticarileştirilen değirmenin günümüzde dünya genelinde toplam 127 adet çeşitli büyüklüklerde (M100-M10.000) işletme ölçeğinde uygulamaları mevcuttur. Değirmenin ucuz ve doğal öğütücü ortam (kum, izabe cürufu, cevher taneleri) kullanıma ve açık devre çalışmasına imkân vermesi işletme maliyeti ve devrenin basitliği açısından oldukça

önemlidir. Yüksek enerji yoğunluğu, seri 8 adet ayrı öğütme bölmesine sahip olması ve ince öğütücü ortam kullanılabilmesinden ötürü ortamın birim hacmindeki yüzey alanını önemli ölçüde yükselmesi etmenleri ortam-tane çarpışması olasılığını arttırarak öğütme verimini aynı derecede yükseltmektedir.

## KAYNAKLAR

- Anon-a, 2017. [www.isamill.com](http://www.isamill.com), "Isamill: Sınırları kırıyoruz" Tanıtım Kitapçığı, 12 s. (erişim tarihi 06.04.2015).
- Anon-b, 2017. IsaMill Installations, <http://www.isamill.com/EN/Installation/Documents/IsaMillInstallations.pdf>. (erişim tarihi 09.03.2017)
- Anon-c, 2017. Grinding beads: KERAMAX®. <http://www.magotteaux.com/products-services/grinding-media/keramax-mtx/>
- Bennett, D., Crnkovic, I., and Walker, P. 2012. Recent Process Developments at the Phu Kham Copper-Gold Concentrator, Laos. 11th Mill Operators' Conference, Hobart, Tas, 29-31 October 2012.
- Burford, B.D., and Clark, L.W., 2017. IsaMill™ Technology Used in Efficient Grinding Circuits. VIII International Conference on Non-Ferrous Ore Processing, Poland <http://www.isamill.com/EN/downloads/Pages/papers.aspx>
- Celep, O., Alp, İ., Türk, T., 2008. İnce Öğütme Teknolojisinde Karıştırmalı Ortam Değirmenleri ve Cevher Hazırlamadaki Uygulamaları. İstanbul Yerbilimleri Dergisi, C.21, S.2, 61-73.
- Conway-Baker, J., Barley, R.W., Williams, R.A., Clarke, A.J., Kostuch, J.A. ve Parker, D.J., 1999. Investigation and Model Validation of Media

- Motion in a Vertical Stirred, 1st World Congress on Industrial Process Tomography, 244-248.
- Dikmen, S., ve Ergün, Ş.L., 2004. Karıştırmalı Bilyalı Değirmenler, Madencilik Dergisi, (43) 4, 3-15.
- Fengnian, S., Rob, M., Andrew, C., Fraser, B., Fiesal, M. 2009. Comparison of energy efficiency between ball mills and stirred mills in coarse grinding. Minerals Engineering 22 (2009) 673–680.
- Gao, M., Holmes, R. and Pease, J., 2006; The Latest Developments in Fine and Ultrafine Grinding Technologies, XXIII International Mineral Processing Congress, İstanbul, 30-37.
- Gao, M.W., Weller, K.R., 1994. A comparison of tumbling mills and stirred ball mills for wet grinding. In: The Fifth Mill Operators' Conference, AusIMM, Roxby Downs, Australia, 16–20 October.
- Hacıfazlıoğlu, H., 2009. İnce ve Çok İnce Öğütme için Alternatif Değirmen Tiplerinin Tanıtılması. AKÜ Fen Bilimleri Dergisi 2009-01 17-30.
- Jankovic, A., 2001. Media Stress Intensity Analysis for Vertical Stirred Mills, Minerals Engineering, (14) 10, 337-345.
- Jankovic, A., 2003. Variables affecting the fine grinding of minerals using stirred mills, Minerals Engineering, 16, 337-345.
- Joe, E.G., 1979. Energy consumption in Canadian mills. CIM Bullet. 72, 147.
- Johnson, N.W., Gao, M., Young, M.F., and Cronin, B., 1998. Application of the IsaMill (A Horizontal Stirred Mill) to the Lead-Zinc Concentrator (Mount Isa Mines Ltd) and the Mining Cycle. AusIMM Annual Conference, Mt Isa, Australia, 19-23 April.
- Kwade, A., 1999. Wet comminution in stirred media mills - research and its practical application, Powder Technology, 105, 14-20.
- Larson, M., Do, T., and Siliezar, J. 2013. Enhancing Magnetite Returns–The Benefits of IsaMilling. Iron ore Conference, Perth, Wa, 12-14 August 2013 pp 411-416.
- Lichter, J. ve Davey, G., 2006. Selection and sizing of ultrafine and stirred grinding mills. Advances in Comminution, Kawatra S. (ed.), Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc.
- Partyka, T., and Yan, D., 2007. Fine grinding in a horizontal ball mill. Minerals Engineering 20 (2007) 320–326
- Sepulveda, J.L., 1981, A Detailed Study on Stirred Ball Mill Grinding, Doktora Tezi, Department of Metallurgy and Metallurgical Engineering, The University of Utah.
- Siliezar, J., Stoll, D., and Twomey, J., 2011. Unlocking the value in waste and reducing tailings: Magnetite Production at Ernest Henry Mining, in Proceedings Iron Ore Conference 2011, pp 529-536.
- Szegvari, A., and Yang, M., 1999. Attritor Grinding and dispersing equipment, Akron, Ohio.
- Toraman, Ö.Y., Çayırılı, S., Öksüzoğlu, B., 2015. Yatay Karıştırmalı Bilyalı Değirmen: Isamill. Niğde Üniversitesi Mühendislik Bilimleri Dergisi, Cilt 4, Sayı 2, (2015), 99-106.
- Tüzün, M.A., 1994, A Study of Comminution in a Vertical Stirred Ball Mill, Doktora Tezi, Chemical Engineering Department, University of Natal.
- Wang, Y., Forsberg, E., Sachweh, J., 2004. Dry fine comminution in a stirred media mill:MaxxMill<sup>®</sup>. Int. J. Miner. Process. 74 (2004) 65-74.
- Wills, B.A., 1992. Mineral Processing Technology: An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery. Pergamon Press, New York.
- Young, M.F., and Crnkovic, I., 2017. Development of an Innovative Copper Flowsheet at Phu Kham. <http://www.isamill.com/EN/downloads/Pages/papers.aspx>
- Zheng, J., Haris, C.C., and Samasundaran, P., 1996; A Study on Grinding and Energy Input in Stirred Media Mills, Powder Technology, 86(2), 171-178.

# Knelson Konsantratörlerin Deneysel ve Endüstriyel Uygulamaları

## *Experimental and Industrial Applications of Knelson Concentrators*

Ö. Öney, S. Samanlı

*Uşak Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Uşak*

**ÖZET** Son yıllarda ince ve çok ince boyutlu çeşitli minerallerin zenginleştirilmesinde santrifüj esaslı ayırıcılar kullanılmaktadır. Knelson konsantratör ilk olarak 1978 yılında patenti alınmış ve çeşitli alanlarda kullanım alanı bulmuştur. Knelson konsantratör minerallerin zenginleştirilmesinde yüksek performans sağlamak için akışkan yatak işlemi ve santrifüj kuvvetlerini kullanan bir ayırıcıdır. Günümüzde kesikli ve sürekli tipte çalışan modelleri vardır. Kesikli tip ayırıcıların kapasitesi 1000 ton/saat katı miktarına kadar ulaşmaktadır. 3000'nin üzerinde Knelson konsantratör 70'den fazla ülkede kullanılmaktadır. Bu ayırıcılar tam otomatik olarak da dizayn edilmektedir.

Bu çalışmada, Knelson konsantratörlerin ayırma prensipleri ile ilgili detaylı bilgiler verilmiş, çalışma prensipleri ve model çeşitleri tanıtılmıştır. Ayrıca laboratuvar ve endüstriyel çapta yapılan uygulama örnekleri sunulmuştur.

**ABSTRACT** Enhanced gravity separators have recently been used in beneficiation of fine and ultrafine particles. The Knelson concentrator was firstly invented in 1978 and has been used in various fields. Knelson is a separator using fluidized bed process and centrifugal forces to achieve high performance for the enrichment of the minerals. Currently, batch and continuous discharge models are available. The batch type separators have a capacity of up to 1000 t/h. Over 3000 Knelson separators are used in more than 70 countries. In addition, these separators can be designed fully automatically.

In this study, detailed information on the separation principles of the Knelson concentrators has been given and the working principles and the model types have been introduced. In addition, laboratory and industrial scale applications have been presented.

## 1 GİRİŞ

Mineral tanelerinin, aralarındaki özgül ağırlık farklılığının neden olduğu, akışkan ortamlardaki hareket farklılığına dayanılarak birbirinden ayrılması ile gerçekleştirilen zenginleştirmeye, özgül ağırlık farkı ile zenginleştirme veya gravite zenginleştirme adı verilir. Özgül ağırlık farkı ile zenginleştirmede genellikle üç türlü akışkan ortam kullanılmaktadır: 1- Durgun ortam (ağır-ortam), 2- Düşey hareketli ortam (Jig) 3- Tabaka halinde akan ortam (oluk, spiral, masa vb.) (Önal, 1980). Özgül ağırlık farkı ile zenginleştirme değerli minerallerin değersiz minerallerden ayrılmasında uygulanan en eski ve en basit yöntemdir. İlk geliştirilen özgül ağırlık farkı ile zenginleştirme cihazları yerçekimi kuvveti etkisi altında tanelerin özgül ağırlık farklılığına göre dizayn edilmişlerdir (McLeavy, 2005). Bu yöntemler diğer cevher zenginleştirme yöntemlerine göre daha düşük ilk yatırım maliyeti, yüksek kapasite ve düşük işletme maliyetlerine sahiptir (Silva vd. 1999). Gravite yönteminin seçiminde ve verimli olarak uygulanabilmesinde minimum tane boyutunun belirlenmesi için taggart konsantrasyon kriteri (k) kullanılmaktadır (Celep vd. 2006).

$$k = (\gamma_a - \gamma_s) / (\gamma_h - \gamma_s) \quad (1)$$

Burada:

k: Konsantrasyon kriteri

$\gamma_a$ : Ağır mineralin özgül ağırlığı

$\gamma_h$ : Hafif mineralin özgül ağırlığı

$\gamma_s$ : Sıvı ortamın özgül ağırlığı

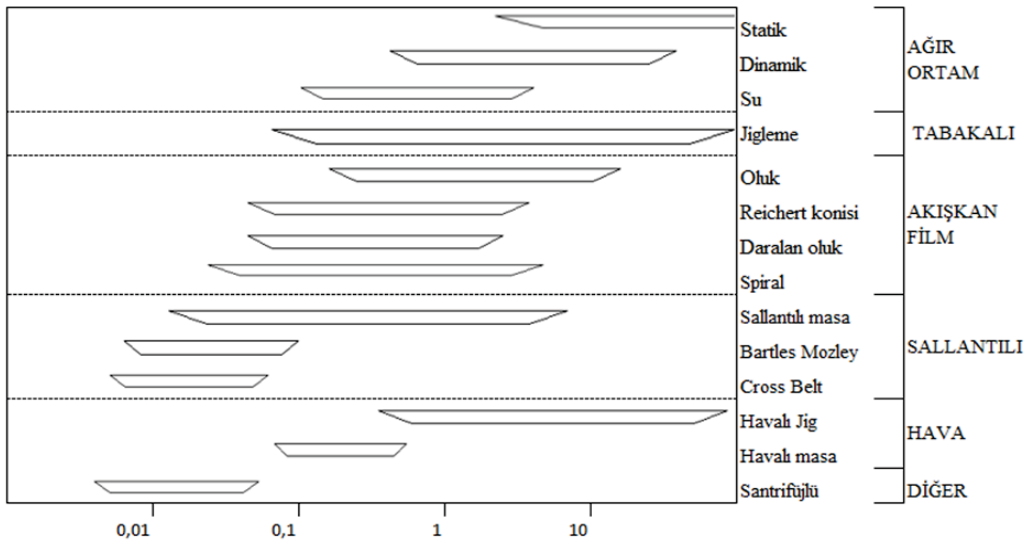
Özgül ağırlık farkına dayalı ayırım yöntemlerinin kullanıldığı proseslerde, tane büyüklüğü ve konsantrasyon kriteri değerleri Çizelge 1'de sunulmaktadır. Konsantrasyon kriteri 2.5'dan büyükse, özgül ağırlık farkına

dayalı ayırım kolay olup, konsantrasyon kriteri değeri azaldıkça ayırımın verimliliği de düşmektedir. Bir akışkan içerisindeki tanelerin hareketi sadece özgül ağırlığına değil aynı zamanda büyüklüğüne de bağlıdır. İri taneler ince tanelere oranla daha fazla etkilenir. Bu nedenle gravite yöntemlerinde ayırma verimliliği tane boyutunun artmasına bağlı olarak artar ve taneler Newton kanuna uyumlu hareket etmek için yeterli derecede iri olmalıdır (Barry vd. 2005). Ayrıca gravite yöntemlerin verimli olabilmesi için besleme malı içerisindeki tanelerin yeterli oranda serbest halde olması gereklidir (Silva vd. 1999).

Çizelge1. Gravite ayırımda konsantrasyon kriteri değerleri (Barry vd. 2005).

Konsantrasyon Kriteri (k)	Ayırım	Ayırma tane büyüklüğü
2,5	Çok kolay	75 $\mu\text{m}$ 'a kadar
2,5-1,75	Mümkün	150 $\mu\text{m}$ 'a kadar
1,75- 1,5	Zor	1,7 mm'ye kadar
1,50-1,25	Çok zor	
< 1,25	Mümkün değil	

Şekil 1'de özgül ağırlık farkı ile zenginleştirme işlemlerinde tane boyutu aralıklarına bağlı olarak kullanılan zenginleştirme yöntemleri sunulmuştur. Akışkan içerisindeki hareketleri başlıca yüzey sürtünmesine bağlı olan küçük boyutlu taneler yüksek-kapasiteli gravite ayırıcılarda yeterince zenginleştirilemezler (Barry vd. 2005).



Şekil 1. Özgül ağırlık farkı ile zenginleştirme işlemlerinde tane boyutu aralıkları (Burt, 1987; Singh vd. 1997).

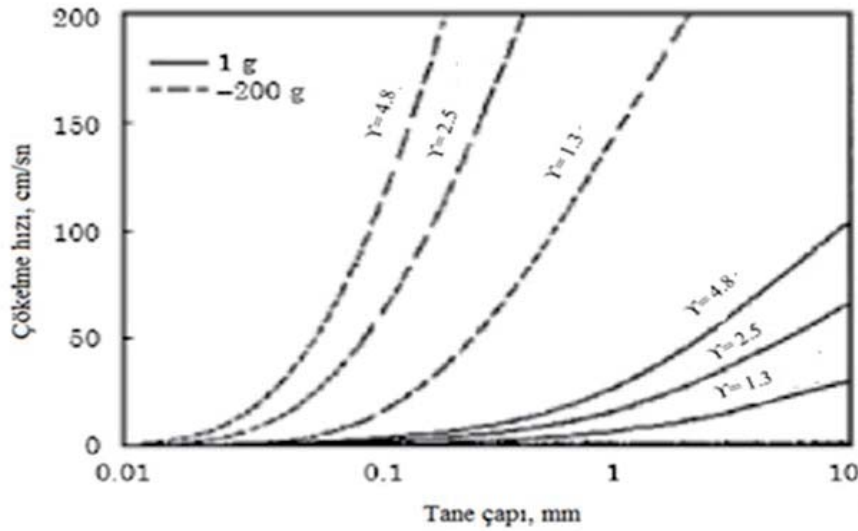
Geleneksel özgül ağırlık farkına dayalı yöntemlerin ayırma verimliliği, tane boyutunun 50 µm'den küçük ve özgül ağırlık farkının birbirine yakın olduğu durumlarda azalmaktadır. Bu sınırlamaları aşmak için, santrifüj kuvveti ve akışkan yatak kullanımına dayanan yeni ekipmanlar geliştirilmiştir (Silva vd. 1999). Bu cihazlar santrifüj esaslı ayırıcılar olarak adlandırılmaktadır. Bu ayırıcılar esas olarak özgül ağırlık farklılığına göre ayırım yapan cihazlardır (Honaker vd. 2005; Majumder ve Barnwall, 2008).

Geliştirilmiş santrifüj esaslı ayırıcılar, tanelerin çökme hızını arttırmak için bir santrifüj kuvveti uygulayan ayırıcılardır. Ağır ortam ayırımında ve hidrosiklonlarda sınıflandırma işlemlerinde, tanelerin çökme hızını arttırmak için santrifüj kuvveti uygulanması uzun yıllardan beri kullanılmaktadır (Majumder ve Barnwall, 2006; Burt vd. 1995). Siklon tip bir ayırıcıda, santrifüj kuvveti başlıca besleme malının teğetsel bir şekilde beslenmesi ile oluşturulurken, geliştirilmiş santrifüjü ayırıcıda santrifüj kuvveti ayırma haznesinin döndürülmesi ile oluşturulur. Bu yüzden, siklon içerisinde ağır ve hafif minerallerin ayrılması bir basınç düşüşünün sonucunda bir hava akımının oluşmasıyla gerçekleşirken, santrifüj esaslı ayırıcıda ayırma işlemi esas

olarak taneler arasındaki bağıl çökme hızlarının farklılığına dayanmaktadır. Siklon tip ayırıcılar tasarımdaki kısıtlamalar nedeniyle çok ince taneleri zenginleştirmek için yetersiz kalmaktadır (Majumder ve Barnwall, 2006).

Atmosferik yerçekiminde tane çapı 40 µm den daha küçük tanelerin çökme hızları özgül ağırlıklarından çok tane boyutuna bağlıdır. Bununla birlikte, yüksek santrifüjle çalışan bir cihazın kullanılmasıyla, yoğunluk farkları 0,5 g/cm<sup>3</sup> gibi oldukça az olan tanelerde bile verimli bir ayırım için çökme hızları arasında yeterli fark yaratılır (Silva vd. 1999). Şekil 2'de özgül ağırlıkları 1,3, 2,5 ve 4,8 olan küresel şekildeki saf kömür, kil ve pirit tanelerinin normal 1 G gravite alanında ve 200 G yapay gravite alanında teorik çökme hızları gösterilmektedir. 1 mm'den daha küçük kömür ve pirit taneleri özgül ağırlık farkları yüksek olmasına rağmen, normal gravite kuvveti altında birbirine yakın çökme hızları nedeniyle ayrılamazlar. Bununla birlikte 200 G gravite kuvveti uygulandığında, 0,1 mm'den daha küçük kil ve kömür tanelerinin ayrılması gerçekleştirilebilmektedir (Majumder ve Barnwall, 2006).





Şekil 2. Santrifüj kuvvetin tane çökme hızı üzerindeki etkisi (Majumder ve Barnwall, 2006).

Santrifüj esaslı ayırıcıda, santrifüj kuvvetin kullanımı farklı boyut ve yoğunluktaki tanelerin bağıl çökme hızlarını artırır (Mohanty ve Honaker, 1998). Santrifüj esaslı ayırıcılar özgül ağırlık farkına dayalı ayırım mekanizmasına bağlı olarak jigleme (Altar jigi, Kelsey jigi), akışkan film tabakası (Falcon konsantratör), masa tipi (Multi gravite ayırıcı), akışkan yatak (Knelson konsantratör) vb. olarak sınıflandırılırlar. Çizelge 2’de mevcut santrifüj esaslı ayırıcıların karşılaştırılması verilmektedir (Majumder ve Barnwall, 2006).

Bu ayırıcıların kullanılması ile:

- Geleneksel ekipmanlar ile karşılaştırıldığında, ağır ve hafif tanelerin daha iyi ayırımı sağlanarak daha yüksek konsantrasyon elde edilmesi,
- Özgül ağırlık farkları oldukça az ( $\sim 0,5 \text{ g/cm}^3$ ) minerallerin verimli bir şekilde ayırımı,
- Çok ince tane boyutundaki ( $\sim 5 \mu\text{m}$  ve daha küçük) tanelerin ayırımı,
- Daha yüksek toplam metalurjik verimlerin elde edilmesi sağlanır (Silva vd. 1999).

Çizelge 2. Mevcut santrifüj esaslı ayırıcıların karşılaştırılması (Majumder ve Barnwall, 2006).

Santrifüj esaslı ayırıcı tipi	Çalışma prensibi	Maksimum santrifüj kuvvet (G)	Özellikler	Uygulama (cevher tipi)
Knelson	Akışkan yatak	60	Yıkama suyu kullanımı ile hatalı yer değiştirme miktarının azaltılması	Alüvyal-altın
Falcon SB serisi	Oluk halinde ve akışkan yatak	300	Daha yüksek metalurjik performans	Alüvyal-altın
Kelsey jigi	Jigleme	60	Yüksek kapasite	Kromit, tantalyum, alüvyal-altın, kalay, demir
Multi gravite ayırıcı	Sallantılı masa	22	Çok ince tanelerin zenginleştirilmesi	Kurşun-çinko, altın, kalay

## 2. SANTRİFÜJLE ÇÖKELTMENİN MATEMATİKSEL TANIMI

Kütlesi “m” olan bir tane “ $\omega$ ” açısal hızla “r” yarıçapta dönüyorsa radyal yönde  $F_c = m \omega^2 r / g_c$  bir santrifüj kuvvetine ve dikey yönde  $F_g = mg / g_c$  olan bir yerçekimi kuvvetine maruz kalır. Burada;  $F_c$ : santrifüj kuvveti,  $g_c$ : orantı faktörü,  $F_g$ : yerçekimi kuvveti olarak adlandırılmaktadır. Santrifüj kuvvetin yerçekimi kuvvetine oranı olan “G” bağıl merkezkaç kuvvet olarak bilinir (Majumder ve Barnwall, 2006).

$$G = F_c / F_g = \omega^2 r / g \quad (2)$$

Santrifüj alanı içerisindeki bir akışkan içerisinde küresel bir tanenin çökmesi ile ilgili hareket denklemi:

$$(dv/dt) + (18\mu v / \rho_p D_p^2) = (\omega^2 r / \rho_p) (\rho_p - \rho_f) \quad (3)$$

Burada  $D_p$ ,  $\rho_p$ ,  $\rho_f$  ve  $\mu$  sırasıyla; tane çapı, tane yoğunluğu, akışkan yoğunluğu ve akışkanın viskozitesidir. Stokes bölgesinde ( $10^{-4} < Re < 0,4$ ) hareket eden çok küçük bir tanenin terminal çökme hızı, formül (3)’de  $dv/dt$  sıfıra eşitlenerek aşağıdaki şekilde yeniden yazılabilir:

$$v = [(\rho_p - \rho_f) D_p^2 / 18\mu] (\omega^2 r) \quad (4)$$

Reynolds sayısı ( $Re$ )

$$Re = (D_p \rho_p v) / \mu \quad (5)$$

$$v = G v_a \quad (6)$$

Burada  $v_g$  santrifüj kuvvet alanındaki bir tanenin çökme hızıdır. Çökelen tanenin Reynolds sayısı, Stokes bölgesinden ayrılırsa yukarıdaki analiz geçerli değildir. Bu durumda problem, bir akışkan içerisinde hareket eden tanenin mekaniğinin uygulanması ile analiz edilmelidir (Majumder ve Barnwall, 2006).

Hsu (1981) bu türlü bir analizin santrifüj kuvveti ve yerçekimi kuvveti etkisinde

terminal hızı aşağıdaki eşitliklerle sağlanabileceğini önermiştir:

$$V = G^{1/2} v_g \quad 0,4 < Re < 500 \quad (7)$$

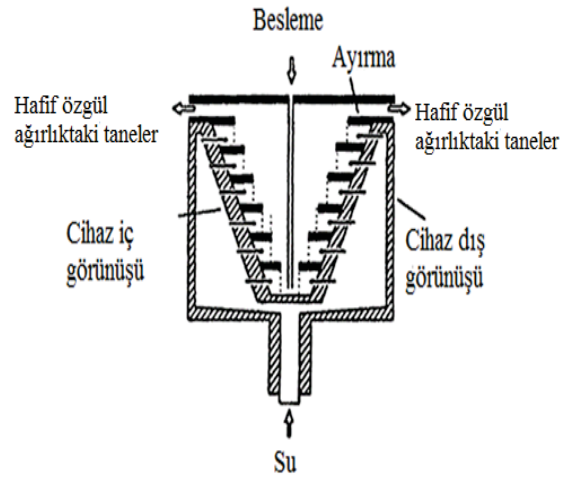
$$V = G^{1/3} v_g \quad 500 < Re < 2 \times 10^5 \quad (8)$$

## 3. KNELSON KONSANTRATÖR

Knelson konsantratör ilk olarak 1982’de yarı-kesikli bir ünite olarak piyasaya sürülmüş ve çeşitli tasarımlar ile geliştirilerek sürekli çalışan tipleri üretilmiştir (Majumder ve Barnwall, 2006; Majumver vd. 2007; McLeavy vd. 2001).

### 3.1 Özellikleri ve Çalışma Prensibi

Knelson konsantratör zenginleştirme işlemini gerçekleştirmek için akışkan yatak kullanarak düşey ekseninde hareket eden bir santrifüj esaslı ayırıcıdır (Majumver vd. 2007). Bir Knelson ayırıcının şematik gösterimi Şekil 3’de verilmektedir.



Şekil 3. Knelson konsantratör şematik gösterimi (Lutrell vd. 1995).

Ayırım mekanizması bütün modeller için aynıdır Konsantratör silindirik paslanmaz çelik dış kasaya monte edilmiş konik bir hazneden oluşur (Koppalkar, 2009). Tüm modeller bir motor vasıtasıyla tahrik edilen bir yatağa civatalanmış konik bir ayırma haznesinden oluşmaktadır. Ayırma haznesi içerisinde zenginleştirilmesi istenen tanelerin biriktiği birbirine paralel eşikler bulunmaktadır. Besleme pülp şeklinde düşey

bir boru vasıtasıyla ayırıcının en alt kısmına yapılmaktadır (Majumder ve Barnwall, 2006). Besleme ayırıcı haznesinin tabanında yer alan plakaya çarparak hazne içerisine dağılır (McLeavy vd. 2001). Cihazın döndürülmesi ile oluşturulan santrifüj kuvvet, katı tanelerin hazne içerisinde bulunan eşikler arasındaki boşlukları alttan üste doğru doldurmasına neden olur. Başlangıçta bu boşluklar katılarla doludur, daha sonra yapılan besleme ayırma kademelerini başlatır. Ağır mineraller hafif minerallerle yer değiştirir ve sonuçta ağır mineraller eşikler arası boşluklarda engellenirken, hafif mineraller ise üst kısma taşınarak ayırım gerçekleştirilir (Majumder ve Barnwall, 2006).

Ağır minerallerden oluşan yatağı oluşturmak için, ayırıcı iç haznesinde bulunan çok sayıdaki deliklerden ortama yüksek basınçta su beslenir. Bu akışkan su kuvvetinin, güçlü santrifüj kuvveti nedeniyle ağır tanelerden oluşan minerallerin eşiklerde yığılmasını önlemek için yeteri kadar güçlü olması istenir (Majumder ve Barnwall, 2006). Suyun meydana getirdiği bu güç dönen koninin oluşturduğu santrifüj kuvvete karşı bir kuvvettir. Konik hazne içerisindeki terminal hız çok düşüktür. Üretilen bu akışkan ortam sayesinde aynı zamanda konsantrasyonun olduğu bu yatağın kompakt bir yapı oluşturması da engellenmiş olur. Bu sayede oyuklar içerisinden su verilmesini sağlayan deliklerin tıkanması da önlenmektedir (Önel, 2011).

Knelson konsantratör içerisindeki ayırım mekanizması bir engelli çökme sınıflandırıcısına benzetilebilir (Majumder ve Barnwall, 2006). Knelson konsantratörü genel olarak -6 mm ve daha küçük tane boyutunda çalışabilmektedir (Celep vd. 2006; Patchejieff vd. 1995). Ayrıca çeşitli araştırmacılar knelson konsantratör ile 30 µm den daha iri ve 0,3 µm'ye kadar serbest altın tanelerinin %96 verimle kazanılabileceği belirtmişlerdir (Coulter ve Subasinghe, 2005; Silva, 1987).

Hazne hızı 200 G kuvvetine kadar ayarlanabilir, ancak çoğu uygulamalarda 30-

150 G arasındaki dönme hızları yeterlidir (Honaker vd. 2005). 20 µm boyuta kadar olan altın tanelerinin kazanılmasında 60 G santrifüj kuvveti uygulanır (Koppalkar, 2009).

Knelson konsantratörde akışkan su, tane ayırma verimliliği üzerinde başlıca etkindir. Akışkan su ile birlikte ayırma haznesini farklı hızlarda döndürerek elde edilen merkezkaç kuvveti diğer bir değişkendir (Majumder ve Barnwall, 2006). Ayrıca katı oranı ve konsantre toplama süresinde ayırma veriminde etkilidir. Knelson konsantratörün etkinliği gangin yoğunluğu ve besleme hızının etkisiyle değişmektedir. Besleme boyut dağılımının, (gang içeriğinin düşük olması şartıyla) Knelson ayırıcısı ile zenginleştirme üzerine çok az etkisi olduğu belirlenmiştir (Honaker vd. 2005).

Geliştirilmiş yerçekimi ayırıcılarla yüksek tenör ve yüksek verimde konsantreler elde edilmesine rağmen bazı dezavantajları da vardır. Bu dezavantajlardan birisi, ayırma için gerekli su miktarıdır. Bir laboratuvar çaptaki ayırma işleminde 24 kg'lık bir numune için yaklaşık 300 litre suya gereksinim vardır. Bu durum özellikle su sıkıntısının olduğu Avustralya, Şili ve Çin gibi ülkelerde ciddi bir sorun oluşturmaktadır. Son yıllarda Knelson ayırıcısı ile su yerine basınçlı hava kullanılarak kuru ayırma işlemine ilişkin laboratuvar çapta araştırmalar mevcuttur (Laplante vd. 1995; Kokkılıç vd. 2015).

İlk üretim ölçekli Knelson konsantratör Kanada Yukon Bölgesi'ndeki bir plaser madende hizmete girmiştir. Makinenin ana ünitesi olan ayırma haznesi, orijinal olarak karbon çeliğinden daha sonra paslanmaz çelikten imal edilmiştir. Santrifüj kuvveti ve pülp halindeki besleme birleşimi, ayırma haznesi üzerinde hızlı bir şekilde aşınmaya neden olduğu ifade edilmiştir. Bu nedenle üretilen çelik koni sadece birkaç ay çalıştırılabilmiştir. Ayırma haznesi daha sonraları aşınmayı önlemek için dayanıklı paslanmaz çelikten yapılmıştır. 1985 yılında ise poliüretan tipleri üretilmiştir (URL1).

Başlangıçta G4 tipi olarak imal edilen haznenin G5, G6, ve G7 tipleri de mevcuttur. G5 tip hazne daha az suyun kullanılması

gereken veya daha az konsantre elde edilmesi gereken birincil öğütme devresi uygulamaları için geliştirilmiştir. G7 tip hazne Kanada'daki Kemess Madeni için flotasyon geri dönüşüm devresinden ince altınların geri kazanımı için geliştirilmiştir. Su gereksinimleri azdır ve genel olarak yüksek G kuvvetleriyle çalıştırılır. Kemess Madeni için yapılan testlerde, kazanılan altınların %50'den fazlasının 25 µm'den küçük olduğunu göstermiştir (Koppalkar, 2009).

Laboratuvar tip ayırıcıda, ayırma haznesi koni şekildedir ve birbirine eşit mesafede beş eşik bulunmaktadır. Bu nedenle belirli bir dönüş hızında her bir eşik yakınında etki eden bir merkezkaç kuvvet farklı olacaktır. Majumder vd. (2007) tarafından yapılan çalışmada, her bir eşikteki ve haznenin her bir dönüş hızındaki G kuvvetindeki değişimler eşitlik (2) yardımıyla hesaplanmış ve Çizelge 3'de sunulmuştur. Burada eşik 1 haznenin en üstündeki ve eşik 5 ise ayırma haznesinin en alt kısmındaki eşiktir.

Çizelge 3. G kuvvetindeki değişimler (Majumder vd. 2007).

G kuvvetleri					
Dönüş hızı dev/dk	Eşik1	Eşik2	Eşik3	Eşik4	Eşik5
1000	30,2	24,6	19,0	13,4	7,8
1200	43,4	35,4	27,3	19,3	11,3
1425	61,2	49,9	38,6	27,2	15,9

### 3.2 Knelson Konsantratör Tipleri

Knelson konsantratörler çalışma prensibine göre kesikli ve sürekli çalışan tipleri olmak üzere başlıca iki kısma ayrılabilir. Kesikli tip ayırıcılar elle boşaltma serileri, merkezi boşaltma serileri, genişletilmiş seriler ve quantum serileri olmak üzere dört çeşittir. Orijinal Knelson konsantratöre elle boşaltma serisi adı verilmiştir. Bu tip ayırıcıların endüstride ilk kuruluşu 1987 yılında Kanada'da Camchib altın madenidir (Nesset,

2011). 1992'de, merkezden deşarj özelliğine sahip modellerinin ortaya çıkmasıyla tüm işletme değişkenlerinin tam otomatik kontrol edilebilmesi imkânı doğmuştur. 1990'ların ortalarında, knelson konsantratör merkezi boşaltma serisi ve genişletilmiş serilerin piyasaya sürülmesiyle modifiye edilmiştir (Corsan, 2011).

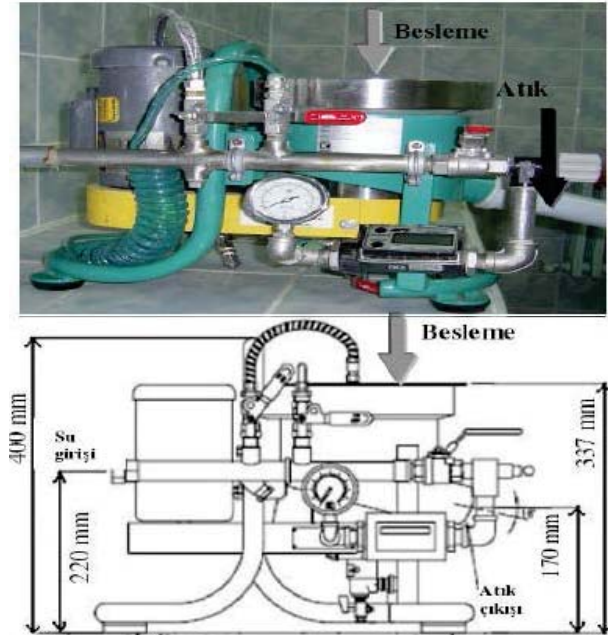
Genişletilmiş seriler bakım kolaylıkları ve daha uzun ömürlü olmaları gibi özellikleriyle merkezden boşaltma serilerinde bulunmayan ilave özelliklere sahiptir. 2010'da Knelson'un en yeni tasarımı olan Quantum Serisi piyasaya sürülmüş ve bu da tasarımın geliştirilmesi yanında maliyeti de düşürmüştür. 1990'ların sonlarında Knelson sürekli tip konsantratörü ticarileştirilmiştir. Bu ayırıcılar sürekli konsantre akışı üretmek üzere tasarlanmış ve yüksek tonajda ayırmanın gerekli olduğu altın sülfid ve ağır mineral geri kazanımında daha yüksek verimle uygulanmaları hedeflenmiştir (Corsan, 2011).

#### 3.2.1 Kesikli tip Knelson konsantratör

Kesikli tip knelson konsantratör besleme malının özelliklerine ve tenörüne bağlı olarak 0,5-5 saat beslemeye uygundur. Bu tip ayırıcının modern çeşitleri tam otomatik ve otomatik boşaltmalıdır. Yıkama periyodunda, besleme işlemi ve ayırma haznesi durdurulur, konsantre makinanın altındaki çıkış kısmına doğru yıkanarak uzaklaştırılır (McLeavy, 2005). Kesikli çalışan Knelson konsantratörün performansını etkileyen başlıca üç parametre vardır. Bunlar; akışkan su miktarı, besleme miktarı ve çalışma süresidir. Akışkan su miktarını etkileyen değişkenler; tane boyut dağılımı, gang yoğunluğu ve besleme katı oranıdır. Besleme miktarını etkileyen faktörler; öğütmeye bağlı serbestleşme derecesi, titreşimli elek vb. yardımcı donanımların kapasitesidir. Çalışma süresini etkileyen parametreler ise; ağır minerallerin ağır olmayan minerallere oranı ve cevherin serbestleşme derecesi sayılabilir (URL2).



Laboratuvar ölçekli kesikli tip Knelson konsantratör görseli Şekil 4'te verilmektedir.



Şekil 4. KC-MD3 laboratuvar tip ayırıcı görünümü (Celep vd. 2006).

Otomatik bir knelson ayırıcıda yıkama ile boşaltma işlemi ortalama 2-3 dakika sürer. Bu ayırıcılar %75 katı oranına kadar iyi bir performans göstermektedir (McLeavy, 2005).

Kesikli tip gravite ayırıcı için iki geleneksel uygulama vardır: Sert kayaç altın madenleri için öğütme devresi geri yüklemesinde siklon alt akımının zenginleştirilmesi ve alüvyal altın madenlerindeki uygulamalardır (McLeavy, 2005).

Kesikli tip laboratuvar ölçekli Knelson konsantratörün kapasitesi 45 kg/saat olup, endüstriyel ölçekte kapasite 1000 ton/saat olabilmektedir. Özellikle altın, platin, gümüş, civa ve nabit bakır zenginleştirilmesinde kullanılabilirler (Önel, 2011). Bu tip ayırıcılara ait teknik özellikler Çizelge 4'te verilmektedir.

Çizelge 4. Knelson kesikli tip konsantratör modelleri ve özellikleri (URL3).

Model	Katı besleme kapasitesi (t/saat)	Akışkan su miktarı (l/dk veya m <sup>3</sup> /saat)	Santrifüj Kuvveti (G)	Maksimum ve önerilen tane iriliği (mm)	Konsantre ağırlığı (kg)	Ayırıcı net ağırlığı (kg)	Motor Gücü (HP)
Elle boşaltma serileri		(lt/dk)					
KC-MD3	0,045	0,7-4,5	80-150	2	0,80-0,15	28	1/4
KC-MD 4,5	0,275	11-19	---	2	0,2-0,35	113	3/4
KC-MD7,5	0,680	45-68	---	5	0,7-1,0	113	3/4
Merkezi boşaltma serileri		(m <sup>3</sup> /saat)					
KC-CD10	8	3-6	60	6-2	2-5	295	2
KC-CD12	20	3-10	60-150	6-2	2,7-9	260	2
KC-CD20	80	8,18	60-150	6-2	9-27	900	10
KC-CD30	100	14-39	60-150	6-2	18-59	1565	15
Genişletilmiş seriler		(m <sup>3</sup> /saat)					
KC-XD20	80	8-18	60-200	6-1,7	9-29	1043	7,5-10
KC-XD30	150	17-39	60-200	6-1,7	18-59	1724	15-30
KC-XD40	250	23-61	60-200	6-1,7	31-103	3977	40-75
KC-XD48	400	28-86	60-200	6-1,7	34-116	5680	40-100
KC-XD70	1000	68-86	60-120	6-2	95-125	18455	200-500
Quantum serileri		(m <sup>3</sup> /saat)					
KC-QS30	150	14-39	60-200	6-2	23-39	1678	15-30
KC-QS40	250	23-73	60-200	6-1,7	31-103	3320	40-75
KC-QS48	400	28-86	60-200	6-1,7	34-107	5225	40-100



### 3.2.2 Sürekli tip Knelson konsantratör

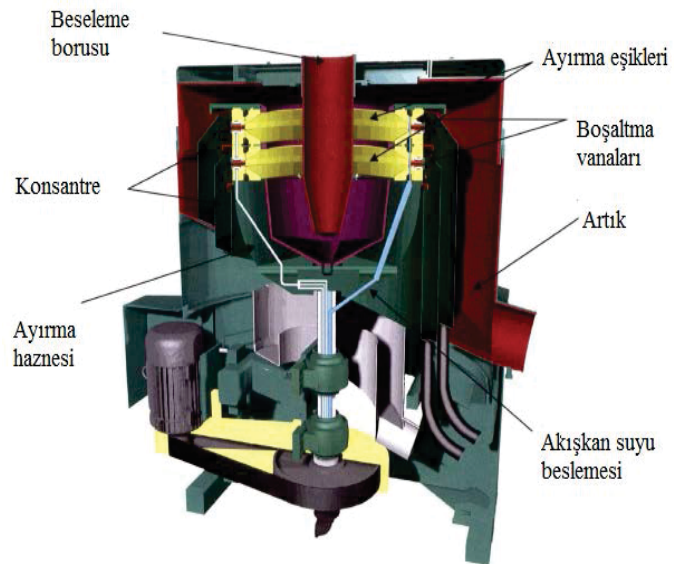
Yüksek ağırlıksal kazanımın gerektiği durumlarda konsantreyi hızlı ve verimli şekilde uzaklaştıran santrifüj esaslı ayırıcılara gereksinim vardır. Tenörün yüksek olduğu durumlarda kesikli tip ayırıcılar çok sık durdurulmalı ve yıkanmalıdır, buda elde edilecek konsantre miktarını azaltacaktır. Bu şekilde çalışan ayırıcılar sürekli çalışan santrifüj esaslı ayırıcılar olarak bilinmektedir.

Bunlar; Knelson sürekli çalışan tip, Falcon ayırıcı ve Kelsey jigi olmak üzere ticari olarak üç çeşittir (McLeavy, 2005). Ticari olarak kullanılan sürekli tip Knelson ayırıcılar Çizelge 5’de verilmektedir. Ayırma haznesi boyutları 6 inç (15,24 cm) ile 64 inç (162,56 cm) arasında değişir ve bu değerler model numarasında gösterilir. Tüm modelleri için besleme üst tane boyutu 1 mm’dir (URL4).

Çizelge 5. Sürekli tip (CVD) Knelson ayırıcı modelleri (URL4).

Model	Katı besleme kapasitesi (t/saat)	Akışkan su miktarı (m <sup>3</sup> /saat)	Santrifüj Kuvveti (G)	En az hava miktarı (m <sup>3</sup> /saat)	Ayırıcı net ağırlığı (kg)	Motor Gücü (HP)
KC-CVD 6	2	0,9-1,8	30-90	5,9	230	1
KC-CVD 20	35	3-9	30-90	6	2500	15
KC-CVD 32	80	16-34	30-90	5,1	6800	40
KC-CVD 42	120	11-23	30-90	5,1	7000	40-50
KC-CVD 64	300	9-27	30-90	18,7	18200	100-200

Sürekli tip Knelson konsantratörün kesit görünümü Şekil 4’de verilmektedir. Sürekli tip ayırıcıda, su konsantre eşikleri içerisinde bulunan deliklerden, pülp ise besleme borusu vasıtasıyla ayırma haznesine beslenir. Pülp hazne tabanına eriştiğinde hazne çeperinden konsantre eşiklerine doğru hareket eder. Ağır mineraller ayırma eşiklerinde birikerek akışkan konsantre yatağı oluşturur. Eşikler içerisine yerleştirilmiş boşaltma vanalar belirli aralıklarla açılarak konsantrenin eşiklerden alınması sağlanır (Şekil 5). Konsantreler yıkama işlemine tabi tutulurken ayırma haznesinin üzerinden artık uzaklaştırılır (McLeavy, 2005; Abdulkareem, 2010).



Şekil 5. Knelson sürekli tip konsantratörü kesit görünümü [URL4; Abdulkareem, 2010).

Sürekli çalışan knelson konsantratörde başlıca dört işletme parametresi vardır. Bunlar; hazne dönüş hızı, akışkan su miktarı, boşaltma vanası açma süresi ve boşaltma vanası kapama süresidir. Çizelge 6'da işletme parametrelerinin değiştirilmesi durumunda zenginleştirilecek mineralin tenör ve verimindeki genel eğilimler verilmektedir. Etkili bir ayırım için bu değişkenlerin en uygun parametrelerinin saptanması gereklidir (McLeavy vd. 2001).

Bütün sürekli çalışan Knelson konsantratör tipleri tam otomatiktir. Programlanabilir mantıksal destekleyici kontrol sistemine bağlı dokunmatik bir ekran kullanıcısı yardımıyla işletme parametrelerinin tümü değiştirilebilir. Ayırıcıda konik gövdenin dönme hareketi bir motor ile sağlanmaktadır. Hazne hızı istenilen "G" kuvvetini sağlamak için sürekli olarak kasnak üzerindeki algılayıcılarla izlenmektedir. Sürekli çalışan Knelson konsantratörde, besleme işlemi cihaza sürekli olarak yapılmakta ve konsantre ayırma haznesinden uzaklaştırılmaktadır. Konsantrenin hazne içerisinden uzaklaştırılması için hava ile çalışan vanalar belirli periyodlarla açılıp kapanabilmektedir (McLeavy, 2005).

Çizelge 6. İşletme parametrelerine göre tenör ve verim değişimleri (McLeavy vd. 2001).

İşletme parametrelerinin değişimi	Tenör	Verim
Akışkan su miktarının arttırılması	Düşer	Artar
Ayırma haznesi hızının arttırılması	Düşer	Artar
Boşaltma vanası açma süresinin arttırılması	Düşer	Artar
Boşaltma vanası kapatma süresinin arttırılması	Artar	Düşer

Bu teknoloji değerli metallerin geri kazanım uygulamaları için uygun olsa da, şu an için çeşitli metallerin ve endüstriyel

minerallerin kaba konsantre olarak elde edilmesinde kullanılmaktadır. Bu ayırıcılar sülfürlü altın, tungsten ve kromit cevherlerinin zenginleştirilmesinde % 50 katı oranına kadar çalışabilmektedir. Mevcut sürekli tip ayırıcı uygulamaları: talk mineralinden demirin ayrılması, ince kömür temizleme, kassiterit, kromit, bakır, nikel, sülfürlü altın, sülfürlü gümüş, kurşun, çinko, tungsten, tantalyum, titanyum, kromit, molibden gibi minerallerin zenginleştirilmesidir (Önel, 2011; URL5).

### 3.3 Knelson Konsantratör Uygulamaları

Knelson ayırıcılar genellikle serbest haldeki altın tanelerinin kazanımında kullanılır. Knelson kesikli tip ayırıcılar devredeki yükün tamamını veya bir kısmını zenginleştirmek için öğütme ve yeniden öğütme devrelerine kurulabilir. Bu, genel altın veriminin arttırılmasına ve reaktif maliyetlerinin azaltılmasına sağlar. Ayrıca altın kazanımı için açık devre flotasyon sistemlerine de kurulabilir. Sürekli tip Knelson konsantratör, ön konsantre elde etmek amacıyla liç öncesi işlemlerde kullanılabilir. Ayrıca, kesikli ve sürekli çalışan tipleri artıkların değerlendirilmesinde kullanılır. Kesikli çalışan tipleri serbest haldeki kıymetli metallerin süpürülmesi işlemleri için uygunken, sürekli çalışan tipleri zor flote edilen veya yavaş çözünen sülfürlü bileşikler için kullanılmaktadır (Walker, 2016).

#### 3.3.1 Deneysel ve pilot ölçekli çalışmalar

Brook vd. (2003) tarafından 2.25 g/t altın içeren bir bakır flotasyonu tesisi atıklarından knelson ayırıcı ile iki aşamalı altın kazanımı ile ilgili çalışma yapılmıştır. 48 inç Knelson ayırıcı ile yapılan zenginleştirme işleminde ilk kademedede 10,3 g/t altın içeriğinde, %12,7 ağırlıkta ve % 49,5 altın veriminde ön konsantre elde edilmiştir. Bu aşamada altın tenörü yaklaşık 5 kat artmıştır. İkinci aşamada 3 inç çapında Knelson ayırıcı kullanılarak söz konusu ön konsantreden 111,5 g/t seviyesinde %26,1 verimle elde

edilmiştir nihai altın konsantresi elde etmişlerdir. Bu durumda, besleme malına göre %0,7 ağırlıkta konsantre alınmıştır. Artık ise %12 ağırlık ve 4,81 g/t altın içeriğinde %23,5 kayıpla atılmıştır. Sonuçta, iki aşamalı Knelson konsantratör kullanımı ile altın tenörü yaklaşık 50 kat arttırılmıştır.

Celep vd. (2006) tarafından (% 80'i -75 µm boyutuna öğütülmüş ve 26 g/t Au ve 8,6 g/t Ag içeren Mastra (Gümüşhane) cevherlerinin Knelson konsantratör ile zenginleştirilebilirliği araştırılmıştır. 2 lt/dk besleme su miktarında, %70 katı oranında ve 1425 dev/dk dönüş hızında yapılan deneylerde cevherdeki altının % 47,2'si 771,95 g/ton Au tenörlü konsantre olarak alınabileceği anlaşılmıştır. Altın zenginleştirme konsantrasyonu 29,7 olmuştur. Bu sonuçlar, Mastra cevherinin siyanür liçi öncesi bu konsantratör ile zenginleştirilebileceğini göstermiştir.

Sayın vd. (2010) tarafından İzmir'in Menderes ilçesinden temin edilen ve kuvars (SiO<sub>2</sub>), ortoklas (KAlSi<sub>3</sub>O<sub>8</sub>), pirit (FeS<sub>2</sub>) ve götit (FeO (OH)) mineralleri içeren 6,7 g/t Au tenörüne sahip cevher -212 µm ve -106 µm boyutuna öğütülerek liç öncesi ön konsantre elde etmek amacıyla Knelson konsantratörde zenginleştirilmiştir. Deneylerde en yüksek altın tenörü ve verime (93 g/t Au, %70 verim), -106 µm boyutunda, 120 G kuvvetinde, 4 psi su basıncı ve 0,024 t/saat besleme hızı koşullarında ulaşılmıştır.

Sabah ve Koltka (2004) Ege Linyitleri İşletmesi Soma bölgesi artık havuzundan alınan d<sub>80</sub>: 450 µm, %55,03 külde ve %0,81 kükürt içeren numuneler ile hidrosiklon alt akımından elde edilen ürünler ile Knelson konsantratör kullanılarak deneyler yapılmıştır. Siklon alt akımı -0,5+0,038 mm boyutunda %42,60 külde ve %0,71 toplam kükürt oranındaki malzeme Knelson konsantratöre beslenerek %30,51 külde temiz kömür %81,18 ağırlık oranında elde edilmiştir.

Honaker vd. (2005) tarafından çalışan bir kömür yıkama tesisinde pilot çapta sürekli çalışan 2-5 t/saat kapasiteli Knelson konsantratör ile deneyler yapılmıştır. -1+0,15 mm boyutlu kömürleri spiral ünitesinde zenginleştirilirken knelson ayırıcı -0,150+0,044 mm boyutundaki ince kömürlerin zenginleştirilmesinde kullanılmıştır. Deneylerde %18 küllü kömürlerden %8 küllü temiz kömür elde edilmiştir.

Majumder vd. (2007) tarafından yüksek küllü ince kömür numuneleri üzerinde 1000 d/dk dönme hızında ve 3 psi su basıncında yapılan deneylerde %36,62 küllü besleme malından %17 küllü temiz kömür %40 verimle elde edilmiştir.

Öney ve Tanrıverdi (2012) tarafından yapılan çalışmada Zonguldak-Amasra bölgesi -1+0,15 mm boyutlu ve %33,32 küllü kömürler ile yapılan deneylerde, besleme malının % 69,25'i temiz kömür olarak elde edilmiş olup temiz kömür külü %16,28 olmuştur. Optimal işletme parametreleri 550 dev/dk ve 3 lt/dk su besleme miktarı olarak belirlenmiştir.

Uslu vd. (2012) tarafında laboratuvar çapta yüksek kükürt içeren (%7,30) ve %17,83 küllü okside olmuş Artvin-Muzret kömürlerinden Knelson konsantratör kullanılarak temiz kömür elde edilmesi çalışmaları yapılmıştır. Maksimum yanabilir verim, piritik sülfür ve kül uzaklaştırması sırasıyla %99,13, %91,60 ve %60,94 oranında gerçekleştirilmiştir.

Şen (2016) tarafından Adana'daki bir kromit yatağından alınan numuneler üzerinde Knelson konsantratör kullanılarak deneyler yapılmıştır. Özgül ağırlığı 3,2 g/cm<sup>3</sup> ve Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> tenörü %24,9 olan numunenin tamamı 500 µm altına öğütülmüştür. Üç seviyeli tam faktöriyel tasarımı kullanılarak yapılan deneylerde bağımsız değişkenler olarak akışkan su miktarı (4, 8 ve 12 lt/dk), santrifüj kuvveti (60, 90 ve 120 G) ve besleme miktarı (12, 24 ve 36 kg/saat) kullanılmıştır.

Deneylerde %28,2 - %42,7 Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> tenörlü ve %50,3-%71,9 verimde konsantreler elde edilmiştir. Optimal sonuçlara 11 l/dk akışkan su miktarında, 60 G dönme hızında ve 12 kg/sa besleme miktarında ulaşılmış olup, bu değerlerde %43 Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> tenörlü ve %72 verimde konsantre elde edilmiştir.

Greenwood vd. (2013) tarafından akışkan yatak olarak su ve basınçlı hava kullanılarak bir altın cevherinin bileşimini taklit etmek için yapay bir numune ile deneyler yapılmıştır. Deneylerde altına yakın yoğunlukta (17.98 g/cm<sup>3</sup>) ve %99,92 tenörlü tungsten (ağırlıkça %1 oranında) ve kuvars karışımı (ağırlıkça %99 oranında) ile deneyler yapılmıştır. Akışkan ortam olarak 4l/dk su ve 1465 d/dk (60 G) kullanılarak yapılan deneylerde ağırlıkça %94,92 oranında ve % 30,96 tenörde tungsten elde edilmiştir. 1465 dev/dk (60 G) dönme hızında ve 2 psi (0,63 lt/dk) hava basıncında kuru ortamda yapılan deneylerde %78,53 verimde konsantre %6,32 tenörde elde edilirken 3 psi (0,75 lt/dk) ile yapılan deneylerde %69,90 verimde konsantre %15,57 tenörde elde edilmiştir.

Kokkılıç vd. (2015) tarafından tungsten (ağırlıkça %1 oranında) ve kuvars (ağırlıkça %99 oranında) kullanılarak merkezi bileşik tasarım metodu ile optimal parametreler tespit edilmiştir. Araştırılan bağımsız değişkenler santrifüj kuvveti (20-100 G), besleme katı oranı (60-300 g/dk) ve hava basıncı (2-8 psi) olarak seçilmiştir. Deneylerde % 3,79-%8,37 tungsten tenörü ve %54-%97,63 verimde konsantreler elde edilmiştir. Optimal sonuçlar 8 psi, 40 G ve 220 g/dk besleme miktarında elde edilmiştir.

Premaratne ve Rowson (2004) Sri Lanka'daki titanyum mineralleri içeren plaj kumlarının zenginleştirilmesi amacıyla, plaj kumundan elde edilen -250+125 µm ve -125+63 µm boyutundaki numuneler üzerinde laboratuvar çapta çalışmalar yapmıştır. Su basıncının 41,4 kpa dan 62,1 kpa çıkarılması ile titanyum tenörü %35'den

%40,3'e yükselmiş fakat verim %96,2 den %79,6'ya düşmüştür. Diğer boyutta yapılan çalışmalarda olumlu sonuçlar elde edilememiştir.

Uslu vd. (2015) tarafından Emet kolemanit tesisinden temin edilen -3 mm boyutundaki düşük tenörlü kolemanit konsantresi (%33,96 B<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) ile yapılan bir çalışmada, numune çubuklu değirmen kullanılarak -1 mm, -0,5 mm ve 0,15 mm olmak üzere üç farklı boyuta öğütülmüştür. Knelson konsantratör ile yapılan zenginleştirme çalışmalarında B<sub>2</sub>O<sub>3</sub> tenörü %33,96' dan %54,52'ye yükseltilmiştir. Ancak en uygun sonuçlar 500 dev/dk dönme hızında ve 3 lt/dk su besleme miktarında ve -0,5 mm tane boyutunda elde edilmiş olup %40,2 B<sub>2</sub>O<sub>3</sub> tenöründe ve %86,48 verimde konsantre elde edilmiştir. Deneylerde ayrıca demir içeriği %0,88 den %0,68'e ve arsenik içeriği 1360 g/t'dan 1240'a düşürülmüştür. Tane boyutunun azaltılması ayırım performansını arttırmamıştır.

### 3.3.2 Endüstriyel çapta uygulamalar

Kanada Dome ve Hoyle Pond altın madeninden elde edilen cevherlerin işlendiği Dome altın tesisinde 3,5 g/t Au içeren cevher %80'i 12,7 mm altında olacak şekilde 3 kademede kırılarak öğütme devresine beslenmektedir. Öğütme devresi her biri çubuklu ve bilyalı değirmen içeren ve siklonlarla kapalı devre çalışan iki paralel üniteden oluşmaktadır. Özgül ağırlık farkı ile zenginleştirme devresinde 5 adet KC-CD 30 tipi ayırıcı bulunmakta olup siklon alt akımı bu ayırıcılara beslenmektedir. Knelson konsantratörden alınan konsantreler liç işlemine tabi tutulmaktadır. Cevher özelliklerine bağlı olarak altın kazanma verimi %45'e kadar ulaşmaktadır (Chong vd, 2006).

Peru-Tintaya zenginleştirme tesisi açık işletme ile çalışan ve yüksek oranda Au içeren bakır cevherinin zenginleştirilmesi amacıyla kurulmuştur. Knelson ayırıcı 1998



yılında tesiste devreye alınmıştır. Tesisin ilk yılında tam otomatik olarak çalışan 150 ton/saat kapasiteli KC-XD48 serisi ile 200 ton konsantre altın ortalama 320 g/t tenörde elde edilmiştir. Zenginleştirme tesisinde bilyalı değirmen çıkışı siklonlara beslenmekte, siklon üst akımı flotasyon tesisine gönderilirken siklon altı akımı titreşimli eleğe nakledilmektedir. Elek üstü bilyalı değirmene beslenmektedir. Elek altı Knelson ayırıcıya beslenmekte, Knelson ayırıcıdan aralıklı olarak elde edilen nihai konsantreler susuzlandırılmak üzere silolara dökülmektedir. Knelson ayırıcı kaba konsantresinin tenörünü arttırmak için temizleme devresi de mevcuttur (Bombilla, 2000).

Avustralya'daki Victoria eyaletinde bulunan Brunswick tesisi satılabilir altın konsantresi ve antimuan-altın flotasyon konsantresi üreten ve kırma, öğütme, gravite altın zenginleştirme ve flotasyon ünitelerinden oluşan bir tesistir. Tesis besleme malı %4 antimuan ve 10 g/t altın içermektedir. Taşınabilir kırma-eleme tesisi kapasitesi 80 t/saat olup -16 mm boyutuna kırılan cevher kapalı devre çalışan iki kademeli bilyalı değirmenden oluşan öğütme devresine beslenmektedir. Tesise 2011 yılında kurulan KC-XD30 tipi bir Knelson ayırıcı ikinci kademe öğütme devresi çıkışında kurulmuş olup bu kademeden elde edilen kaba konsantre GemeniGT1000 ve GemeniGT250 sallantılı masalara beslenmektedir. İkinci öğütme devresi çıkışındaki siklon üst akımı %80'i 54 µm altında olacak şekilde sınıflandırılarak flotasyon devresine gönderilmektedir. Flotasyon tesisi dörder adet Denver DR100 kaba ve temizleme ünitelerinden oluşmaktadır. Bu devrelerden elde edilen kaba konsantre iki adedi 2014 yılında kurulan 15 adet DR15 temizleme flotasyon devresine gönderilir. Tesiste altın ve antimuan kazanma verimleri sırasıyla %90 ve %95 olmuştur (Buchanan ve Cullinan, 2015).

Kesikli tip Knelson ayırıcılar platin grup metallerinin geri kazanılması için de kullanılmaktadır. Dünyanın en büyük tek Knelson kurulumu, Rusya'nın Sibirya'daki Norilsk işletmesindedir (Nesset, 2011). Bu, bu nikel / bakır / platin madeninde toplam 9 adet KC-XD48 tip knelson konsantratör çalıştırılmaktadır (URL3).

Knelson CVD20 ayırıcısı, Portekiz'deki Panasquiera wolframit madeninde zenginleştirme tesisinde kullanılmaktadır. Zenginleştirme tesisinde Knelson ayırıcısından önce flotasyon, ağır ortam ve manyetik ayırma üniteleri vardır. Knelson ayırıcı ile tesis artıklarından %1'lik WO<sub>3</sub> konsantresi %30'luk verimle elde edilmektedir. Ardından elde edilen bu konsantre sallantılı masa ünitesine zenginleştirilmektedir (URL6).

#### **4. TARTIŞMA VE SONUÇ**

Bilindiği üzere, özgül ağırlık farkına dayalı yöntemlerde tane boyutu ve özgül ağırlık farkı azaldıkça ayırma verimliliği düşmektedir. Özellikle tane çapı 40 µm den daha az tanelerin çökme hızları özgül ağırlıklarından daha ziyade, tane boyutuna bağlıdır. Yüksek santrifüjle çalışan yeni teknolojilerin kullanılması, çok küçük yoğunluk farkına sahip minerallerin birbirinden verimli olarak ayrılabilmesine imkan sağlamıştır.

Bu çalışmada santrifüj esaslı ayırıcılarda önemli bir yeri olan knelson konsantratörün çalışma prensibi açıklanmıştır. Ayrıca ana üretici firma katalog verilerinden ve literatürde yer alan çeşitli araştırmacılar tarafından yapılan çalışmalar temelinde, knelson konsantratör model ve uygulama örnekleri Türkçeleştirilmiş ve detaylı olarak sunulmuştur. Böylelikle, Türkçe literatürde knelson konsantratör üzerine yapılacak olan çalışmalara katkı sağlamak amaçlanmıştır. Yabancı ve yerli literatürde, farklı cevherlerle yapılmış knelson konsantratör uygulama örnekleri, söz konusu çalışmalardaki



parametresel deęişkenler ve nihai ürünlerdeki iyileştirmeler temelinde ele alınmış ve irdelenmiştir.

Sonuç olarak; knelson konsantratör geleneksel gravite ayırımında başarılı bir ayırma imkanı vermeyen ve düşük verimle kazanılan cevherlerin yüksek verimle elde edilmesinde uygulanabilirliği bu çalışmada açık olarak ortaya konulmuştur.

## 5. KAYNAKLAR

AbdulKareem, L.A., 2010. Improvement and Modelling of the Knelson Concentrator, Al-Rafidain Engineering, vol. 18, no. 5, pp.137-151.

Barry A., Wills, B.A., and Napier-Munn, T., 2005. Wills' Mineral Processing Technology, Elsevier.

Bombilla, V.C., 2000. Gold gravity recovery in copper circuits BHP Tintaya; VIII National Metallurgical Convention, Puno-Peru.

Brook, C., Small, G., Michelmore, A., Skinner, W., Grano, S., 2003. Collection and Characterization of Free Gold Particles from Low Grade Copper Concentrator Streams And Methods To Improve Their Recovery, Canadian Metallurgical Quarterly, vol. 42, no. 3, pp. 261-270.

Buchanan, D., Cullinan, V., 2015. Improvements in Bi-Metal Production at the Brunswick Plant, Costerfield, [http://www.mandalayresources.com/wp-content/uploads/2015/02/Costerfield\\_Met\\_Plant\\_Paper\\_FINAL.pdf](http://www.mandalayresources.com/wp-content/uploads/2015/02/Costerfield_Met_Plant_Paper_FINAL.pdf) ( Erişim Tarihi 13.02.2017)

Burt, R. O., 1987. Gravity Concentration Methods', Mineral Processing Design, B. Yarar and Z. M. Doęan (Eds.), Martinus Nijhoff Publishers, Boston . vol.122, pp. 106-137.

Burt, R. O., Korinek, G., Young, S. R., Deveau, C., 1995. Ultrafine Tantalum Recovery Strategies, Minerals Eng., vol. 8, no.8, pp. 859-870.

Celep, O., Alp, İ., Deveci, H., Vıçıl, M., Yılmaz, T., 2006. Knelson Santrifüj Gravite Ayırıcısıyla Mastra (Gümüşhane) Cevherinden Altın Kazanımı, İstanbul Üniv. Müh. Fak. Yerbilimleri Dergisi, vol.19, no.2, pp.175-182.

Chong, T., Folinsbee, J., Millions, R., Fullam, M., Grewal, I., 2006. Gravity Improvements at the Porcupine Joint Venture. CIM Bulletin, vol. 99, no. 1092.

Corsan, D., 2011. The Knelson™ Concentrator A Genuine Canadian Success Story (<https://www.911metallurgist.com/blog/wp-content/uploads/2016/06/Knelson-Concentrators.pdf>).

Coulter, T., Subasinghe G.K.N., 2005. A Mechanistic Approach to Modelling Knelson Concentrators, Minerals Engineering, vol. 18, pp. 9-17.

Greenwood, M., Langlois, R., Waters, K.E., 2013. The Potential for Dry Processing Using a Knelson Concentrator, Minerals Engineering, vol. 45, pp.44-46.

Honaker R.Q., Das A., Nombe M., 2005. Improving the Separation Efficiency of the Knelson Concentrator Using Air Injection. Coal Preparation, vol.25, no. 2, pp. 99-116.

Hsu, H. W., 1981. Separations by Centrifugal Phenomena, Brisbane, Australia: Wiley.

Kokkılıç, O. Langlois, R., Kristian E. Waters, K.E., 2015, A Design of Experiments Investigation into Dry Separation Using a Knelson Concentrator, Minerals Engineering, vol. 72, pp. 73-86.

Koppalkar, S. K., 2009. Effect of Operating Variables in Knelson Concentrators: A Pilot-Scale Study, Doktora tezi, Department of Mining and Materials Engineering McGill University, Montreal, pp.167.

Laplante, A.R., Woodcock, F., Noaparast, M., 1995. Predicting Gravity Separation Gold Recovery. Miner. Metall. Process., pp. 74-49.

- Luttrell, G. H., Honaker, R. Q., Phillips, D. I., 1995. Enhanced Gravity Separators: New Alternatives for Fine Coal Cleaning, 12th International Coal Preparation Conference, Lexington, KT, pp.281–292.
- Majumder, A.K, Tiwari, V., Barnwall, J.P., 2007. Separation Characteristics of Coal Fines in a Knelson Concentrator – A Hydrodynamic Approach, Coal Preparation, vol. 27, pp. 126–137.
- Majumder, A.K., Barnwal J.P., 2008. New Possibilities in Fine Coal Beneficiation Techniques, IE (I) Journal, vol. 89, pp.3-8.
- Majumder, A.K., Barnwall, J.P., 2006. Modeling of Enhanced Gravity Concentrators – Present Status, Mineral Processing & Extractive Metall. Rev., vol. 27, pp. 61–86.
- McLeavy, M., Klein B., Grewal, I., 2001. Knelson, Continuous Variable Discharge Concentrator: Analysis of Operating Variables, International Heavy Minerals Conference, Fremantle, WA, 18 - 19 June, pp.119–125.
- McLeavy, M.J., 2005. Continuous Centrifugal Concentrator Operation and Control, B.A. SC. The University of British Columbia, Mining and Mineral Process Engineering, pp.130.
- Mohanty, M.K., Honaker, R.Q., 1998. Evaluation of the Altair Centrifugal Jig for Fine Coal Separation, Coal Preparation, vol. 20, pp. 85-106.
- Nesset, J.E., 2011. Significant Canadian Developments in Mineral Processing Technology—1961 to 2011. In: Kapusta, J., et al., (Eds.), The Canadian Metallurgical & Materials Landscape 1960 to 2011. MetSoc, CIM, Westmount, Montreal, Quebec, Canada, pp.241\_293.
- Önal, G., 1980. Cevher Hazırlamada Flotasyon Dışındaki Zenginleştirme Yöntemleri, İTÜ Kütüphanesi, İstanbul, pp.226.
- Önel, Ö., 2011. Altın Cevherinin Zenginleştirilmesinde Kullanılan Yoğunluğa Dayalı Zenginleştirme Yöntemleri Ve Örnek Bir Uygulama, Yüksek Lisans Tezi, Dokuz Eylül Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü, İzmir, pp.129.
- Öney, Ö., Tanrıverdi, M., 2016. Zonguldak İnce Kömürlerinin Knelson Ayırıcıda Zenginleştirilebilirliğinin Araştırılması, Türkiye 20. Kömür Kongresi, Zonguldak, pp.375-383.
- Patchejieff, B., Gaidarjiev, S., Lazarov, D., 1995. Opportunities for Fine Gold Recovery from a Copper Flotation Circuit using a Knelson Concentrator, Minerals Engineering, vol.7, no. 2/3, pp.405-409.
- Premaratne W.A.P.J., Rowson N.A., 2004. Recovery of Titanium From Beach Sand by Physical Separation, The European Journal of Mineral Processing and Environmental Protection vol.4, no.3, pp.183-193.
- Sabah, E., Koltka, S., 2014. Separation Development Studies on the Beneficiation of Fine Lignite Coal Tailings by the Knelson Concentrator, Energy& Fuels, vol.28, pp.4819–4827.
- Sayın, E., Batar, T., Kaya, E., Tufan, B., 2010. Altın Üretiminde Siyanür Tüketiminin Azaltılması İçin Farklı Bir Yöntem: Gravite Zenginleştirme ve Liç Kombinasyonu, Ekoloji vol.19, no. 77, pp. 65-71.
- Şen, G.A., 2016. Application of Full Factorial Experimental Design and Response Surface Methodology for Chromite Beneficiation by Knelson Concentrator, Minerals, vol. 6, no.5, pp. 3-11.
- Silva, E.C., Santos, N.A., Torres, V.M., Doce, C.V., 1999. Centrifugal Concentrators - A New Era In Gravity Concentration - The Experience of CVRD Research Center, SME Annual Meeting March 1-3, Denver, Colorado, USA, pp.1-7.

- Silva, M., 1987. Placer Gold Recovery Methods. Colorado School of Mines. (Special Publications), vol.23, pp.37.
- Singh, R., Bhattacharyya K.K.ve Maulik, S.C., 1997, Gravity Concentration of Fines and Ultra-Fines, Proceedings, NML, pp. 40-56.
- URL1,  
<http://knelsongravity.xplorex.com/page625.htm> (Son Erişim Tarihi 13.02.2017).
- URL2, Bombilla, V.C. Gold Gravity Recovery in Copper Circuits BHP Titanya, VII International Metallurgical Convention,  
<http://knelsongravity.xplorex.com/sites/%20knelsongravity/files/reports/report28s.pdf>, (Erişim Tarihi 13.02.2017).
- URL3,  
<http://knelsongravity.xplorex.com/page347.htm>, (Erişim Tarihi 13.02.2017).
- URL4,  
<http://knelsongravity.xplorex.com/page353>, (Erişim Tarihi 13.02.2017).
- URL5,  
<http://knelsongravity.xplorex.com/sites/knelsongravity/files/CVD-single-p.pdf>, (Erişim Tarihi 13.02.2017)
- URL6,  
<http://www.infomine.com/library/publications/docs/internationalmining/immay2007a.pdf>, ( Erişim Tarihi 13.02.2017).
- Uslu, T., Celep, O., Savaş, M., 2015. Enrichment of Low-Grade Colemanite Concentrate by Knelson Concentrator, The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy, vol. 115,pp. 229-233.
- Uslu, T., Sahinoglu, E., Yavuz, M., 2012. Desulphurization and Deashing of Oxidized Fine Coal by Knelson Concentrator, Fuel Processing Technology, vol. 101, pp. 94–100.
- Walker, S., 2016. Going With Gravity- A Roundup of Current Technologies That Use the Force of Gravity for Heavy Mineral Recovery, Engineering & Mining Journal, November, pp.28-32

# Türk Kömürlerinin Çift Makaralı Ağır Ortam Ayırma Sistem (ÇMS) İle Zenginleştirilmesi

## *Beneficiation of Turkish Coals with Double Roller Heavy Medium Separation System*

İ. Toroglu, M. Bilen, B. Akkaya, B. Kurnaz<sup>2</sup>

<sup>1</sup>Bülent Ecevit Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Zonguldak

<sup>2</sup>Karbomet Madencilik, Zonguldak

**ÖZET** Zonguldak'ta faaliyet gösteren kömür firmaları sahalarında ürettiği %45-55 kül içerikli tüvenan kömürleri ilk yıllarda klasik yöntemlerle yıkamış, ancak bu yöntemlerin karmaşık olması nedeniyle yeni arayışlara girmiştir. Tesisteki iri ve ince devrenin verimli çalışmaması, işçilik ve enerji tüketimlerinin yüksek olması, devre sisteminin karmaşıklığı ve yıkama maliyetlerinin çok yüksek olması nedeniyle Ar-Ge çalışmalarına daha çok ağırlık vermiştir. Yaklaşık 1,5 yıl süren araştırmalar sonucunda %100 Türk sermayeli ilk “Çift Makaralı Ağır Ortam Ayırma Sistemini (ÇMS)” geliştirilmiş ve başarı ile deneme testleri bitirilmiştir. Daha sonra cihaz “Çift Makaralı Ağır Ortam Ayırma Sistemi” adı altında patentlenmiş ve ardından CE Belgesi alınarak seri üretimine geçilmiştir. Bugün endüstriyel ölçekte birkaç tesiste kullanılmakta olan bu kömür yıkama makinası halen geliştirilmekte ve teknik yönden güçlendirilmektedir. Türkiye’de bir ilk olan bu kömür yıkama makinası ile konvansiyonel yöntemlerin dışında bir yıkama yapılmakta ve yüksek performansı ve ekonomikliği ile yıkama tesislerinde işletmecilere önemli avantajlar sağlamaktadır. Bu çalışma kapsamında ÇMS ile ilgili bilgiler verilecek, çalışma prensibi anlatılacak, avantajları tartışılacak ve Türk kömürlerine uygulamalarından bahsedilecektir.

**ABSTRACT** Being operated in Zonguldak coal companies had been producing run of mine coal with the ash content of 45-55% and they washed these coals with traditional methods in the beginning. However due to the complexity of traditional methods, plant owners decided to develop new methods for cleaning. Coal cleaning plant owners focused more on Research and Development facilities because plants had no efficient operation of the fine and coarse circuit, high cost of energy and laboring in the body of the plant, complexity of process and high cost of cleaning. After approximately 1.5 year period of research, with 100% Turkish funding, Double Roller Heavy Medium Separator (DRHMS) was developed. Afterwards, developed equipment was patented with the name as “Double Roller Heavy Medium Separation System” and being obtained the CE certification mass production of the equipment was realized. This abovementioned DRHMS is being utilized within the body of few coal cleaning plants and it is still being developed and technically revised. DRHMS is being utilized in coal cleaning plants in Turkey and it is the first in terms of unconventional methods of cleaning. It also provides some advantages for the coal cleaning plant owners in terms of its economy and high performance. In the scope of this study, some information and working principle of DRHMS, will be mentioned, advantages regarding employment of it in coal processing plants and suitability of it for Turkish coals will be discussed.



## 1 GİRİŞ VE AMAÇ

ÇMS diye adlandırılan “Çift Makaralı Ağır Ortam Ayırma Modülü” 2009 yılında Zonguldak’ta faaliyet gösteren %100 Türk sermayeli özel bir firma tarafından geliştirilmiştir. Bu aygıtın kömür yıkama performansı kanıtlandıktan sonra Türkiye’de patenti ve CE belgesi alınmış ve çeşitli bilimsel araştırmalarla literatüre bu isimle kaydedilmiştir.

Bilindiği gibi, Zonguldak havzasındaki tüvenan kömürler “klasik ağır ortam sistemleri” ile yıkanmaktadır. Bu sistemlerde, iri ve ince devre olmak üzere 2 farklı yıkama aygıtı kullanılmaktadır. Başka bir deyişle, 18 mm’den daha iri boyutlu kömürler ayrı bir üniteye yıkanırken, 18 mm’den daha ince boyutlu kömürler farklı bir üniteye yıkanmaktadır. Burada iri boyutlu kömür genellikle ağır ortam tamburu veya Drewboy teknesi ile yıkanmakta iken, ince boyutlu kömürler ağır ortam siklonlarıyla yıkanmaktadır. Bu durumda tesislerde hem karmaşa artmakta, işçilik maliyeti ve elektrik tüketimi yükselmekte, hem de 2 farklı yoğunlukta süspansiyonun hazırlanmasına ihtiyaç duyulmaktadır. Bu da sistemde ağır ortam oluşturucu olarak kullanılan mikronize manyetit tüketimini önemli ölçüde arttırmaktadır (Buyurgan, 2007; Hacıfazlıoğlu, 2009; Şengül, 2015).

ÇMS, yukarıdaki olumsuz koşulların giderilmesi için iri ve ince boyutlu kömürü aynı anda yıkayabilen, tek yoğunlukla çalışan ama 2 yoğunluk oluşturarak 3 ürün verebilen, işletimi ve enerji sarfiyatı düşük olan yenilikçi bir kömür yıkama aygıtıdır. Yıkama performansı açısından klasik ağır ortam sistemleri ile arasında hiçbir fark bulunmamaktadır. Zonguldak kömürleri ile yapılan çalışmalarda; sisteme beslenen %50-60 küllü tüvenan kömürlerden %5-15 küllü temiz kömürler üretebilmektedir. Sistemden çıkan artığın (şistin) kül içeriği ise ortalama %85-89 aralığında değişmektedir. Keza, bu sonuçlar Zonguldak’ta faaliyet gösteren

klasik ağır ortam tesislerinden elde edilen sonuçlarla benzerlik göstermektedir. (Hacıfazlıoğlu vd.,2010).

## 2 ÇİFT MAKARALI AĞIR ORTAM AYIRMA SİSTEMİNİN (ÇMS) ÇALIŞMA PRENSİBİ

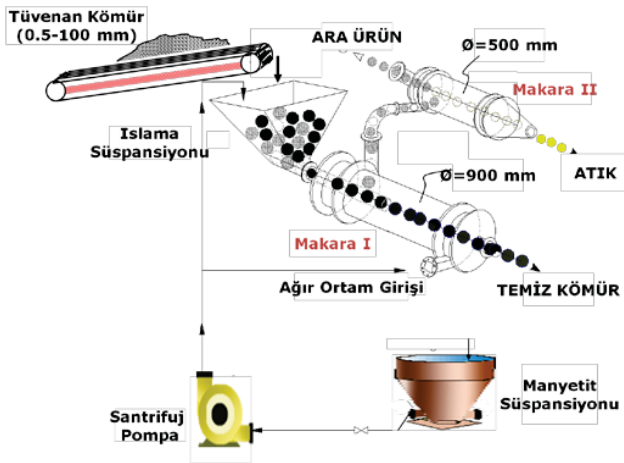
ÇMS aygıtı, İngiltere’de geliştirilmiş olan Larcodems cihazına benzer bir prensiple çalışmaktadır. Bazı farklılıkları ile birlikte, 3 ürün verebilme özelliği bulunmaktadır. Bu sistemde santrifüj kuvvetlerinden faydalanılmakta ve aygıtta kömürün girişi gravite yoluyla gerçekleştirilmektedir (Şekil 1). İkinci siklonun yoğunluğu boyutsal oranları ve çalışma parametreleri ile kontrol edilir. Örneğin birinci makaradaki yoğunluk 1400 g/l iken ikinci makarada yoğunluk otomatik olarak 1800 g/l olabilmektedir. Bu da “temiz kömür” “ara ürün” ve “artık” olmak üzere 3 ürünün hassas bir şekilde alınmasına olanak sağlamaktadır. Çalışma prensibi Şekil 1’den görülebileceği gibi, belirli yoğunlukta ağır ortam süspansiyonu belirli bir basınçla teğetsel olarak birinci makara içerisine verilmekte ve makara içerisinde güçlü bir santrifüj alan oluşturulmaktadır. Merkezi hava kanalının oluşması güçlü santrifüj etki ve oluşan türbülanslarla izah edilebilir. Bu esnada tüvenan kömür bir konveyör bant ile makaranın eksen ucunda bulunan bir silo içerisine gravite yoluyla dökülmektedir. Silonun altındaki boğaz açıklığından birinci makaraya giren tüvenan malzeme, santrifüj kuvvetlerinin etkisi ile hafif (kömür) ve ağır (şist ve ara ürün) malzeme şeklinde ayrılmaya başlamaktadır. Hafif malzeme, birinci makaranın eksenini boyunca oluşan hava koridoruna doğru hareket ederken, ağır malzeme santrifüj kuvvetlerinin etkisi ile makaranın iç çeperlerine doğru sürüklenmekte ve makaranın baş ucundaki ikinci boğazdan geçerek, ikinci makaraya girmektedir. Birinci makaranın ayak çıkış ucunda bulunan ve hava koridoru ile aynı



eksende olan noktadan temiz kömür alınmaktadır (Hacifazlioglu,2011).

Ayrışmanın ikinci aşamasının gerçekleştiği ikinci makarada, yine benzer şekilde bir santrifüj alan ve bununla birlikte bir hava koridoru meydana gelmektedir. Ara ürün koridor boyunca makaranın merkezinden ve üst kısmından alınırken, nispeten daha ağır olan ve santrifüj kuvvetlerinin etkisiyle makara çeperleri boyunca hareket eden ağır şist taneleri ikinci makaranın eksenindeki alt uçtan çıkarak ayrılmaktadır. Bu arada; Larcodems cihazında olduğu gibi cihazın belli bir eğimde çalıştırılmasına gerek yoktur. Burada önemli olan manyetitlin belli bir basınçla birinci makara içerisine verilmesidir.

Hava koridorlarının oluşturulabilmesi için belli çaplarda ve uzunluklarda boruların makaranın içine yerleştirilmesi (Şekil 1) gerekmektedir. Aksi halde santrifüj alan oluşturulsa bile etkili bir ayırma meydana gelmemektedir.



Şekil 1. ÇMS'nin çalışma prensibi ve endüstriyel uygulamasının bir görüntüsü.

## 2.1 İri Ve İnce Boyutlu Kömürü Aynı Anda Yıkayabilme Özelliği

Günümüzde geliştirilen ağır ortam siklonlarında 100 mm'ye kadar kömürler 800 t/saat'e kadar çıkabilen kapasiteler ile

çalışabilecek hale gelmiş ve bu siklonların endüstriyel kullanımları başlamıştır. Halen Avustralyada birçok tesiste kullanılan bu siklonların yüksek kapasiteli modellerinde besleme boyutunun 145 mm'ye, kapasitenin de 1109 t/saat' kadar çıkabildiği ifade edilmektedir. ÇMS aygıtı da iri ve ince boyutlu tüvenan kömürü aynı aygıt içerisinde yıkamaktadır. Yani, klasik kömür yıkama sistemlerindeki gibi ince ve iri devreye ihtiyaç duyulmamaktadır. Klasik sistemlerde +18mm iri boyutlu kömürler Ağır Ortam Tamburu ile yıkanırken, -18mm boyutlu ince kömürler Ağır Ortam Siklonları ile yıkanmaktadır. Oysa ÇMS aygıtı hem +18mm kömürü hem de -18 mm kömürü aynı anda yıkayabilmektedir.

## 2.2 Bir Tek Ağır Ortam İle 2 Farklı Yoğunluğun Elde Edilebilmesi

ÇMS aygıtında, "temiz kömür", "ara ürün" ve "artık" olmak üzere 3 ayrı ürün tek bir ünite ile alınabilmektedir. Böylece bir tek düşük yoğunluklu ağır ortam süspansiyonu hazırlanarak 3 ürün alabilmek mümkün olmaktadır. Bu durum prosesi basitleştirmekte ve ekipman yerleşimini kolaylaştırmaktadır. Bu da sistemin akım şemasını kolaylaştırmakta ve 3-4 işçi gerektiren tesislerde 1-2 işçi ile tesis kolaylıkla işletilebilmektedir. Ayrıca, tek yoğunluk süspansiyonu ile 2 farklı yoğunluğun elde edilebilmesi manyetit sarfiyatını önemli ölçüde azaltmaktadır. ÇMS'li tesislerden edinilen bilgilere göre her ton kömürün yıkanması için tüketilen toz manyetit miktarı 600-900 g arasında değişmektedir.

## 2.3 Düşük Yatırım Ve İşletim Maliyeti

ÇMS aygıtında ince ve iri yıkama için 2 ayrı devrenin bulunmaması önemli oranda ilk yatırım maliyetinden tasarruf sağlamaktadır. İki ayrı aygıtın yapacağı işi tek bir aygıt (ÇMS) yapmaktadır. Diğer taraftan sistemde hareketli kısmın olmaması

ve tek bir pompanın kullanılması ile işletilebilmesi, hem bakım-onarım maliyetini hem de işletme maliyetini önemli ölçüde düşürmektedir. Tesislerde, 200 ton saatlik bir kapasiteye 8/6 inçlik bir pompa ve 125 kW'lık bir motor gücü ile ulaşılabilmektedir.

## 2.4 Yüksek Ayırma Performansı

Birinci makaranın arka kısmından pompa ile iletilen manyetit süspansiyonu ağır malzemenin tek doğrultuda ikinci makaraya akışını sağlamaktadır. Makaralar içerisindeki ağır ve hafif malzemeler birbirine dik doğrultuda ilerlerken karşılıklı olarak birbirlerini etkilemekte, temiz kömür kaybının azalmasına ve ayırma hassasiyetinin önemli ölçüde artmasına yol açar. Bu da, ÇMS aygıtında temiz kömürün, ara ürünün ve artığın keskin bir şekilde ayırılmasına olanak sağlar. Öyle ki aygıtın ortalama Ep değeri 0.025 olarak hesaplanmıştır.

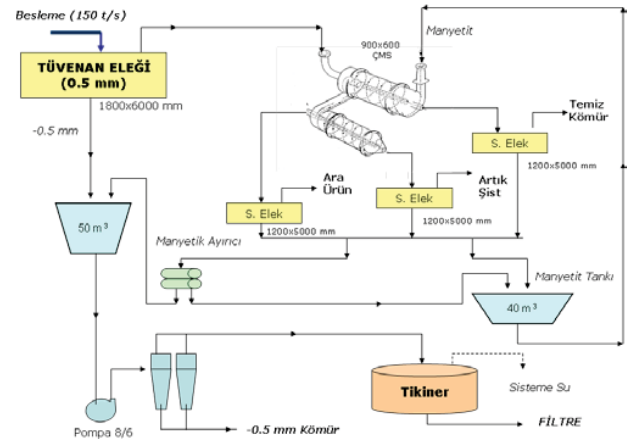
Çizelge 1. ÇMS'nin bazı özellikleri.

Makara boyutu (mm/mm)	Maksimum Boyutu (mm)	Kapasite (ton/saat)	Ortalama Ep Değeri
700/400	60	70-110	0,020
900/500	90	90-120	0,022
1000/700	100	200-250	0,024
1100/800	110	230-300	0,025
1200/850	110	250-350	0,027
1400/1000	110	450-500	0,030

## 3 ENDÜSTRİYEL UYGULAMASI

Bazı Türk kömürlerin yıkanmasında ÇMS prosesinin Şekil 2'de verilen akım şeması uygulanmaktadır. ÇMS bugün itibariyle endüstriyel ölçekte Zonguldak Havzasında faaliyet gösteren Karbomet Madencilik şirketinde (Şekil 3), TTK Amasra Taşkömür Müessesesi İşletmesinde (Şekil 4) ve Balıkesir-Kepsut'ta faaliyet gösteren Enerji Madencilik tesislerinde (Şekil 5) kullanılmaktadır. Ayrıca, Trakya kömürlerinin yıkanması için proje

aşamasındadır. Şekil 2'de verilen proses akım şemasına göre, tüvenan kömür önce 0.5 mm'lik yaş bir elekten geçirilmekte ve elek üstü ÇMS aygıtına girmektedir. ÇMS'den çıkan 3 ürün, 3 farklı susuzlandırma eleğine verilmekte, elek altından manyetitli+şlamlı su alınarak manyetik ayırıcıya gönderilmekte iken, elek üstünden 3 farklı özellikte ürün elde edilmektedir. 0.5 mm'nin altındaki toz kömür ise piyasa koşullarına göre direkt susuzlandırılmakta ya da zenginleştirme işlemine (flotasyon, spiral, sallantılı masa, vesaire) tabi tutulabilmektedir. Bu bakımdan, ÇMS'nin kurulmuş olduğu tesiste ancak 0.5 mm'ye kadar tüvenan kömür zenginleştirilebilmektedir (Hacıfazlıoğlu,2010).



Şekil 2. ÇMS'nin endüstriyel uygulamasında proses akım şeması (Gent et al 2009 çalışmasından uyarlanarak alınmıştır).



Şekil 3(a)



Şekil 3(b).

Şekil 3. (a) (b). Zonguldak-Karadon taşkömürünün yıkanmasında ÇMS cihazı.



Şekil 4. Amasra taşkömürünün yıkanmasında ÇMS cihazı.



Şekil 5. Balıkesir-Kepsut linyit kömürünün yıkanmasında ÇMS cihazı.

Çizelge 2. Kapasitesi 150 t/s olan ÇMS ile Zonguldak-Karadon Kömürünün Yıkanması.

Ürün Boyutu (mm)	Kuru Bazda Kül (%)	Kuru Bazda Miktar (%)	Yanabilir Verim (%)
-100+10 (Parça Kömür)	8,45	10,76	19,35
-10+0.5 (Metalurjik Kömür)	9,60	19,79	35,15
-100+0.5 (Ara Ürün)	32,33	4,30	5,72
-100+0.5 (Artık)	88,00	31,96	7,53
-0.5+0,15 (Sanayi Yakıtı Kömür)	50,00	28,27	27,77
-0.15 (Pres Kömür)	54,00	4,92	4,44
Toplam	49,10	100,00	100,00

Çizelge 3. Kapasitesi 150 t/s olan ÇMS ile Zonguldak-Kurtköy Kömürünün Yıkanması.

Ürün Boyutu (mm)	Kuru Bazda Kül (%)	Kuru Bazda Miktar (%)	Yanabilir Verim (%)
-100+10 (Parça Kömür)	6,43	16,10	30,51
-10+0.5 (Metalurjik Kömür)	5,81	18,25	34,82
-100+0.5 (Ara Ürün)	44,10	2,50	2,83
-100+0.5 (Artık)	88,26	45,14	10,74
-0.5+0,15 (Sanayi Yakıtı Kömür)	43,20	11,77	13,54
-0.15 (Pres Kömür)	40,22	6,24	7,56
Toplam	50,63	100,00	100,00



Çizelge 4. Kapasitesi 150 t/s olan ÇMS ile Amasra Kömürünün Yıkanması.

Ürün Boyutu (mm)	Kuru Bazda Kül (%)	Kuru Bazda Miktar (%)	Yanabilir Verim (%)
-100+10 (Parça Kömür)	14.61	12.82	21.43
-10+0.5 (Metalurjik Kömür)	10.91	21.11	36.80
-100+0.5 (Ara Ürün)	48.50	6.12	6.17
-100+0.5 (Artık)	85.25	36.15	10.43
-0.5+0,15 (Sanayi Yakıtı Kömür)	46.20	20.10	21.17
-0.15 (Pres Kömür)	45.11	3.70	4.00
Toplam	48.92	100,00	100,00

Çizelge 5. Kapasitesi 150 t/s olan ÇMS ile Balıkesir-Kepsut Kömürünün Yıkanması.

Deney Koşulları	ÇMS'den Elde Edilen Ürünler	Ürün Külü (%)	Orjinal Bazda Isıl Değer(kcal/kg)
1.Makara Yoğ:1300g/l	Temiz Kömür	18.80	4555
1.Makara Yoğ:1650g/l	Ara Ürün	33.75	3200
Birinci Makara Basınç:18 Psi	Artık	81.15	850
-0,5 mm Termik Santral Yakıtı	-	40.70	2810
Beslenen Tüvenan Kömür	-	44.85	2875

Çizelge 6. Kapasitesi 150 t/s olan ÇMS ile Tekirdağ-Malkara Kömürünün Yıkanması.

Deney Koşulları	ÇMS'den Elde Edilen Ürünler	Ürün Külü (%)	Orjinal Bazda Isıl Değer(kcal/kg)
1.Makara Yoğ:1300g/l	Temiz Kömür	10.90	4360
	Ara Ürün	34.20	2400

1.Makara Yoğ:1650g/l			
Birinci Makara Basınç:18 Psi	Artık	85.80	810
-0,5 mm Termik Santral Yakıtı	-	62.20	2100
Beslenen Tüvenan Kömür	-	56.55	2440

Çizelge 7. Kapasitesi 150 t/s olan ÇMS ile Edirne-Keşan Kömürünün Yıkanması.

Deney Koşulları	ÇMS'den Elde Edilen Ürünler	Ürün Külü (%)	Orjinal Bazda Isıl Değer(kcal/kg)
1.Makara Yoğ:1300g/l	Temiz Kömür	8.03	4803
2.Makara Yoğ:1650g/l	Ara Ürün	33.51	3670
Birinci Makara Basınç:18 Psi	Artık	82.46	920
-0,5 mm Termik Santral Yakıtı	-	51.65	2285
Beslenen Tüvenan Kömür	-	49.88	2429

#### 4 SONUÇ VE ÖNERİLER

Taşkömürü ve linyit yıkama tesisleri için geliştirilmiş olan 150 t/s kapasiteli ÇMS aygıtında, -100 mm boyutlu tüvenan kömür üç ürünlü ve oldukça düşük küllü olarak rahatlıkla yıkanabilmektedir. Zira, Zonguldak havzasında kurulu olan tesiste, ÇMS'ye giren % 45-55 küllü tüvenan kömürden, % 5-15 küllü temiz kömür elde edilebilmektedir. Atılan şistin külü ise % 85-89 arasında değişmektedir. Diğer taraftan, ÇMS aygıtı ile iri ve ince devre ile çalışan klasik sistemlerdeki yanabilir verim değerlerine rahatlıkla ulaşabilmektedir. ÇMS, 4 m<sup>2</sup>'den daha az bir taban alanında saatte 150 ton kömür yıkayabilmekte ve sistemde yalnızca 1 pompanın kullanılması

işçilik, bakım-onarım ve enerji tasarrufu yönünden sistemin en önemli avantajlarını oluşturmaktadır. ÇMS sisteminde, “temiz kömür”, “ara ürün” ve “artık” olmak üzere 3 ayrı ürün tek bir üniteden alınabilmektedir. Böylece bir tek düşük yoğunluklu ağır ortam süspansiyonu kullanarak 3 ürün alabilmek mümkün olmaktadır. Bu durum öncelikli olarak manyetit sarfiyatını azaltmakta, prosesi basitleştirmekte ve ekipman yerleşim alanını küçültmektedir. Bu da sistemin akım şemasını kolaylaştırmakta ve bir kaç kişi ile tesis kontrol altına alınabilmektedir.

Sonuç olarak ÇMS sisteminin kullanılması, işletmecilere işçilik yönünden, enerji ve bakım-onarım yönünden, müşteri taleplerinin karşılanması ve zenginleştirme maliyetlerinin düşürülmesi açısından önemli avantajlar sağlamaktadır.

## **KAYNAKLAR**

- Arslan, V. , Tanrıverdi, M., Şen, S. ve Er, B. 2009); Türkiye'de Kömür Hazırlama Tesisleri, Performans Ölçümünün Önemi ve Bir Örnek Uygulama, Türkiye 21. Uluslararası Madencilik Kongresi ve Sergisi, 6-8 Mayıs, s.433-442, Antalya.
- Buyurgan, S. 2007, Kömür Lavuarlarında Son Teknoloji Gravite Yoluyla Beslenen 3 Ürünlü Ağır Ortam Siklonları, Seminer Notları, 5-9 Ağustos, s.8, Zonguldak.
- Çallı, L. 2008, “Cevher ve Kömür Hazırlama Tesislerinde İşletme Denetimi ve Verim Arttırma”, Kurs Notları, Yurt Madenciliğini Geliştirme Vakfı Yayınları, 21-25 Ocak.
- Hacıfazlıoğlu, H. , Toroğlu, İ. ve Kurnaz, B. 2010, Çift Makaralı Ağır Ortam Ayırma Sisteminin (ÇMS) Zonguldak Kömürünün Temizlenmesi İçin Endüstriyel Ölçekte Denenmesi, Türkiye 17. Kömür Kongresi, s.111-123, Zonguldak.
- Hacıfazlıoğlu, H. 2009, Türkiye’den Patentli Kömür Yıkama Cihazı: Çift Makaralı Ağır Ortam Ayırma Sistemi, Madencilik Bülteni, Sayı 91, s.92-93.
- Hacıfazlıoğlu, H. 2011, Enrichment of Coarse and Fine Run-of-mine (ROM) Coals Via Double Roller Heavy-Medium Separation System, The XIV Balkan Mineral Processing Congress, Tuzla, Bosnia.
- Gent M.R., Mendez M., Torano J., Diego I. Recycling of plastic waste by density separation: prospects for optimization, Waste Manage Res, 27 (2) (2009), pp. 175-187
- Jacobs, J., Korte, G.J., 2013, The Tree Product Cyclone: Adding Value To South African Coal Processing, The Journal of Southern African Institute of Mining and Metalurgy, Vol.113, pp. 859-860.
- Mcculloch, J., Baille, D. 1998, Developments in Larcodems Media Processing Technology”, In: Partridge, A.C., Patridge, I.R., (Eds.) XIII International Coal Preparation Congress, 4-10 October, Australian Coal Preparation Society, pp. 467-468, Australia.
- Osborne, D.G. 1988, Coal Preparation Technology, Graham&Trotman, Vol.1, Chapter 5, London, pp.179-188.
- Sripriya, R., Banrjee, P.K., Baijal, A.D., Dutta, A. and Rao, M.V.S. 2007, Dense Medium Cyclone: Plant Experience With High Near-Gravity Material Indian Coals, Coal Preparation, Vol.27, pp. 78-106.
- Şengül, C.O. 2015, Madencilik Türkiye, Madencilik Bülteni, Sayı 91, s.94-100.





# Uç Sertliğindeki Değişimin CAI'ya Etkisi

## *Effects of Steel Stylus Hardness on CAI*

H. Duru, H. Aydın, O. Yaralı, U. Sakız

*Bülent Ecevit Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Zonguldak*

**ÖZET** Cerchar aşınma indeks (CAI) deneyi, kayaçların aşındırıcılıklarına bağlı kazı uygulamalarında kullanılan makinalardaki keski ömrünün tahmin edilmesinde yaygın olarak kullanılan bir deney yöntemidir. Aynı kayaçlar üzerinde farklı laboratuvarlarda yapılan bazı CAI çalışmalarında ciddi sapmaların olduğu gözlenmiştir. Yapılan çalışmalarda sapma sebepleri arasında en fazla tartışılan konu kullanılan uçların sertliğidir.

Bu çalışmada 21 farklı kayaçtan alınan örnekler üzerinde 6 farklı sertlikte uç kullanılarak CAI deneyleri yapılmıştır. Farklı sertlikteki uçlardan elde edilen CAI değerleri karşılaştırılarak uç sertliğinin CAI üzerindeki etkileri araştırılmış olup farklı sertlikte uç kullanılarak elde edilen CAI değerlerinin HRC55 sertlikte uçla yapılan CAI değerlerine dönüşüm yapılması için bağıntılar geliştirilmiştir.

Elde edilen bulgular diğer araştırmacıların bulguları ile paralellik göstermekte olup aynı kayaçta CAI değerleri uç sertliği arttıkça azalmakta ve kayaçtan kayaca ciddi değişkenlik göstermektedir. Farklı sertlikte uçlarla elde edilen CAI değerlerinin HRC55 eşdeğer CAI değerlerini belirlemek için bulunan bağıntılarda uç sertlikleri arttıkça bağıntının açıklayıcılık gücü ( $R^2$ ) yükselmekte olup, HRC40 sertliği için elde edilen bağıntı diğer araştırmacıların bulgularıyla benzerlik göstermektedir.

**ABSTRACT** Cerchar abrasivity index test (CAI) is widely used for determining the abrasiveness of rocks and this test provides an index value that can be used as a gauge for the abrasiveness of rocks in order to estimate bit life and wear in various mining and tunneling applications. It has been observed that there are serious deviations in some CAI studies carried out in different laboratories on the same rocks. The most debated issue among the reasons of deviation in studies is the hardness of stylus.

In this study, CAI experiments were carried out on 21 different rocks by using 6 different hardness stylus. The CAI values obtained from different stylus hardness were compared and the effects on CAI were investigated. For the conversion of the CAI values from different stylus to the CAI values from stylus of HRC54-56 hardness were investigated and conversion equations were developed.

Findings obtained are parallel to the findings of other researchers and CAI values in the same rocks decrease as the extreme hardness increases and show a significant variation from rock to rock. There exists strong relation between HRC55 CAI and CAI of different stylus hardness and findings coincide with the findings of other researchers.

## **1 GİRİŞ VE AMAÇ**

Mekanik kazı makinalarından beklenen yararları ulaşabilmek için makinaların kazılacak formasyonun özelliklerine uygun

olarak seçilmeleri gerekmektedir. Bunu yapabilmek için de kayaçların aşındırıcılık, kazılabilirlik ve delinebilirlik gibi

özelliklerinin belirlenmesi gerekir (Yaralı ve Akçın 2005).

Aşınma; bir yüzeyden parça kopması veya yüzeyin yıpranması olarak tarif edilmektedir. Bu özellik, madencilikte, sondajda ve tünel kazılarında kullanılan keskinin yüzeylerinde malzeme kaybına veya yer değiştirmesine neden olan bir süreç olarak tanımlanmaktadır (ISRM, 2015).

Keskiyle kazıya başladıktan bir süre sonra kesilen formasyonun özelliğine bağlı olarak keski aşınır ve aşınma yüzeyi meydana gelir. Bu durumda normal kuvvet kesme kuvvetine oranla daha hızlı artar ve maksimum kuvvetlerin ortalama kuvvetlere oranı ise düşer. Spesifik enerjinin artışı ise birkaç misli olur (Akçın 2017). Sonuçta keski aşınmalarına bağlı olarak enerji sarfiyatları artar, kazı verimlilikleri düşer, tamir bakım giderlerinin yanında makinaların atıl bekleme sürelerinin artmasına ve nihayetinde kazı ve proje maliyetlerinin yükselmesine neden olur.

Kayaçların aşındırıcılık ve delinebilirlik özellikleri laboratuvar ortamında basit indeks deneyleri ile belirlenebilmektedir. Bu deneyler sonucunda elde edilen veriler ve bu amaçla geliştirilen modellerden faydalanarak projenin uygulanacağı kayaç formasyonuna uygun mekanik kazı makinası tipi ve kullanılacak keski sayısı ve türü seçilebilmektedir. (Yaralı 2007).

Kayaç aşındırıcılıklarının belirlenmesine yönelik birçok yaklaşım geliştirilmiş olmakla birlikte bunlardan çok azı kabul görmüştür. Son yıllarda bu metotlardan CAI deneyi kazı projelerinde keski aşınmalarının tahmininde dikkate değer bir önem kazanmıştır. CAI deneyi özellikle Batı Avrupa'daki kaya mekaniği laboratuvarlarında sert kayaçların aşındırıcılıklarının belirlenmesinde oldukça yaygın kullanılan bir metot haline gelmiştir (Plinninger et al. 2003, Rostami et al. 2005, Yaralı et al. 2008)

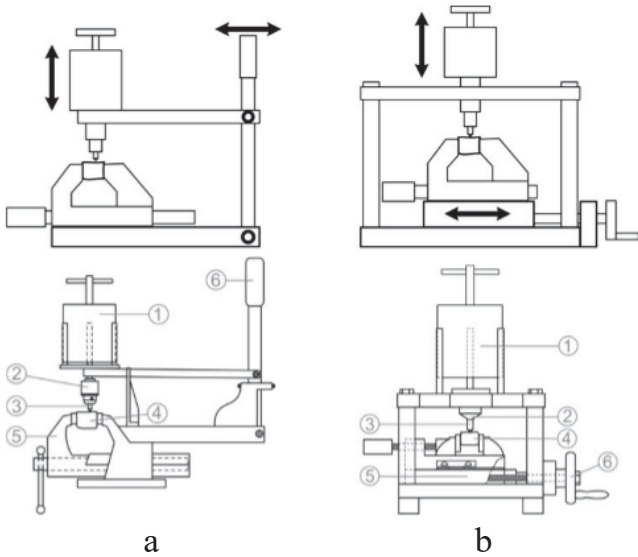
CAI deneyi, kayaçların aşındırıcılıklarının belirlenmesinde ve keski aşınması veya sarfiyatının tahmininde kullanılan bir

yöntemdir. Bu deney kömür madenciliği uygulamaları için ilk olarak Fransa'da Cerchar Araştırma Enstitüsü (Research Institute Cerchar of the Charbonnages de France)'nde 1971 yılında geliştirilmiş ve kullanılmış, deney sonuçları da Valantin (1973) tarafından yayınlanmıştır (ISRM, 2015).

CAI deneyi için önerilmiş iki standart bulunmaktadır. Bunlardan birincisi, 1986 yılında Cerchar Enstitüsü'nün önerdiği NF P94-430-1 nolu standart (AFNOR 2000), diğeri de ASTM D7625-10 (2010) tarafından önerilen standarttır.

Bu deney yönteminin basit ve hızlı olmasına rağmen aynı kayaç üzerinde farklı laboratuvarlarda yapılan CAI deney sonuçlarının farklılıklar göstermesi (Plinninger et al. 2003, Rostami et al. 2005, Ghasami 2010) zaman zaman bu metodun kullanılmasını sorgulanır hale getirmiştir.

Bu standartların biçimsel olarak hazırlanmasının yaratmış olduğu sıkıntılar ve CAI deneyi üzerine yapılmış diğer çalışmalarda karşılaşılan sıkıntılar dikkate alınarak herkes tarafından kabul edilir bir standart oluşturmak için ISRM 2015 yılında bazı önerilerde bulunmuştur. ISRM (2015)'e göre deneyde kullanılan uç HRC54-46 sertliğine sahip kalem ucu şeklinde 2000 MPa çekme dayanımında çelikten yapılmış olmalı ve çizme işinde kullanılacak olan alet literatürde bu amaçla geliştirilen çalışma mekanizması biraz farklılık içeren iki aletten (Klasik veya West) (Şekil 1) birisi olmalıdır. (ISRM, 2015). Ancak literatürde farklı araştırmacıların farklı sertlikte uç kullandıklarına rastlanmaktadır (Plinninger et al. 2003, Michalakopoulos et al. 2006, Ghasami 2010).



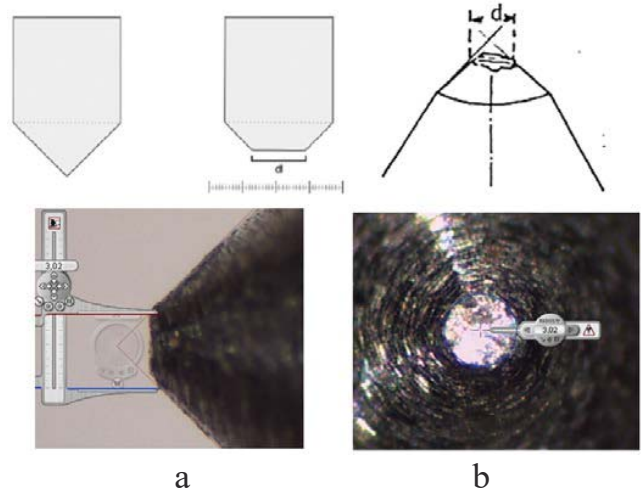
Şekil 1. Kullanılan temel iki deney aletinin mekanizma ve örnek görünüşleri. (a) Klasik deney aleti, orjinal Cerchar deney aleti, (b) West deney aleti, West (1989) tarafından modifiye edilen deney aleti (ISRM, 2015).

Tasarımdaki farkın sonucu olarak West deney aletinde deney süresi Klasik deney aletine göre yaklaşık olarak on kat daha yavaştır. Klasik deney aletinde 10 mm'lik çizme mesafesi  $1 \pm 0,5$  s'de tamamlanırken West deney aletinde  $10 \pm 2$  s'de tamamlanmaktadır (ISRM, 2015).

Deneyde kullanılacak örnek şekilsiz veya disk şeklinde olabilir. Bu örnek deney aletine sıkıca tutturulduktan sonra çelik uç dikkatli bir şekilde kayaç örneği üzerine indirilmeli ve bu uç 70 Newton normal kuvvet altında örnek yüzeyinde 10 mm mesafe boyunca hareket ettirilmelidir. Çelik uçta oluşan aşınma yüzeyi 0,01 mm'lik bir hassasiyette mikroskop altında ölçülmelidir. CAI, boyutsuz bir birim değer olup ölçülen aşınma yüzeyi değerinin 10 ile çarpılması sonucu elde edilmektedir. Örneğin, çelik uçta oluşan aşınma yüzeyi 0.25 mm olarak ölçülürse, buna karşılık gelen CAI değeri 2.5 olarak belirtilmektedir (ISRM, 2015).

Aşınma yüzeyinin uzunluğu veya çapı (d), optik ve dijital yöntemlerle, minimum 25x büyültmeye sahip mikroskop kullanılarak ölçülmelidir. Uçlarda oluşan aşınma, Şekil

2'de gösterildiği gibi yatay veya düşey konumda ölçülebilir (ISRM, 2015).



Şekil 2. Yatay (a) ve düşey (b,) yönde ölçüm.

NFP94-430-1 Fransız standartlarına (Afnor, 2000) göre kaya örneğine uygulanacak olan çelik ucun, tepe noktasındaki koniklik açısı  $90^\circ \pm 3^\circ$  ve koniklik boyu 10 mm olmalıdır. Çelik ucun toplam uzunluğu 15 mm'den daha büyük olmalıdır (Michalakopoulos et al. 2006).

Orijinal deney düzeneği tanımlamasında, Valantin (1973) çekme dayanımı 2000 MPa olan çelik ucun kullanılmasını önermiştir. Uç sertlikleri için bir öneride bulunulmamıştır. West (1986), AFNOR'un belirttiği çelik ucun İngiltere'de bulunamadığına dikkat çekmiş ve kendi deneylerinde buna alternatif uçlar kullanmıştır. West kendi deney düzeneğinde, EN 24 çeliğinden ısıl işleme Rockwell sertliği HRC40 yapılmış olan uçlar kullanmıştır.

Birçok araştırmacı CAI deneyinde farklı sertlikte ve farklı metalurjik özelliklere sahip uçlar kullanmışlardır (Çizelge 1). Bu araştırmacılar uç sertliğinin CAI deney sonuçlarını etkilediğini de vurgulamışlardır (Suana and Peters 1982, West 1989, Al-Ameen and Waller 1994, Plinninger et al. 2003, Rostami et al. 2005, Michalakopoulos et al. 2006, Yaralı et al. 2008, Stanford and Hagan 2009, Oparin and Tanaino 2009). Bu araştırmacıların elde ettiği sonuçlar uç sertliği arttıkça CAI'nın lineer olarak

azaldığını göstermektedir. Çizelge 1’de bu araştırmacıların CAI deneyinde kullandığı uçların bazı malzeme bilgileri verilmiştir. Çizelge 1’e göre araştırmacıların büyük bölümünün 2000 MPa çekme dayanımında ve HRC54-56 sertliğinde farklı tipte çelik uçlar kullandıkları görülmektedir.

Çizelge 1. Çeşitli araştırmacıların Cerchar Aşınma İndeks deneyinde kullandıkları uçların özellikleri (Yaralı et al. 2012).

Referans	Çekme Dayanımı (MPa)	Sertlik	Çelik Tipi
Valantin (1973)	2000	-	-
Sauna ve Peters (2008)	2000	HRC54-56	-
Atkinson et al. (1986)	-	HRC56 (HV 610)	EN25-25
Cerchar (1986)	2000	HRC54-56	
West (1989)	2000	HRC40	EN24
Atkinson (1993)	2000	HRC54-56	-
Al-Ameen ve Waller (1994)	-	HRC56 (HV 610) HRC19 (HV 225)	EN3
AFNOR (2000)	-	HRC54-56	-
Plinninger et al. (2003)	2000	HRC55	115CrV4
Rostami et al. (2005)	2000 2000	HRC43 HRC56	- -
Michhalakopoulos et al. (2006)	2000 2000	HRC55 HRC40	CALMAX EN24 (BS970-817M40)
Fowell ve Bakar (2007)	2000	HRC54-56	-
Yaralı et al. (2008)	2000	HRC54-56	EN24
Stanford ve Hagan (2009)	-	HRC15 (ısıtıl işlem yok) HRC24.29.35 .40.45.50.55. 60	Silver Çelik (Silver Steel)

ASTM D7625 (2010) standartında, Rockwell sertliği 55 olan çelik uç kullanılması tavsiye edilmektedir. Bununla birlikte bazı durumlarda (örneğin aşındırıcılığı düşük kayalarda), daha geniş ve daha uygun ölçüm aralığı elde etmek için diğer çelik kalitelerinin tercih edilebileceği ifade edilmektedir (ASTM 2010).

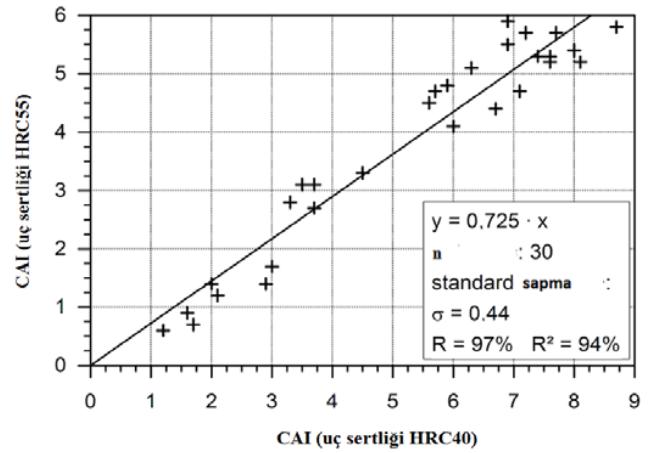
Michalakopoulos et al. (2006), HRC55 ve HRC40 sertliğindeki uçlarla altı değişik kaya örneği üzerinde (68 deney) yapmış olduğu çalışmada deneyde kullanılan iki sertlikteki uçlardan elde edilen CAI değerleri arasında lineer bir ilişki belirlemişlerdir (Eşitlik 1).

$$CAI_{55}=0.110914+0.587356*CAI_{40} \quad (1)$$

$$R^2 = 0,74$$

Benzer başka bir çalışma Käsling and Thuro (2010) tarafından HRC54-56 ve HRC40 sertliğindeki uçlarla 30 farklı kayaç örneği üzerinde gerçekleştirilmiş olup elde ettikleri sonuçlar Şekil 3’te gösterilmiştir. Käsling and Thuro (2010) da kullandıkları iki farklı sertlikteki uçlardan elde edilen CAI değerleri arasında lineer bir ilişki belirlemişlerdir (Eşitlik 2).

$$CAI_{55}=0.725*CAI_{40} \quad (2)$$



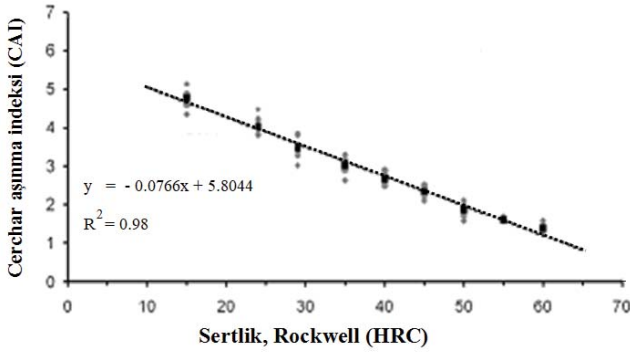
Şekil 3. HRC 54-56 (NF P94-430-1 Fransız standartına göre) ve HRC 40 (West 1989’a göre) sertliğindeki uçlar arasındaki ilişki (Käsling and Thuro. 2010).

Stanford ve Hagan (2009), çalışmalarında deneylerde kullanılan çelik uç sertliği ve çelik kalitesinin CAI deney sonuçlarına olan etkisini araştırmışlardır. Farklı sertlikteki uçlar (HRC 15, 24, 29, 35, 40, 45, 50, 55 ve 60) kullanarak elde edilen sonuçlarda uç sertliğiyle CAI değerleri arasında azalan doğrusal bir ilişkinin ( $R^2$  0.98) olduğunu ortaya çıkarmıştır (Eşitlik 3 ve Şekil 4).



Ayrıca bu çalışmada farklı çelik kalitelerinde ve sertliklerinde (HRC 50, 51, 52 ve 55) CAI değerinin değişimi de incelenmiş olup, bu sertlik aralığında çelik kalite değişiminin CAI değerleri üzerine önemli bir etkisinin olmadığını ifade etmişlerdir.

$$CAI = 5.80 - 0.0765HRC \quad (3)$$



Şekil 4. Aynı çelikten yapılmış çeşitli sertlikteki uçların CAI üzerindeki etkisi (Stanford and Hagan, 2009).

## 2 LABORATUVAR ÇALIŞMALARI

Bu çalışma TUBITAK 110M579 nolu araştırma projesi kapsamında yapılmış olup, uç sertliğinin CAI değerine olan etkilerini araştırmak için 21 farklı kayaç örneği üzerinde 6 farklı sertlikteki uçlarla toplam 7560 kez CAI deneyi yapılmıştır (Çizelge 2).

CAI deneylerinde her farklı sertlik için her bir kayaçtan alınan 54 mm çapındaki karotlardan elde edilen 30 mm yüksekliğinde üçer farklı disk örneği kullanılmıştır. Her örnek yüzeyi üzerinde bir yarısında klasik diğer yarısında West deney aleti ile bir yüzeyde ayrı ayrı beşer çizim işlemi gerçekleştirilmiştir. Aynı örneğin diğer yüzeyinde ise farklı sertlikte uçlarla aynı işlem tekrarlanmıştır (her disk örneğinde düz yüzeyde 20 çizim). Düzgün yüzeyleri çizilen örnekler dolaylı çekme (brazilian) deneyi yapılarak pürüzlü yüzeyler oluşturulmuştur (Şekil 5). ISRM (1978)'e göre kırılmış geçerli örneklerden pürüzlü yüzeylere sahip örnekler üzerinde aşınma deneyleri yapılmıştır (pürüzlü yüzeyde de 20 çizim).

Böylece deneyin sonucunda her kayaç için dolaylı çekme dayanımı uygulanmadan önce “düz yüzey” ve sonrasında dolaylı çekme dayanımı deneyi yapıldıktan sonra “pürüzlü yüzey” için CAI sonuçları elde edilmiştir. Aşınmış uçlardaki aşınma miktarları her bir uç için yatay ve düşey konumda ayrı ayrı 35 x büyültmeli bioküler mikroskop altında ölçülmüş ve ortalamaları CAI indeks değeri olarak alınmıştır.

Çizelge 2. İncelenen kayaçların isimleri ve alındığı yerler.

No	Kayaç Adı	Alındığı Yer
1	İnce taneli kumtaşı	Zonguldak
2	Orta taneli kumtaşı	Zonguldak
3	İri taneli kumtaşı	Zonguldak
4	Kireçtaşı	Adana
5	Kuvars Kumtaşı	Zonguldak
6	Dolomitik Kireçtaşı (Emprador Mermer)	Kastamonu
7	Dolomitik Kireçtaşı (Bej Mermer)	Kastamonu
8	Kuvars Kumtaşı	Zonguldak *
9	Silttaşı	Zonguldak
10	Granit	Bergama
11	Granit	Yenice
12	Andezit	Niğde
13	Diyabaz	Niğde
14	Andezit	Ereğli
15	Andezit	Ereğli
16	Bazalt	Ankara
17	Kuvarsit	Bartın
18	Şist	Malatya
19	Mermer	Afyon
20	Mermer	Marmara
21	Kuvars Albit Serizitist	Niğde

\* Armutçuk Borcam eski ocak sahası



Şekil 5. CAI deneylerinde kullanılan düz yüzey ve dolaylı çekme deneyi sonrası elde edilen pürüzlü yüzeyden bir görüntü.

### 3 DENEYSEL VERİLERİN DEĞERLENDİRİLMESİ

Bu çalışma CAI deneyinde uç sertliğinin CAI değerine etkisinin belirlenmesi konusunda yapılmış en kapsamlı çalışmalardan biridir.

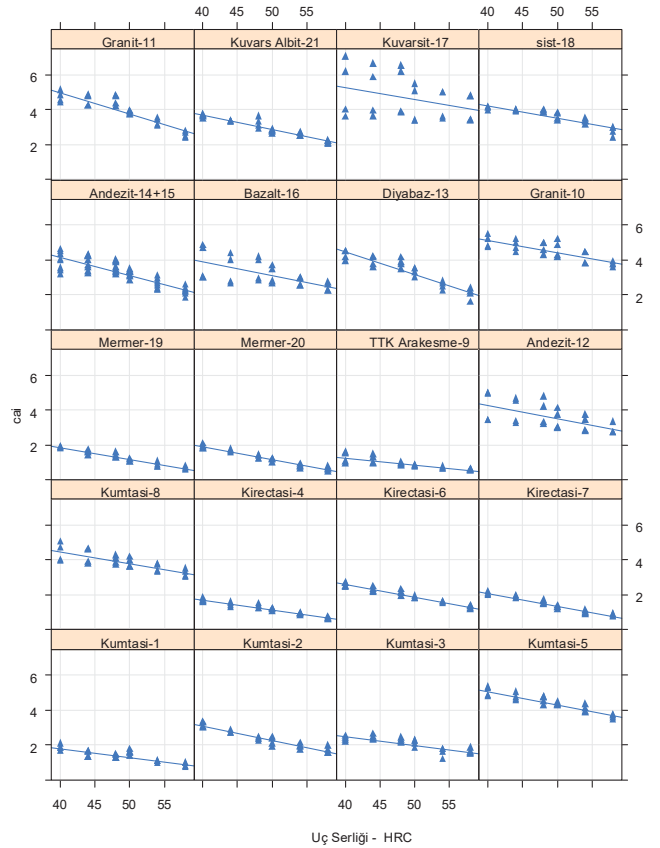
Elde edilen sonuçlar bu konuda yapılan diğer çalışmalarla paralellik göstermektedir. Bu çalışmada da farklı sertlikte uçlarla yapılmış CAI deneylerinde uç sertlikleri arttıkça elde edilen CAI değerlerinde lineer bir düşüş yaşandığı, bu lineer ilişkinin kayaktan kayaca ve kayaç grubuna göre değişimler gösterdiği gözlemlenmiştir.

21 kayaç örneği üzerinde yapılan CAI deney sonuçları; 6 farklı sertlikteki ucun (HRC40-42, HRC44-46, HRC48-50, HRC50-52, HRC54-56, HRC58-60) (Şekil 6) CAI değerine etkisi ve HRC54-56 sertliğindeki uçlarla ve diğer sertlikteki uçların birbirleri ile olan ilişkileri istatistiksel olarak değerlendirilmiş, elde edilen bağıntılar Şekil 7 ve Çizelge 3'te verilmiştir.

Şekil 7'de kayaktan kayaca uç sertliği arttıkça CAI değeri lineer olarak azalmakta olup, bu ilişki çok değişkenlik göstermektedir. Çizelge 3'e göre genel olarak değerlendirildiğinde birkaç kayaç dışında uç sertliği değişimi ile CAI değerleri arasındaki ilişkinin açıklayıcılık gücü yüksek olup kayaç tipine göre aşındırıcılık sınıfı yükseldikçe negatif lineer ilişkinin eğimi artış göstermektedir.



Şekil 6. CAI deneylerinde kullanılan farklı sertlikteki uçlar.



Şekil 7. Her bir kayaç için CAI ile uç sertliğinin karşılaştırılması.

Literatürde araştırmacıların yapmış olduğu çalışmalarda genel olarak HRC54-56 sertliğinde uçlar kullanılmıştır. ISRM (2015) de deneylerde HRC54-56 sertliğinde uçların kullanılmasını önermektedir.

Farklı sertlikteki uçlarla yapılmış CAI deney sonuçlarının birbiriyle kıyaslanabilmesi için ISRM 2015'in de önermiş olduğu HRC54-56 sertliğine göre elde edilen CAI değerine dönüştürülmesi söz konusudur. Yapılan analizler sonucunda uç sertliğinin artmasıyla farklı sertlikteki uçların CAI değerlerinin HRC54-56 sertliğindeki

CAI değerlerine yaklaştığı ve ilişkinin açıklayıcılık gücünün arttığı görülmektedir (Şekil 8,9,10,11 ve 12) (Eşitlik 4,5,6,7,8 ve 9).

Çizelge 3. Her kayaç için CAI ile uç sertliği arasındaki ilişkiyi veren bağıntı ve ilişki katsayıları.

Kayaç Kodu	Kayaç Adı	Bağıntı	R <sup>2</sup>
1	İnce taneli kumtaşı	$y = 3.83 - 0.05x$	0,75
2	Orta taneli kumtaşı	$y = 6.32 - 0.08x$	0,90
3	İri taneli kumtaşı	$y = 4.53 - 0.05x$	0,67
4	Kireçtaşı	$y = 3.94 - 0.06x$	0,92
5	Kuvars Kumtaşı	$y = 8.18 - 0.08x$	0,86
6	Dolomitik Kireçtaşı (Emprador Mermer)	$y = 5.44 - 0.07x$	0,94
7	Dolomitik Kireçtaşı (Bej Mermer)	$y = 5.08 - 0.07x$	0,95
8	Kuvars Kumtaşı	$y = 7.11 - 0.07x$	0,63
9	Silttaşı	$y = 2.88 - 0.04x$	0,71
10	Granit	$y = 7.96 - 0.07x$	0,64
11	Granit	$y = 9.89 - 0.12x$	0,82
12	Andezit	$y = 7.22 - 0.07x$	0,38
13	Diyabaz	$y = 9.55 - 0.13x$	0,86
14-15	Andezit	$y = 8.24 - 0.10x$	0,74
16	Bazalt	$y = 7.00 - 0.08x$	0,39
17	Kuvarsit	$y = 7.99 - 0.07x$	0,12
18	Şist	$y = 7.11 - 0.07x$	0,82
19	Mermer	$y = 4.55 - 0.07x$	0,93
20	Mermer	$y = 4.90 - 0.08x$	0,95
21	Kuvars Albit Serizitşist	$y = 6.96 - 0.08x$	0,90

$$CAI_{54-56} = 0.8296 CAI_{40-42} - 0.4652 \quad (4)$$

$$R^2 = 0.86$$

$$CAI_{54-56} = 0.862 CAI_{44-46} - 0.3729 \quad (5)$$

$$R^2 = 0.89$$

$$CAI_{54-56} = 0.8386 CAI_{48-50} - 0.1693 \quad (6)$$

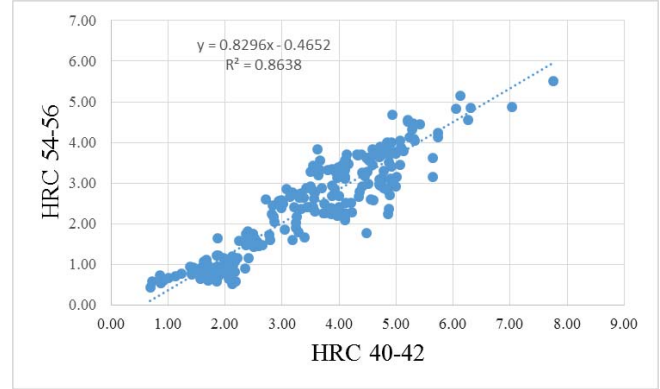
$$R^2 = 0.91$$

$$CAI_{54-56} = 0.9249 CAI_{50-52} - 0.1578 \quad (7)$$

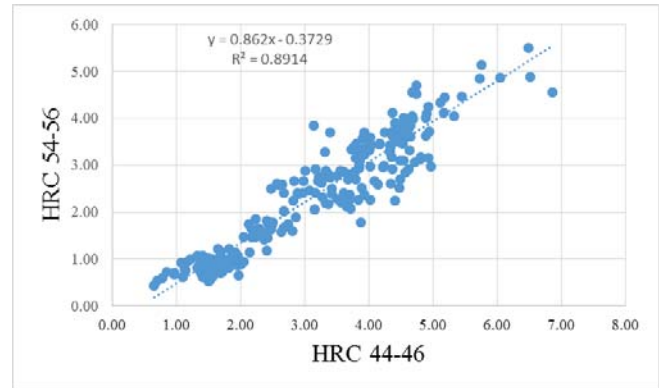
$$R^2 = 0.92$$

$$CAI_{54-56} = 1.0484 CAI_{58-60} + 0.2184 \quad (8)$$

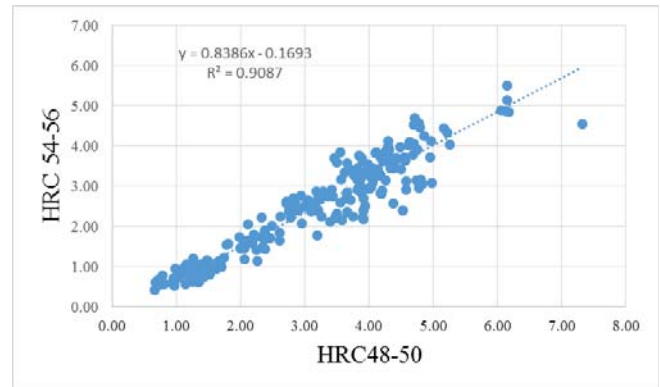
$$R^2 = 0.94$$



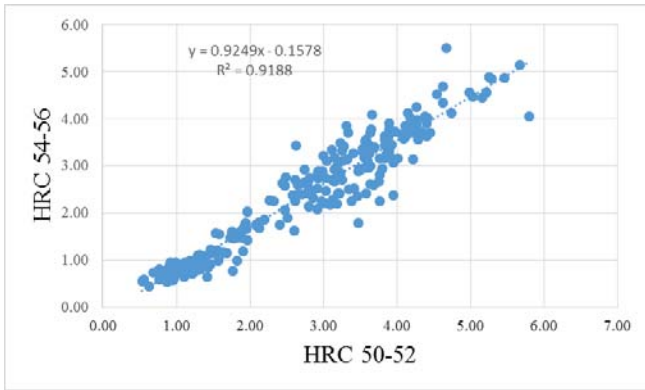
Şekil 8. HRC54-56 ile HRC40-42 sertliğindeki uçların karşılaştırılması.



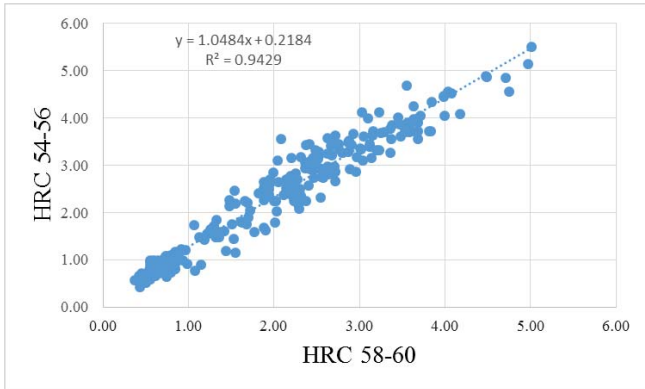
Şekil 9. HRC54-56 ile HRC44-46 sertliğindeki uçların karşılaştırılması.



Şekil 10. HRC54-56 ile HRC48-50 sertliğindeki uçların karşılaştırılması.



Şekil 11. HRC54-56 ile HRC50-52 sertliğindeki uçların karşılaştırılması.



Şekil 12. HRC54-56 ile HRC58-60 sertliğindeki uçların karşılaştırılması.

#### 4 SONUÇLAR

CAI deneyinde en çok tartışılan parametre uç sertliği olmaktadır. West (1989), deneyde kullanılacak uç sertliklerinin HRC 40-42 olmasını önerirken, Cerchar (1986) klasik deney aletinde HRC54-56 sertliğinde uçların kullanılmasını önermiştir. Yapılan çalışmalarda birçok araştırmacı da HRC55 sertliğindeki uçların uygun olacağını ileri sürmüşlerdir (Plinninger et al. 2003, Rostami et al. 2005, Stanford and Hagan, 2009).

Bu çalışmada 6 farklı sertlikteki uçlarla gerçekleştirilen çizme işlemi sonucu çelik uçta oluşan aşınma yüzeyleri yatay ve düşey konumda ölçülmüştür ve ortalamaları CAI değeri olarak alınmıştır. CAI sonuçlarının istatistiksel değerlendirilmesi sonucu uç sertliklerinin artmasıyla ölçülen CAI değerlerinin düştüğü gözlenmiştir. Yani CAI ile uç sertliği arasında yüksek korelasyonlu negatif ilişki gözlenmektedir. Bu durum

Stanford ve Hagan (2009) ile benzer durum göstermiştir.

Literatürde CAI<sub>55</sub> ile CAI<sub>40</sub> dönüşümü için bağıntılar verilmektedir. Ancak HRC55 ile diğer sertliklerin dönüşümünü veren araştırmalar mevcut değildir. Literatürdeki bu konudaki boşluğu doldurmak için diğer sertliklerden elde edilen CAI değeri ile CAI<sub>55</sub> arasında bağıntılar çıkarılmıştır.

Literatürdeki mevcut bağıntılarla bu çalışma sonrası elde edilen CAI<sub>55</sub> ve CAI<sub>40</sub> arasındaki bağıntı (Eşitlik 4) karşılaştırıldığında bu çalışmadan elde edilen bağıntının yüksek CAI değerlerinde Käsling ve Thuro'yu (Eşitlik 2) (2010), düşük CAI değerlerinde ise Michalakopoulos et al.'u (2006) (Eşitlik 1) desteklediği görülmektedir (Çizelge 5).

Çizelge 5. Bağıntıların karşılaştırılması.

CAI <sub>40</sub>	Eşitlik	Bağıntı	CAI <sub>55</sub>
2.40	1	$0.11+0.587*CAI_{40}$	1.52
	2	$0.725*CAI_{40}$	1.74
	4	$0.829*CAI_{40} - 0.465$	1.53
4.50	1	$0.11+0.587*CAI_{40}$	2.75
	2	$0.725*CAI_{40}$	3.26
	4	$0.829*CAI_{40} - 0.465$	3.27

ISRM (2015) CAI deneyinde HRC 54-56 sertliğinde uçlar kullanılmasını önermektedir. Ancak bu sertlikteki uçların temin edilememesi durumunda geliştirilen bağıntılar kullanılarak HRC 54-56 sertliğindeki uç için eşdeğer CAI değeri hesaplanabilir.

Farklı sertlikteki uçlarla CAI deneyi yapmak zorunda kalan araştırmacılar Eşitlik 4, 5, 6, 7 ve 8'deki bağıntılardan kendi kullanmış oldukları uç sertliğine uygun olan bağıntıyı kullanarak HRC54-56 sertliğine eşdeğer CAI değerini hesaplayabilir ve böylece o kayaç için CAI değerini bulabilirler. Böylece standartlara uygun olarak keski tüketimini tahmin edebileceklerdir.



## 5 KAYNAKLAR

- Afnor, 2000. Determination du pouvoir abrasive d'une roche - Partie 1:Essai de Rayure Avec Une Pointe (NF P 94-430-1), Paris, 24 p.
- Akçın N A (2017) Maden Mekanizasyonu, Bülent Ecevit Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Ders Notları (yayınlanmamış), Zonguldak, 150s.
- Al-Ameen S I and Waller M D (1994) The influence of rock strength and abrasive mineral content on the cerchar abrasiveness index. *Engineering Geology*. 36(4): 293-8.
- ASTM, 2010. "Standard Test Method for Laboratory Determination of Abrasiveness of Rock Using the CERCHAR Method", Designation: D7625-10.
- Atkinson T, Cassapi V B and Singh R N (1986) Assessment of abrasive wear resistance potential in rock excavation machinery. *Int. J. Min Geol Eng.* 3:151-12.
- Atkinson R H (1993) Hardness Tests for Rock Characterization. *Comprehensive Rock Engineering*. (edt. J.A. Hudson). 3(5): 105-117.
- Cerchar (1986) Centre d'Etudes et Recherches de Charbonnages de France.: The Cerchar Abrasiveness Index. 12 p.
- Ghasami, A, 2010. *Study of Cerchar Abrasivity Index and Modifications for More Consistent Measurement of Rock Abrasion*, Master of Science Thesis, Department of Energy and Mineral Engineering, The Pennsylvania State University, USA, 77p.
- Fowell R J and Bakar M Z (2007) A review of the cerchar and LCPC rock abrasivity measurement methods. 11th Congress of the International Society for Rock Mechanics. London. pp. 155-6
- ISRM (1978) Suggested methods for determining tensile strength of rock materials, *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr.*, 15:99-103.
- ISRM, 2015. Suggested method for determining the abrasivity of rock by the Cerchar abrasivity test. *The ISRM Suggested Method for Rock Characterization, Testing and Monitoring: 2007-2014*, R. Ulusay [edt], Springer, USA, p.101-106.
- Käsling H and Thuro K (2010) "Determining Rock Abrasivity in the Laboratory", In: Zhao, Labiouse, Dudt, Mathier (eds) *Rock Mechanics in Civil and Environmental Engineering -Proc EUROCK 2010* Taylor & Francis, London, p.425-4.
- Michalakopoulos T N, Anonostou V G, Bassanou M E and Panagiotou G N (2006) "The influence of steel sytli hardness on Cerchar Abrasiveness Index Value", *Int. J. Of Rock Mech. & Min. Sci.*, 43, 321-7.
- Oparin V N and Tanaino A S (2009) Assessment of abrasivity by physico - mechanical properties of rocks, *Journal of Mining Science*, 45(3): 240-249.
- Plinninger, R, Kasling, H, Thuro K, Spaun, G, 2003. Testing conditions and geomechanical properties influencing the cerchar abrasiveness index (CAI) value. Technical Note. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*. 40:259-263
- Rostami, J, Özdemir, L, Bruland, A, Dahl, F, 2005. Review of issues related to cerchar abrasivity testing and their implications on geotechnical investigations and cutter cost estimates. *Rapid Excavation and Tunnelling Conference*. Seattle, WA.USA. p. 15-14.
- Stanford J and Hagan P (2009) An Assessment of The Impact of Stylus Metallurgy on Cerchar Abrasiveness Index. *Coal Operators' Conference*. Avustralain, pp. 348-7.
- Suana M and Peters T (1982) The Cerchar Abrasivity Index and Its Relation to Rock Mineralogy and Petrography. *Rock Mechanics*. 15(1):1-6.
- West G (1986) A relation between abrasiveness and quartz content for some coal measures sediments. *Int. J. Of Mining and Geological Engineering*. 4:73-78.
- West G (1989) Rock abrasiveness testing for tunnelling. Technical Note. *Int. J. of Rock Mech. & Min. Sci. Geomech Abstr.* 26(2):151-160.
- Valantin, A, 1973. *An Examination of the Varous Conventional Procedures to Determine the Resistance of Rock to Mechanized Winning*. Development and Exploratory Techniques in Coal Mines, Commission of the European Commercial Shearing Co. Youngstown, pp.15-84.
- Yaralı O ve Akçın N A (2005) Zonguldak taşkömür havzası kömür çevre kayaçlarının aşındırıcılık özelliklerinin araştırılması. *Türkiye 19. Uluslararası Madencilik Kongresi Bildiriler Kitabı*. 9-12 Haziran, İzmir. s:243-253.
- Yaralı, O, 2007. Tünel açma makinalarının performans analizinde kullanılan delme oranı indeksinin (DRI) tahmini, 2. *Ulaşımında Yer altı Kazıları Sempozyumu Bildiriler Kitabı*, İstanbul, s:169-179
- Yaralı, O, Yasar, E, Bacak, G, Ranjith, P, G, 2008. A study of rock abrasivity and tool wear in coal measures rocks. *Int. J. of Coal Geology*. 74(1): 53-59.
- Yaralı O, Aydın H, Bacak G and Duru H (2012) Cerchar Aşınma İndeksi İçin Standart Deney Yönteminin Geliştirilmesi, TUBITAK Project, No: 110M579, Report For the Period 3. (unpublished) (in Turkish), 46p.





# Laboratuvar Koşullarında Rötari Delicilerde İlerleme Hızına Etki Eden Faktörlerin İncelenmesi

## *Observations of Factors Affecting the Rate of Penetration in Rotary Drillers under Laboratory Conditions*

U. Sakız, H. Aydın, O. Yaralı, H. Duru  
(*Bülent Ecevit Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Zonguldak*)

### **ÖZET**

Bu çalışmanın amacı, kayaçların delinebilirliğinde kullanılan makinanın kazı performansının bir göstergesi olan ilerleme hızına (PR) etki eden, değiştirilebilir makine parametreleri ve kayaç özelliklerinin incelenmesidir. Bu amaçla, üzerinden veri alınabilecek enstrümanlarla donatılmış laboratuvar ölçekli rötari delik delme düzeneği kullanılmıştır. Araştırma kapsamında, farklı bölgelerden alınan sedimanter ve magmatik kökenli beş farklı kayaç türü üzerinde elmas uçlu karotiyerler ile üç farklı dönme hızı ve dört farklı baskı koşulunda delik delme işlemleri gerçekleştirilmiş ve her kayaç türü için PR ve spesifik delme enerjisi (SDE) değerleri ölçülmüştür. Kayaç özelliklerinin belirlenmesi amacıyla da her kayaç türü için mekanik deneyler ( $\sigma_c$ ,  $\sigma_t$ , E ve  $\nu$ ) ve delme oranı indeksi (DRI) deneyleri yapılmıştır. Laboratuvarda kayaçlar üzerinde yapılan deneylerden elde edilen veriler yardımıyla, farklı makine çalışma parametreleri (baskı, dönme hızı) ve kayaç özellikleri ( $\sigma_c$ ,  $\sigma_t$ , ve DRI) göz önüne alınarak, PR'deki değişim analiz edilmiştir. Elde edilen sonuçlara göre, baskı yükü ve dönme hızının artırılmasının ilerleme hızını arttırdığı belirlenmiştir. Kayaç özellikleri ayrı ayrı incelendiğinde ise, DRI ve  $\sigma_t$  ile PR arasında daha anlamlı bir ilişki elde edilmiştir.

### **ABSTRACT**

The aim of this study is to investigate the effects of machine parameters ve rock properties on the penetration rate (PR), which is one of the important parameters used in determining rock drilling ability. For this purpose, a laboratory scale rotary drilling rig with data acquisition was used. Zonguldak region, Zonguldak region, five different types of sedimentary and magmatic rocks from different region were drilled with diamond drill core bits at three different rotational speeds ve four different thrust conditions, PR and specific drilling energy (SDE) values for the rock type were measured. In addition, mechanical experiments ( $\sigma_c$ ,  $\sigma_t$ , E ve  $\nu$ ) ve drilling rate index (DRI) tests were performed for each rock type. Thus, the change in PR was examined by considering different machine operating parameters (printing, rotation speed) ve rock properties ( $\sigma_c$ ,  $\sigma_t$ , ve DRI). Accordingly, thrust ve rotational speed increase the PR. When the rock properties were examined separately, a good correlation was found between DRI ve  $\sigma_t$  ve PR.

## 1 GİRİŞ

Madencilik ve inşaat mühendisliği faaliyetlerinde, su, petrol ya da doğal gaz gibi doğal kaynakların belirlenmesinde, çıkarılmasında ve zemin etüdü araştırmalarında, baraj gibi inşaat çalışmalarında kazı makinalarının kullanılması önemli yer tutmaktadır. Mekanize kazı araçlarından beklenen yararları ulaşabilmek için, bu araçlarla kazılacak formasyonun özelliklerine uygun olarak seçilmeleri büyük önem taşımaktadır. Son yıllarda mekanize kazı uygulamalarında ki gelişmeler paralelinde klasik delme – patlatma metotlu kazı çalışmalarında elektro – hidrolik deliciler ve Jumbolar yaygın olarak kullanılmaktadır. Bu metotla yapılan kazı çalışmasında kazı arınına çok sayıda delik delinmesi gerektiğinden bu deliklerin delinmesi işin önemli zamanını almaktadır. Dolayısı ile Deliklerin delinmesinde ilerleme hızının artırılması kazı projesinin zamanında bitirilmesi açısından büyük önem arz etmektedir.

Kayaç delinebilirliği, delici ucun kayaç dayanımı yenmesi ile sağlanan ilerleme olarak tanımlanmaktadır (Tamrock 1987, Kramadibrata et al. 2001, Adebayo et al. 2010). Delinebilirlik, kazı uygulamalarında ilerlemenin tanımlanmasında kullanılan bir parametre olup proje ekonomisini etkileyen önemli faktörden biridir. Araştırmacılar, Kayaç delinebilirliği üzerine etki eden faktörleri, kontrol edilebilen ve kontrol edilemeyen faktörler olmak üzere başlıca iki gruba ayrılmaktadır (Şekil 1). Kontrol edilebilen faktörleri; delici ucun tipi ve çapı, darbe miktarı, dönüş hızı gibi makinaya bağlı olan değişkenler oluştururken, kontrol edilemeyen faktörleri ise kayaç özelliklerine bağlı parametreler oluşturmaktadır (Yaralı ve Kahraman 2011, Su 2016). Bu nedenle, ilk yatırım maliyetleri çok yüksek olan ve çoğunlukla ithal edilen kazı makinalarının seçiminde kayaç kütle ve malzeme

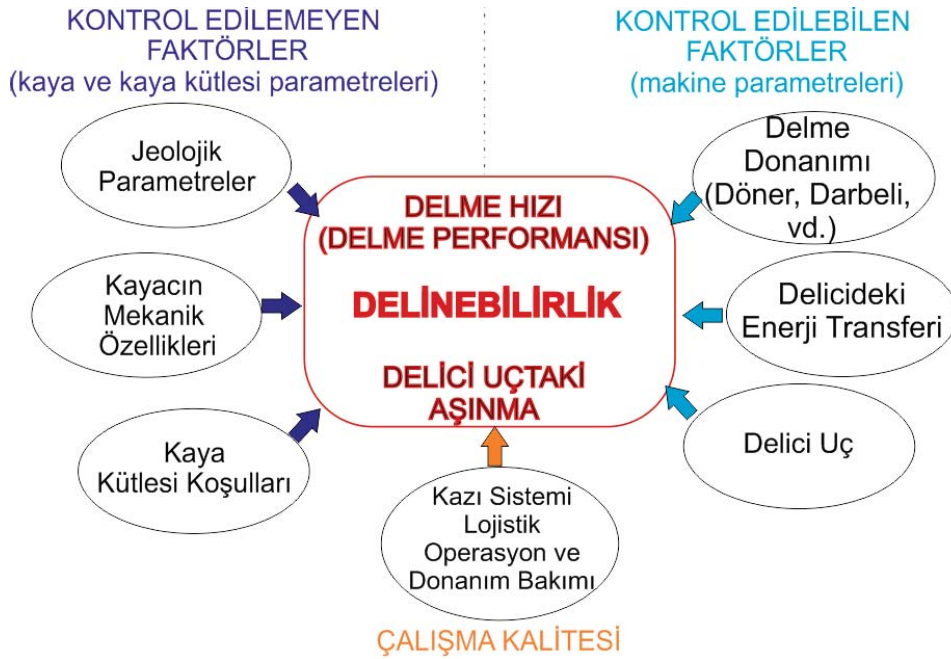
özelliklerinin doğrudan etkili olduğu göz önünde bulundurulmalıdır (Hoseinie et al. 2008). Kontrol edilebilen ve edilemeyen faktörlerin yanında, iş organizasyonu, çalışanların motivasyonu vb. proje yönetim becerilerinin de delinebilirlik üzerine etkilerinin olduğu göz ardı edilmemelidir. Delinebilirlik üzerine yapılan çalışmalar incelendiğinde, projede kullanılacak kazı makinasının belirlenmesinde, proje takviminin oluşturulmasında ve proje maliyetinin belirlenmesinde yaygın olarak laboratuvar deneyleri ve/veya geçmiş projelerden elde edilen ilerleme hızı (PR) ve spesifik delme enerjisi (SDE) değerlerinin kullanıldığı görülmektedir.

Pek çok araştırmacı, kontrol edilebilen ve kontrol edilemeyen faktörler ile ilerleme hızı arasındaki ilişkiyi belirlemeye çalışmıştır (Teale 1965, Tandanand ve Unger 1975, Rabia ve Brook 1980, Howarth ve Rowland 1987, Bilgin et al. 1993, Huang ve Wang 1997, Kahraman et al. 2000, Altındağ 2004, El Biblawi et al. 2007, Taheri et al. 2016, Shaabani et al. 2016).

Bu çalışmada, tarafımızca veri alma ünitesi ve sensörlerle donatılarak portatif karotiyerden dönüştürülmüş rotari delici ile farklı kayaçlar üzerinde delikler delinerek makina parametrelerinin ve kayaç özelliklerinin ilerleme hızı (PR) üzerine olan etkileri incelenmiştir. Bu amaçla, 5 farklı kayaç türü (Tablo 1) üzerinde 4 farklı baskı (50, 70, 90 ve 110 kg) ve 3 farklı dönme hızı (210, 330 ve 470 dev/dk) koşullarında delme deneyleri yapılmıştır. Her bir kayaç için rotari deliciden tork, dönme hızı gibi makine parametrelerinin, ilerleme hızına olan etkisi araştırılmıştır. Ayrıca, ilerleme hızı ile kayaçların mekanik (tek eksenli basınç dayanımı, dolaylı çekme dayanımı ve deformabilite) özellikleri ve DRI değeri arasındaki ilişkiler incelenmiştir.

Tablo 1 Çalışma kapsamında kullanılan kayaç türü ve adları

KAYAÇ ADI	ALINDIĞI YER	KAYAÇ TÜRÜ	KAYAÇ KODU
Kireçtaşı	Zonguldak, Site	Sedimanter	S-1
Kumtaşı – 2	Zonguldak Üzülmüş Müessesesi	Sedimanter	S-2
Mermer	Karabük, Eflani	Sedimanter	S-3
Kumtaşı – 3	Zonguldak, Bağlık	Sedimanter	S-4
Andezit	Ankara, Parke Taşı	Magmatik	M-1



Şekil 1. Delinebilirliği etkileyen faktörler (Thuro ve Spaun 1996'dan değiştirilerek)

## 2. DENEY DÜZENEGİ

Rötari delik delme yöntemi; madencilik, inşaat, petrol ve doğal gaz çalışmalarında en çok kullanılan delme yöntemidir (Bilgin ve Kahraman 2003, Franca 2011). Delme işleminin gerçekleşmesi için uygulanan baskı ve tork'un kayaç dayanımını yenebilecek seviyede olması gerekmektedir. Rötari delik delme işlemi bir ya da birkaç kesme işlemini içeren üç boyutlu bir kesme/parçalama operasyonudur. Bu kapsamda farklı araştırmacılar rötari delik delme işlemini; delik oluşturma (Miller ve Ball 1990, Rowles 1975), kesme ve parçalama (Paone ve Bruce 1963), kazıma, girinti oluşturma ve kesme (Chugh 1992) şeklinde tanımlanmaktadır (Bhatnagar vd. 2011).

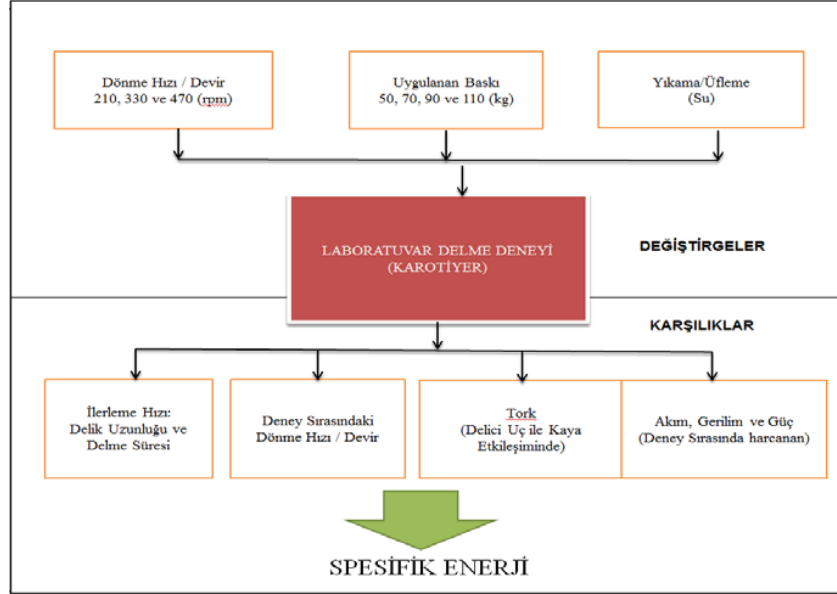
Konu üzerinde yapılmış çalışmalar dikkate alınarak potatif karotiyerden dönüştürülen rötari delici kayaçlar üzerinde 54 mm çapta karot alacak şekilde tasarımı yapılmış olup, karot alma esnasında dönme hızı, tork ve ilerleme mesafesi verileri ile elektrik motorunun delme esnasında tükettiği gücü belirlemek için akım ve voltaj verileri bilgisayara aktararak toplanmaktadır. Uca uygulanan baskı kullanıcı tarafından makine üzerine koyulan statik ağırlıklarla değiştirilirken; ucun dönme hızı ise rötari delicide kullanılan şanzımanla sağlanmaktadır. Bu çalışmada kullanılan rötari delicide dönme hızı ile baskı kuvveti değiştirilebilir makine parametreleri olarak

tasarımlandırılmış olup deney düzeneği Şekil 2 ve 3'te gösterilmiştir.

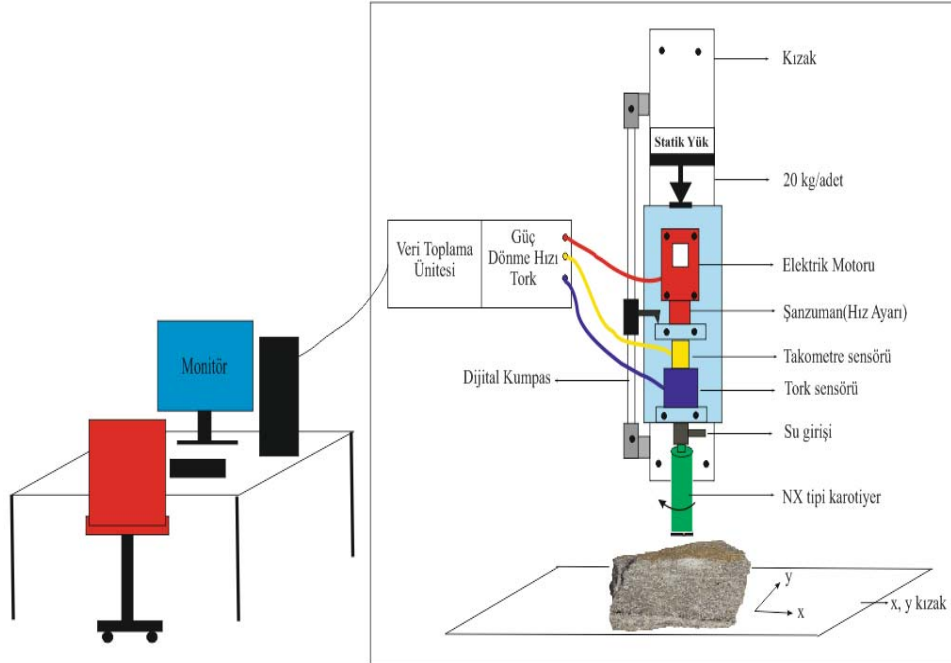
Bilgisayarda toplanmış ham veriler analiz edilerek ortalama değerler hesaplanmakta makinanın boşa çalışması sırasında elde edilen değerler kayacın delinmesi sırasında alınan değerlerden çıkarılarak delme işlemi esnasında elde edilen net değerler bulunmaktadır.

İlerleme hızı (PR) ise, delme mesafesinin delme süresine oranlanması ile hesaplanmaktadır (Tablo 1).

$$PR = \frac{\text{delik} \cdot \text{uzunluğu}(m)}{\text{delme} \cdot \text{süresi}(s)} \quad (1)$$



Şekil 2. Araştırmada kullanılan parametrelerin detaylı gösterimi



Şekil 3. Laboratuvar ölçekli rötari delici deney seti.



Deliciler ile ilgili ilk ciddi çalışma Teale (1965) tarafından SDE belirlenmesi ve test edilmesi üzerine yapılmıştır. Bu çalışmada SDE, kayaçtan bir parça koparmak için harcanan enerji olarak tanımlanmış ve hesaplanması amacıyla Eşitlik 2’de verilen bağıntı ortaya konmuştur.

$$SDE = \frac{F}{A} + \frac{2\pi}{A} * \frac{NT}{PR} \quad (2)$$

Burada; F darbe, A delik yüzey alanı, N dönme hızı, T tork ve PR ilerleme hızıdır. Teale (1965) ilerleme hızı, dönme hızı ve delme çapının bilinmesi durumunda yukarıdaki eşitlik ile spesifik enerjinin doğru bir şekilde belirlenebileceğini ortaya koymuştur.

### 3. LABORATUVAR ÇALIŞMALARI

Bu çalışmada, Zonguldak havzasında sıkça karşılaşılan dört farklı tür sedimanter kayaç kullanılmıştır. Bu kayaçlar yeteri sayıda kireçtaşı, iki adet kumtaşı ve mermer örneklerin oluşmaktadır. Bu kayaçlar üzerinde laboratuvarda rötari delici ile yapılan çalışmadan elde edilen sonuçlar Tablo 2’de özetlenmiştir. Yapılan çalışmada değiştirilebilir makine parametrelerinden baskı yükü için 50, 70, 90 ve 110 kg’lık farklı ağırlıklar kullanılırken, ucun dönme hızı içinde 210, 330 ve 470 dev/dk şanzıman ayarları kullanılmıştır. Tablodan görüleceği üzere delme işleminden beklenildiği üzere uç üzerine uygulanan baskı ve dönme hızı arttıkça ilerleme hızının arttığı gözlenmektedir.

Tablo 2. Farklı kayaçlarda PR ve SDE’nin makina parametrelerine göre ortalama değişimi.

	Baskı	PR (m/h)			SDE (Mj/m3)		
		210	330	470	210	330	470
S-1	50	0.214	0.376	0.489	44276	35807	42034
	70	0.290	0.406	0.564	41588	36449	44753
	90	0.331	0.515	0.675	44895	46714	46378
	110	0.344	0.603	0.790	56253	46005	40153
S-2	50	0.367	0.522	0.750	14761	12101	16475
	70	0.783	0.797	1.170	9126	12152	11523
	90	0.980	1.151	1.469	8809	10594	11345
	110	1.372	1.538	1.538	9376	11604	12268
S-3	50	0.362	0.524	0.409	18819	20939	26989
	70	0.599	0.847	0.942	15076	17273	20457
	90	0.732	1.016	1.118	15436	17300	21960
	110	0.786	1.001	0.896	17943	20261	29241
S-4	50	1.421	2.119	2.759	11060	10958	7132
	70	1.597	2.765	4.016	11292	9382	5517
	90	1.903	2.432	3.349	10979	11099	8030
	110	1.405	2.726	3.138	17106	11413	10326
M-1	50	0.302	0.647	0.802	15097	19260	15952
	70	0.654	0.917	1.354	10747	12735	11375
	90	0.849	1.165	1.693	9292	12240	11049
	110	0.981	1.477	1.784	9445	11365	11576

#### 3.1 Delme Oranı İndeksi (DRI)

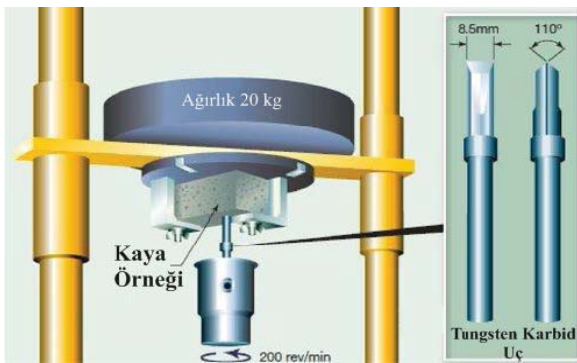
DRI, kayaç delinebilirlik derecesinin bir ölçüsü olarak, kayaç delinebilirliğini belirlemede kullanılan kabul görmüş bir

deney yöntemidir. Bu deney, Norveç Teknoloji Enstitüsü ve SINTEF tarafından 1960'lı yıllardan itibaren kayaç delinebilirliği üzerinde yapılan çalışmaların derlenmesi sonucu geliştirilmiştir. 1988 yılından itibaren özellikle İskandinav ülkelerinde kayaç delinebilirliğinin belirlenmesi konusunda standart bir deney haline gelmiştir (Yaralı ve Soyer 2007).

DRI'nin belirlenmesi amacıyla kayaç numuneleri üzerinde kırılgenlik (Şekil 4) ve Sievers minyatür deneyleri (Şekil 5) yapılmıştır. Deneyler, Dahl (2003)'ün önerdiği deney yöntemine göre yapılmıştır. Bu iki deneyden elde edilen sonuçlara bağlı olarak Şekil 5'te gösterilen abaktan incelenen kayaçlara ait DRI değerleri belirlenmiştir ve Tablo 3'de gösterilmiştir.



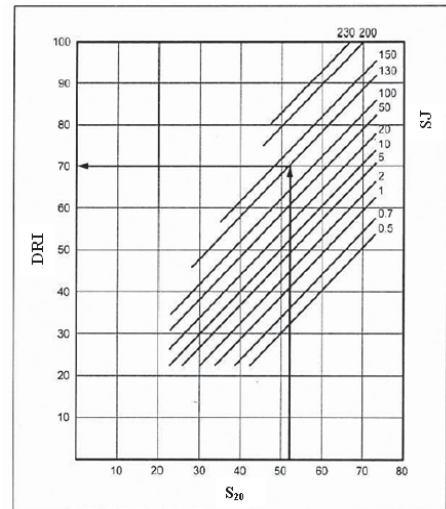
Şekil 4. Kırılgenlik deney düzeneği (Dahl 2003).



Şekil 5. Sievers minyatür delme deney düzeneği (Dahl 2003).

Tablo 3 göre deneyde kullanılan kayaçların DRI değerleri 63-86 arasında değişmekte olup örneklerden biri orta, üçü

yüksek bir diğeri ise oldukça yüksek sınıfta delinebilirliğe sahiptir.



Şekil 6. DRI abağı (Dahl 2003).

Tablo 3 Kayaçların delme oranı indeks deney sonuçları değerleri ile sınıflaması.

ÖRNEK ADI	SJ	S20	DRI	SINIFI
S-1	68.9 ±0.49	53±4	63	Yüksek
S-2	27±3	64 ±1.69	69	Yüksek
S-3	66.5 ±0.44	44 ±1.36	64	Yüksek
S-4	95.8 ±0.37	76 ±1.9	86	Oldukça Yüksek
M-1	106.4±0.40	44 ±3.72	56	Orta

### 3.2 Kayaç Mekanik Özellikleri

Kayaç mekanik özellikleri, delme deneyi esnasında alınan karot örneklerinin tek eksenli basınç ve Brazilian çekme dayanımı deneylerinden belirlenmiştir.

Tek eksenli basınç dayanımı deneyinde, silindirik bir şekle sahip 54 mm çapta karot örnekleri kullanılmıştır. Deneysel çalışmalarda ISRM (1979) tarafından önerilen yöntem izlenmiştir. Önerilen standartta yükseklik/çap oranı (H/D) 2.5-3.0 olması istenirken, kaya bloklarının kalınlıkları yeterli olmadığı için H/D oranı 2.0 olacak şekilde örnekler hazırlanmıştır. Her kaya tipi için deney 5 kez tekrarlanmıştır. Deneyler, 200 ton kapasiteli

hidrolik preste ve ortalama 0.5 MPa/s yükleme hızında yapılmıştır. Deney sonuçlarından kaya malzemesinin tek eksenli basınç dayanımı Eşitlik 4'ten elde edilerek Tablo 4'te verilmiştir.

$$\sigma_c = 4000 * F / \pi D^2 \quad (4)$$

Burada;

$\sigma_c$  : Tek eksenli basınç dayanımı, (MPa); F: Yenilme anında kaydedilen yük, (kN), D: Örnek çapı (mm)'dir.

Brazilian çekme dayanımı deneyi, disk şeklinde hazırlanmış kayaç örneklerinin çapsal yükleme altında çekme dayanımlarının dolaylı olarak tespiti için, ISRM (1978) tarafından önerilen bir dayanım deney yöntemidir. Yapılan deneylerde H/D oranı 0.5 olacak şekilde örnekler hazırlanmış, örneklerin alt ve üst yüzeyleri kabaca düzeltilmiştir. Her bir kaya örneği için 10'ar adet deney yapılmıştır. Örneklerin yenilmesi 20-35 saniye arasında gerçekleştirilmiştir. Brazilian çekme dayanımı değeri Eşitlik 5'den hesaplanarak Tablo 4'te verilmiştir. Tablo 4 göre örneklerin  $\sigma_c$ 'si 56 ile 123 MPa arasında değişirken  $\sigma_t$ 'si 3 ile 9 MPa arasında değişmektedir.

Tablo 4 Kayaçların mekanik özellikleri

Kayaç Adı	$\sigma_c$ (MPa)	$\sigma_t$ (MPa)	E (GPa)	$\nu$
S-1	95±12	8±2	6	0.124
S-2	104±15	8±0.9	4	0.254
S-3	123±11	9±0.7	10	0.229
S-4	56±16	3±0.8	9	0.271
M-1	74±17	9±0.3	5	0.195

$$\sigma_t = 0.636 F / D * t \quad (5)$$

Burada;

$\sigma_t$  : Brazilian çekme dayanımı, (MPa)

### 3.3 Deformabilite Deneyi

Çalışma kapsamında ISRM (1979) tarafından önerilen yöntem temel alınarak, silindirik şekilli sağlam kayaç karot örneklerinin tek eksenli yükleme koşulunda “gerilim-birim deformasyon” eğrilerinin çizilmesi ve Elastisite modülü (E) ile Poisson oranının ( $\nu$ ) tayini amacıyla yapılan bir deney yöntemidir (Şekil 7).

Eksenel birim deformasyon ( $\epsilon_l$ ) ve çapsal birim defosmasyon ( $\epsilon_d$ ), kullanılan cihazın türüne bağlı olarak, doğrudan birim defosmasyon göstergesinden veya deformasyon okumalarından hesaplanarak belirlenir. Eksenel birim deformasyon ( $\epsilon_l$ ) Eşitlik 6' dan hesaplanır.

$$\epsilon_l = \Delta \ell / \ell_0 \quad (6)$$

Burada,

$\Delta \ell$ : Örneğin eksen boyunca uzunluktaki değişim

$\ell_0$  : Deney öncesi örneğin orjinal eksenel boyu

Çapsal birim deformasyon ( $\epsilon_d$ ), örnek çapındaki değişim ölçülerek Eşitlik 7'den hesaplanır.

$$\epsilon_d = \Delta D / D \quad (7)$$

burada,

$\Delta D$ : Çaptaki değişim

$D_0$  : Örneğin deney öncesindeki çapı

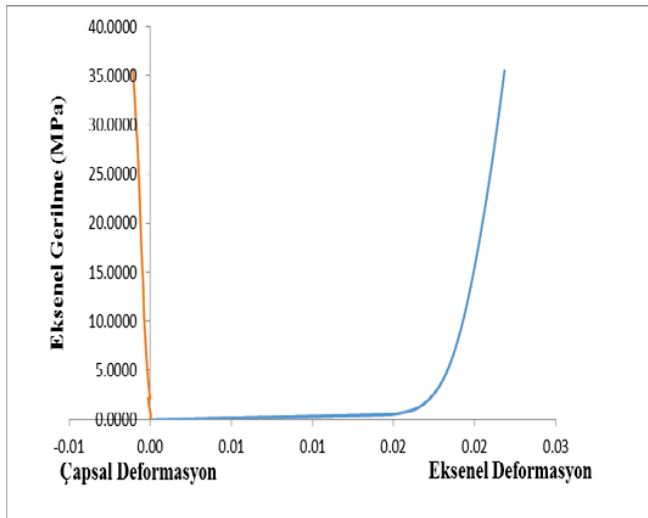
Yükleme işleminin farklı aşamalarında alınan okumalara göre Eşitlik 3 ve 4'e göre hesaplanmış değerler kullanılarak grafikleri çizilir (Şekil 8).

Çalışma kapsamında kullanılan kayaçlar için Elastisite ve Poisson oranı değerleri Tablo 4'te sunulmuştur.



Şekil 7. Deformabilite deney düzeneği.

Tablo 5'e göre örneklerin E 27 ile 4 GPa arasında değişirken  $\nu$  0.124 ile 0.271 arasında değişmektedir.



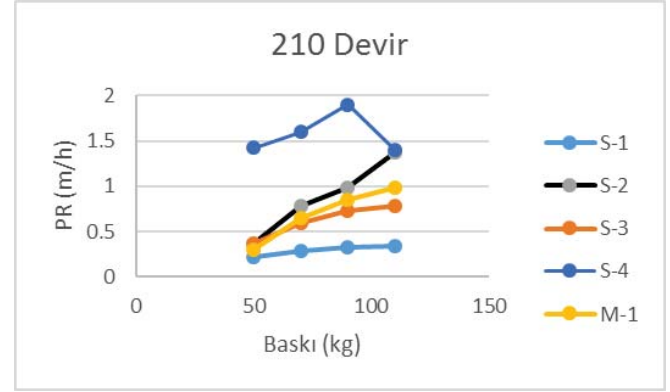
Şekil 8. Çapsal ve aksenal gerilim-birim deformasyon grafikleri.

## 4. TARTIŞMA VE SONUÇ

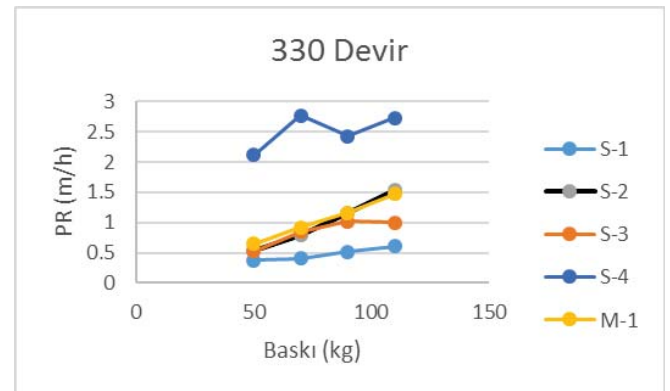
### 4.1 Kontrol Edilebilen Faktörler

Bu çalışma kapsamında delme deneyleri yapılmış ve mevcut koşullar altında ilerleme hızı (PR) değerleri belirlenmiştir. 3 farklı dönme hızı koşulunda gerçekleştirilen delme deneylerinde, dönme hızı ile ilerleme hızı

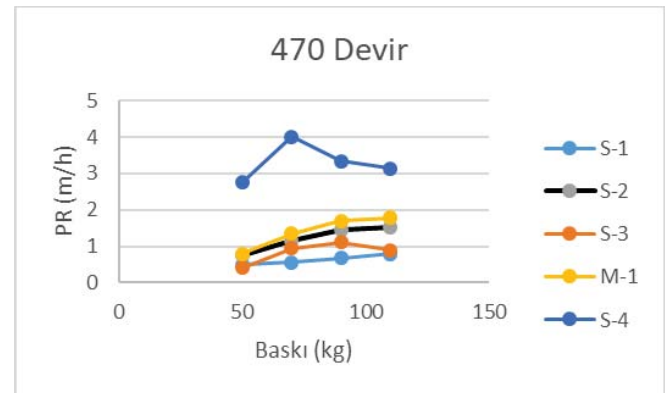
arasındaki ilişki Şekil 9,10 ve 11'de sunulmuştur. Deney aşamasında baskı yükü, delme deney setinin kayaç üzerine etki eden kendi ağırlığı olan 30 kg'lık bir yükün üzerine eklenen 20 kg/adet ağırlıklar ilave edilerek sağlanmıştır. Baskı yükü ile ilerleme hızı arasındaki değişim Şekil 12,13,14 ve 15'te gösterilmiştir.



Şekil 9. 210 devir koşulunda baskı ile ilerleme hızı arasındaki ilişki

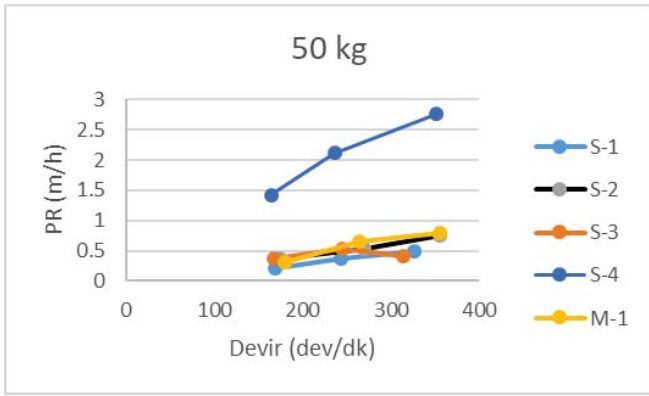


Şekil 10. 330 devir koşulunda baskı ile ilerleme hızı arasındaki ilişki



Şekil 11. 470 devir koşulunda baskı ile ilerleme hızı arasındaki ilişki





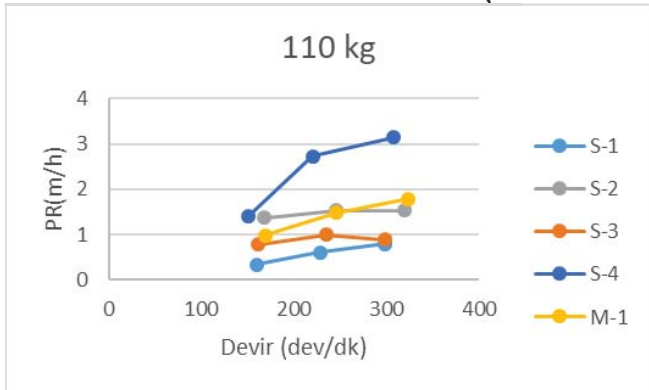
Şekil 12. 50 kg'lık baskı koşulunda dönme hızı ile ilerleme hızı arasındaki ilişki



Şekil 13. 70 kg'lık baskı koşulunda dönme hızı ile ilerleme hızı arasındaki ilişki



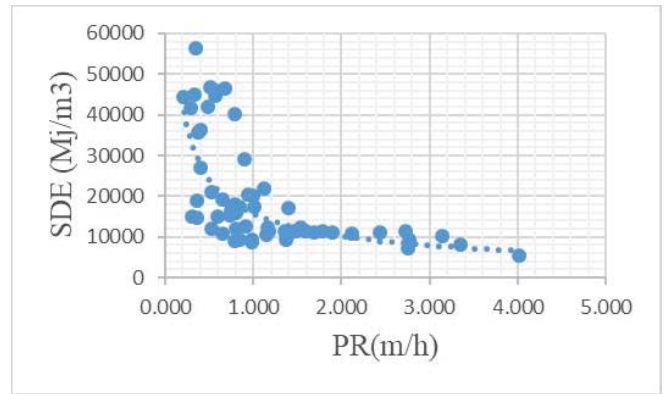
Şekil 14. 90 kg'lık baskı koşulunda dönme hızı ile ilerleme hızı arasındaki ilişki



Şekil 15 110 kg'lık baskı koşulunda dönme hızı ile ilerleme hızı arasındaki ilişki

Yapılan analizlerde dönme hızı ve baskı yükünün sabit olduğu durumlarda PR değerinin yükselmesi kayacın delinebilirliğinin yüksek olduğunun göstergesidir. Şekil 9 – 15 ayrı ayrı incelendiğinde en yüksek PR değerleri S-4 ve S-2 kayaç türlerinde gözlemlenmiştir. Bu durum, DRI sırasında elde edilen değerler ile de uyumluluk göstermektedir.

Tüm kayaç koşulları için ilerleme hızının SDE üzerindeki etkisi Şekil 16'da gösterilmiştir. Şekle göre ilerleme hızı arttıkça SDE düşmekte olup belirli bir değerden sonra nerdeyse sabit kalmaktadır. Şekile göre SDE eğrisinin düzleştiği noktadaki ilerleme hızı (1m/h) mevcut delme şartlarında optimum çalışma şartlarını belirleyecektir.

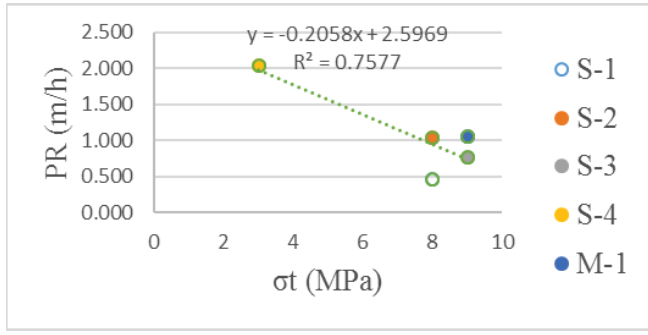


Şekil 16. İlerleme hızı ile spesifik delme enerjisi arasındaki ilişki

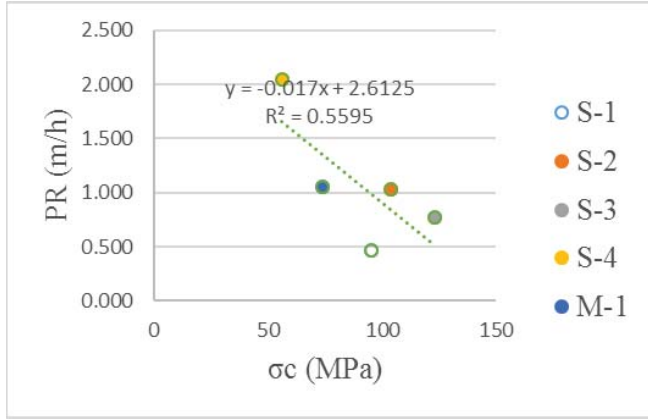
#### 4.2 Kontrol Edilemeyen Faktörler

İlerleme hızı ile kayaç türlerinin mekanik özellikleri ve DRI değerleri ile arasındaki ilişki sırasıyla Şekil 17, 18 ve 19'da sunulmuştur. Çalışma kapsamında yapılan analizlerde, mevcut 5 kayaç türü için en anlamlı sonucu kayaçların dolaylı çekme dayanımı ve DRI değerleri vermiştir.

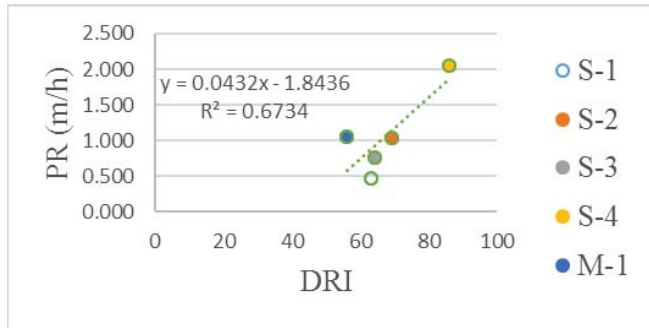




Şekil 17. Kayaçların dolaylı çekme dayanımları ile ilerleme hızı arasındaki ilişki.



Şekil 18. Kayaçların tek eksenli basınç dayanımları ile ilerleme hızı arasındaki ilişki.



Şekil 19. Kayaçların DRI ile ilerleme hızı arasındaki ilişki.

## 5. SONUÇLAR

Mekanik kazı makinelerinin seçilmesinden önce, kazı performansının önceden doğru bir şekilde tahmin edilmesi oldukça önemli olmakta ve bunun olması için de ilerleme hızı ile kayaç özellikleri ve makine parametreleri arasındaki ilişkinin iyice incelenmiş olması gerekmektedir. Bu çalışmada modifiye edilmiş rötari deliciden elde edilen bulgular aşağıdaki gibidir:

- Dönme hızı ve delici uç üzerindeki baskı arttırıldıkça daha yüksek ilerleme hızı değerleri elde edilebilmektedir.
- İlerleme hızı değerleri, baskı yükü ile artmakta ancak bu durum kayaç özellikleri ve dönme hızına bağlı olarak değişim gösterebilmektedir.
- Dönme hızı değeri arttırıldıkça, kayaç içerisinde yapılan ilerleme hızı da artmaktadır.
- Deyney kapsamında kullanılan kayaç grubu için optimum SDE'nin 1m/h ilerleme hızı sonrasında gözlemlendiği, bu performansı sağlamak içinde makina baskı yükünün 70 ile 90 kg ve dönme hızının 470 dev/dak ayarında olması gerektiği ortaya çıkmıştır
- Kayaç özellikleri ayrı ayrı incelendiğinde ise, beklenildiği üzere  $\sigma_c$ 'nin aksine, DRI ve  $\sigma_t$  ile PR arasında daha anlamlı bir ilişki elde edilmiştir.

Sonuç olarak kurulan deney düzeneği labaratuvar şartlarında kazı performansını belirleyen makine parametreleri konusunda önemli bilgiler ortaya çıkarmaktadır. Labaratuvarda kullanılan makine ile arazi şartlarında çalışan kazıcı makineler arasında korelasyon sağlanması durumunda makine seçiminde önemli katkılar sağlayacaktır.

## 6. TEŞEKKÜR

Yazarlar, bu çalışmayı destekleyen Bülent Ecevit Üniversitesi Rektörlüğü ve Bilimsel Araştırma Projeleri Koordinatörlüğüne (BAP, Proje No:201598150330-01 sonsuz teşekkürlerini sunar.

## 7. KAYNAKLAR

- Adebayo, B, Opafunso, Z O, Akvee, J M, 2010. Drillability ve strength characteristics of selected rock in Nigeria, *AU J. T.*, 14(1):56-60.
- Altındağ, R, 2004. Evaluation of drill cuttings in prediction of penetration rate by using coarseness

- index ve mean particle size in percussive drilling. *Geotechnical ve Geological Engineering*, 22:417-425.
- Bhatnagar, A, Khveelwal, M, Rao, K, 2011. Laboratory investigations for the role of flushing media in diamond drilling of marble, *Rock Mech. ve Rock Eng.*, 44:349 -356.
- Bilgin, N, Eskikaya, S, Dincer, T, 1993. The performance analysis of large diameter blast hole rotary drills in Turkish coal enterprises, In: T. Almgren, T. Kumar ve T. Vagenas (eds.), The 2nd Int. Symp. on Mine Mech. ve Automation, Lulea, 129–135.
- Bilgin, N, Kahraman, S, 2003. Drillability prediction in rotary blast hole drilling. *International Mining Congress Exhibition of Turkey*, IMCET 2003, 2003, ISBN 975-395-605-3
- Chugh, C, 1992. High technology in drilling ve exploration. Oxford ve IBH, India
- Dahl, F, 2003. *DRI Stewards*, NTNU, Angleggsdrift, Trondheim. 21 p.
- El-Biblawi, M M, Sayed, M A, Mohamed, M T, El Rawy, W R, 2007. Some drilling parameters as a tool to predict different categories of rock, *J. of Eng. Sci.*, Assiut University, 35 (4):995-1008.
- Franca, L, 2011. A bit – rock interaction model for rotary – percussive drilling. *Int. J. of Rock Mech. ve Mining Sci.* 48:827-835.
- Hoseini, S, Aghababaei, H, Pourrahimian, Y, 2008. Development of a new classification system for assessing of rock mass drillability index (RD<sub>i</sub>), *Int. J. of Rock Mech. ve Mining Sci.* 45:1-10.
- Howarth, D F, Rowland, J C, 1987. Quantitative assessment of rock texture ve correlation with drillability ve strength properties. *Rock Mech. Rock Eng.* 20: 57–85.
- Huang, S, Wang, W 1997. The mechanics of diamond core drilling of rocks. *Int. J. of Rock Mech. ve Mining Sci.* 34:3-4.
- ISRM, 1978 Suggested method for determining tensile strength of rock materials, *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr.* , Vol. 15, 99-103
- ISRM, 1979. Suggested method for determining the uniaxial compressive strength ve deformability of rock, *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr.* , Vol. 16, 135.
- Kahraman, S, Balcı, C, Yazıcı, S, Bilgin, N, 2000. Prediction of the penetration rate of rotary blast hole drills using a new drillability index. *Int. Journal of Rock Mechanics ve Mining Sciences*, 37 : 729-743.
- Kramadibrata, S, Made, A R, Juvea, J, Simangunsong, G M, Priagung, N, 2001. The use of dimensional analysis to analyse the relationship between penetration rate of Jack Hammer ve rock properties ve operational characteristics. Proc. Indonesian Mining Conference ve Exhibition, Jakarta, Indonesia
- Miller, D, Ball, A, 1990. Rock drilling with impregnated diamond micro bits—an experimental study. *Int J Rock Mech Min Sci* 27:363–371
- Paone, J, Bruce, W, 1963. Drillability studies—diamond drilling. RIUSBM 6324, US Bureau of Mines
- Rabia, H, , Brook, W, 1980. An empirical equation for drill performance prediction, In: Proceedings of the 21st US Symposium on Rock Mechanics, Rolla, MO: University of Missouri, 103–111.
- Rowlves , D, 1975. Rock fracture by diamond drilling. *Ph.D. Thesis*, University of Melbourne, Australia
- Shaabani, E, Rezaeian, M, Moein, M J A, Maarefvve, P, 2016. Experimental investigation into rate of penetration in carbonated rocks. *Int. J. Oil. Gasve Coal Technology*, 11 (4) : 1 – 11.
- Su, O, 2016. Performance evaluation of button bits in coal measure rocks by using multiple regression analyses. *Rock Mech. Rock Eng.*,49:541-553
- Taheri, A, Qao, Q, Chvea, E, 2016. Drilling penetration rate estimation using rock drilliablity characterization index, *J. Inst. Eng. India Ser. D*, 97 (2):159-170
- Tandanand, S, Unger, H F, 1975. Drillability determination-a drillability index of percussive drills, *U.S. Bureau of Mines*, RI 8073.
- Tamrock, 1987. *Hvebook of Underground Drilling*, Tamrock Drills SF-33310 Tampere, Finlve, 327 p.
- Teale, R, 1965. The concept of specific energy in rock drilling. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, 2 : 57-71
- Thuro, K, Spaun, G, 1996. Introducing the ‘detruction work’ as a to new rock property of toughness refering to drillability in conventional drill ve blast tunnelling. ed. M. Barla, *Eurock’96 Prediction ve Performance in Rock Mechanics ve Rock Enginnering*, 2 : 707-13.
- Yaralı, O, Kahraman, S, 2011. The drillability assessment of rocks using the different brittleness values. *Tunneling ve Underground Space Tech.* 26: 406 – 414.
- Yaralı, O, Soyer, E, 2007. Tünel açma makinalarının performans analizinde kullanılan delme oranı indeksinin (DRI) tahmini. 2. *Ulaşımında Yeraltı Kazıları Sempozyumu Bildiriler Kitabı*, ed. N. Bilgin vd., İTÜ Maden Mühendisliği Bölümü İstanbul, s. 169 - 180.



# Düşey Kayaç Kesme Seti ile Kollu Galeri Açma Makinesi Performans Tahmini: Bir Örnek Uygulama

## *Roadheader Performance Prediction with Using Vertical Rock Cutting Rig: A Case Study*

S. Yaşar, A.O. Yılmaz

*Karadeniz Teknik Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Trabzon*

**ÖZET** Kollu galeri açma makineleri madencilik ve tünelleme sektöründe sıklıkla kullanılan kazı makinelerindedir. Diğer kazı makineleri gibi, kazı yapılacak formasyona uygun olarak seçilmeleri gerekmektedir. İlave olarak, formasyona gerçekleştirecekleri kazı hızlarının proje safhasında belirlenmesi gerekmektedir. Bu amaç için geliştirilen çeşitli yöntemler bulunmaktadır. Bu yöntemlerden en temsili yöntem olarak kabul edilen kaya kesme deneyleridir. En kesin yöntemler olmalarına rağmen, az sayıda araştırma merkezinde bulunmaları sebebiyle kullanımı yaygınlaşmamaktadır. Bundan dolayı, halihazırda bulunan kaya kesme deneylerine alternatif olabilecek yeni düzeneklere ihtiyaç vardır.

Bu amaçla, hemen hemen tüm kaya mekaniği laboratuvarlarında bulunan hidrolik eğilme preslerine bir eklenti olarak geliştirilen taşınabilir ve seri üretime uygun bir deney düzeneği olan düşey kayaç kesme seti (DKKS) tanıtılmıştır. Çalışma kapsamında, çeşitli magmatik kayaç numuneleri üzerinde konik keskiner ile etkileşimli ve etkileşimsiz kaya kesme deneyleri gerçekleştirilmiştir ve DKKS ile tam boyutlu kesme deneylerinin gerçekleştirilebileceği gösterilmiştir. Ardından, bir yeraltı soğuk hava deposunda çalışan bir kollu galeri açma makinesinin kazı hızları DKKS’de yapılan kaya kesme deneyleri ile tahmin edilmeye çalışılmıştır. Sonuç olarak, bu sahada çalışan makinenin net kazı hızı DKKS ile gerçeğe yakın olarak tahmin edilmiştir.

**ABSTRACT** Roadheaders are frequently used in mining and tunnelling works. Similar with other excavation machines, roadheaders should be selected properly to the relevant rock formation. In addition to the selection, cutting rates of these machines should be estimated during project phase. Several methods were proposed so far for this respect. The best choice for performance prediction is the rock cutting tests. Despite to being the best choice, these cutting tests cannot be more widespread due to non-availability in many research centers. Therefore, alternative rock cutting testing arrangements should be proposed as an alternative to present testing rigs.

With this respect, vertical rock cutting rig (VRCR) which is mobile and ready for mass production was introduced as an attachment to hydraulic flexural bending machines which can be found in almost all rock mechanics laboratories. Within the scope of the study, several igneous rock samples were subjected to rock cutting test with conical picks in both relieved and unrelieved cutting mode. Finally, cutting rate of a roadheader working in an underground cold storage tunnel was predicted with cutting tests in VRCR. As a result, cutting rate of roadheader was predicted correctly with using VRCR.

## 1 GİRİŞ

Kollu galeri açma makineleri (KGAM), madencilik ve tünelcilik kazılarında sıklıkla başvurulan mekanize kazı ekipmanlarından birisidir. Mekanize kazı sistemleri patlatmalı kazı yöntemine göre çeşitli avantajlar (yüksek ilerleme hızı, güvenli çalışma ortamı ve minimum yer sarsıntısı vb.) sunmaktadır. Bu avantajlara ek olarak, KGAM'lerin tam cepheli tünel açma makinelerine (TAM) göre de çeşitli üstünlükleri bulunmaktadır. KGAM'lerin ilk yatırım maliyeti TAM'lere göre çok daha düşüktür. Ayrıca, KGAM'ler daha hızlı üretilebilmektedir. TAM'ler yalnızca dairesel kesitli açıklıkları kazabilirken, KGAM'ler her şekildeki açıklığı kazabilmektedir. Son olarak da KGAM'ler farklı projelerde kullanılmak üzere modifiye edilmeye daha uygundur (Kwietnewski vd., 2011).

Tüm üstünlüklerine karşın, KGAM'ler de diğer mekanize kazı sistemleri gibi kazılacak olan formasyona uygun olarak seçilmelidirler ve kazı performansları proje öncesi belirlenmelidir. Bir kazı makinesinin performansından bahsedilirken üç farklı bileşen dikkate alınmaktadır. Bunlar; net kazı hızı (NKH), keski tüketim hızı (KTH) ve makine kullanım oranıdır (MKO). Bu çalışmada performans bileşeni olarak yalnızca NKH ele alınmaktadır.

NKH'nın önceden kestirilmesinde kullanılan çeşitli yöntemler bulunmaktadır ancak sıklıkla başvurulan yöntemler, kaya kesme deneyleri ve görgül (ampirik) tahmin yöntemleridir. Görgül yöntemlerde çeşitli araştırmacılar, kazılan formasyona ait kayacın bazı mekanik ya da fiziksel özelliklerini, birtakım makine parametrelerini ve kaya kütlesi özelliklerini kullanarak, sahadaki kesme hızlarını tahmin etmeye çalışmışlardır. Bu amaç için görgül bağıntılar ve abaklar önermişlerdir (Bilgin, 1983; Aleman, 1983; Sandbak, 1985; Farmer ve Garrity, 1987; Schneider, 1988; Gehring, 1989; Natau vd., 1991; Matsui ve Shimada, 1993; Bilgin vd., 1996; Çopur vd., 1997; Thuro ve Plinninger, 1999; Restner ve Plinninger, 2015). Ancak, görgül yöntemlerin başarısı elde edilen

verinin kalitesine, veri sayısına ve dikkate alınan parametre sayısına bağlıdır. Bundan dolayı, kullanılırken bu hususlar dikkate alınmalıdır.

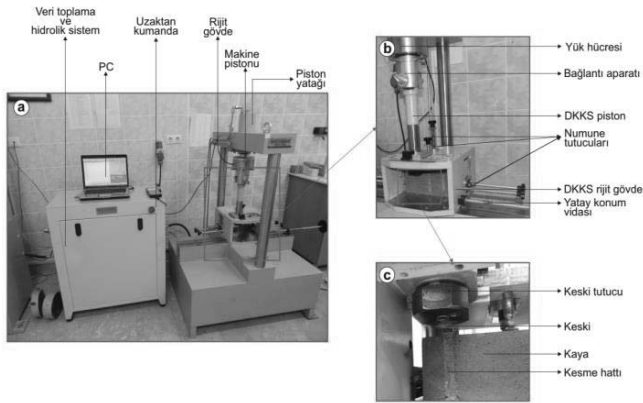
NKH tahmininde kullanılan en kesin yöntem olarak kaya kesme deneyleri gösterilmektedir (Bilgin vd., 2014). Ancak bu deney düzenekleri çok sınırlı sayıda araştırma merkezinde bulunmaktadır ve çok tecrübeli çalışanlara ihtiyaç duyulmaktadır (Balcı ve Bilgin, 2007). Bundan dolayı, araştırmacılar alternatif kesme düzeneklerine yönelmektedirler (Roxborough ve Philips, 1974; Detournay vd., 1997; Bilgin vd., 2010; Entacher vd., 2014; Kang vd., 2016; Yasar ve Yılmaz, 2017a). Düşey kayaç kesme seti (DKKS), her kaya mekaniği laboratuvarında bulunan hidrolik test makinelerine bir eklenti olarak Yasar (2017) tarafından geliştirilmiş, taşınabilir ve seri üretime uygun bir kaya kesme deney düzeneğidir. DKKS'de basit kama tipi, konik ve radyal kesimler kullanılarak kaya kesme deneyleri yapılabileceği gösterilmiştir (Yasar, 2017, Yasar ve Yılmaz, 2017a; 2017b; 2017c).

Bu çalışmada, öncelikle DKKS genel olarak tanıtılmış ve çeşitli kayaç numuneleri üzerinde konik kesimler ile gerçekleştirilen etkileşimli ve etkileşimsiz kaya kesme deneylerinin sonuçları gösterilmiştir. Konik kesimler ile yapılan etkileşimsiz kesme deneyleri 1 mm ile 9 mm arasında değişen kesme derinliklerinde gerçekleştirilmiştir. Etkileşimli kesme deneyleri ise 9 mm kesme derinliği sabit tutularak ve kesimler arası mesafe değiştirilerek gerçekleştirilmiştir. Kesme kuvveti ve spesifik enerji gibi bağımlı değişkenler ile bağımsız değişkenler arasındaki ilişkiler gösterilmiştir. DKKS ile yapılan kaya kesme deneylerinin saha uygulamalarına örnek teşkil etmesi amacı ile bir adet KGAM çalışma sahası ziyaret edilerek sahadan numuneler temin edilmiştir. Bu numuneler üzerinde kesme deneyleri gerçekleştirilerek çalışan KGAM'nin kazı hızı DKKS ile tahmin edilmeye çalışılmıştır. Sonuç olarak, bu sahada çalışan makinenin net kazı hızı DKKS ile gerçeğe yakın olarak tahmin edilmiştir.



## 2 DÜŞEY KAYAÇ KESME SETİ (DKKS)

Düşey kayaç kesme seti (DKKS), Yaşar (2017) tarafından geliştirilmiştir. Deney düzeneğinin detayları genel olarak çeşitli kaynaklardan takip edilebilir (Yaşar, 2017; Yaşar ve Yılmaz, 2017a; 2017b; 2017c). DKKS, taşınabilir, tamamen sökülebilir ve tekrar monte edilebilir olarak ve her kaya mekaniği laboratuvarında bulunan hidrolik test makinelerine bir eklenti olarak tasarlanmıştır. Tasarımı sayesinde hem basınç test makinelerinde hem de eğilme test makinelerinde kullanılabilir. Deney düzeneğinin bileşenleri genel olarak Şekil 1'de görülmektedir.

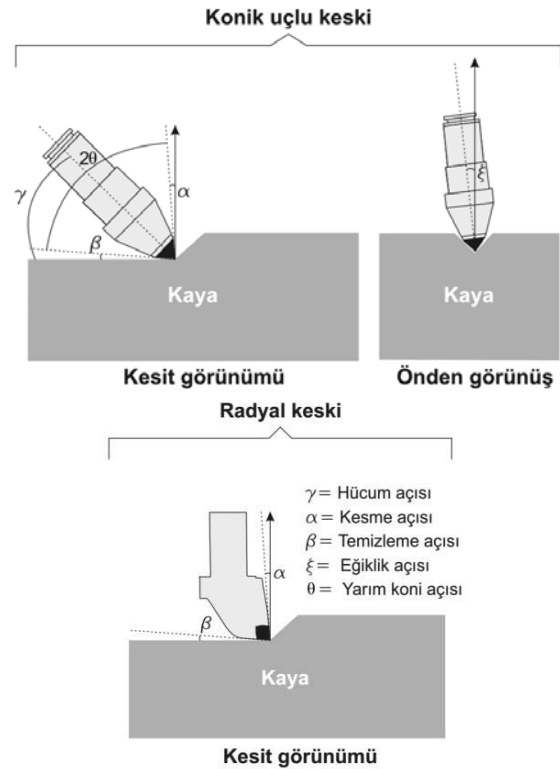


Şekil 1. (a) Hidrolik eğilme test makinesinin genel bileşenleri ve DKKS (b) DKKS'nin bileşenleri (c) DKKS ile kayaç kesme (Yaşar ve Yılmaz, 2017a).

DKKS, düşey yönde hareket eden bir pistonla sahiptir ve bu pistonun alt tarafına monte edilen keski tutucuya sabitlenen keski sayesinde test edilecek olan kaya numuneleri üzerinde kesme deneyleri gerçekleştirilmektedir. Keski kayaya batarak kazıya başladığında, keskiye hareket yönünde etkiyen kesme kuvveti hidrolik eğilme test makinesi üzerinde bulunan yük hücresi üzerinden bilgisayara gönderilmektedir. Ölçülen kesme kuvvetinin zamana bağlı değişim grafiği bilgisayardan elde edilebilmektedir. Elde edilen grafik sayesinde maksimum kesme kuvveti (FC'), ortalama kesme kuvveti (FC) ve FC'nin yardımı ile de spesifik enerji bulunabilmektedir.

DKKS'de değişen boyutlarda karot numuneleri, 10 cm x 20 cm x 23 cm boyutlarına kadar olan blok numuneler ve şekilsiz blok numuneler kesme deneylerine tabi tutulabilir. Şekilsiz numuneler üzerinde deneyler gerçekleştirilirken, sıkıştırma sorunları yaşanmaması için numune beton ya da alçı içine sabitlenerek sıkıştırma işlemine devam edilmektedir.

Kaya kesme deneylerinde çeşitli keski kullanılabilmektedir. Bu keski; basit kama tipi, konik ve radyal keski (Yaşar, 2017, Yaşar ve Yılmaz, 2017a; 2017b; 2017c). KGAM'lerde sıklıkla kullanılan keski olan konik ve radyal keskiye ait tasarım değişkenleri Şekil 2'de gösterilmiştir.



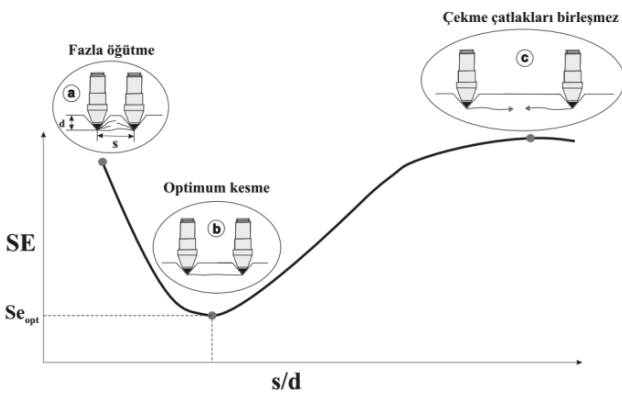
Şekil 2. Konik ve radyal keski tasarım değişkenleri

## 3 DKKS İLE KONİK KESME DENEYLERİ

KGAM'lerde en sıklıkla kullanılan keski olan konik keski ile çeşitli kaya numuneleri üzerinde kesme deneyleri gerçekleştirilmiştir. Kaya kesmede bağımlı değişkenler olan kesme kuvveti ve spesifik enerji ile bağımsız değişkenler olan kesme derinliği (d), keski

arası mesafe (s), s/d oranı gibi parametreler arasındaki ilişkiler incelenmiştir.

Kaya kesme deneyleri iki yöntemle gerçekleştirilmektedir; etkileşimsiz ve etkileşimli kesme yöntemi. Sahadaki kesme koşullarının laboratuvar ortamında temsil edilebilmesi için etkileşimli yöntemde kesme işlemi gerçekleştirilmiştir. Kaya kesmedeki kesme yöntemleri Şekil 3'te gösterilmiştir. Kaya kesmede üç durum bulunmaktadır (Şekil 3): (a) durumunda keski arası mesafe çok yakın olduğu için fazla öğütme gerçekleşmektedir ve gereksiz enerji sarfıyatı meydana gelmektedir ve verimsiz bir kazı gerçekleşmektedir. Diğer taraftan, (c) durumunda ise keski arası mesafe o kadar fazladır ki birbirini izleyen kesme hatları arasında oluşan yanal çekme çatlakları birbirine ulaşmaz ve aradaki parça kopmaz. Sonuç olarak her keski kendi bulunduğu oyuğu derinleştirir ve verimsiz bir kesme işlemi meydana gelir. Keski arası mesafenin bu kadar açılması ile etkileşimsiz kesme moduna geçiş olur. Son olarak (b) durumu makine için optimum kesme durumudur. Keski arası mesafeye göre o kadar iyi konumlandırılır ki spesifik enerji en düşük seviyede seyrederek, (b) durumunda oluşan spesifik enerjiye optimum spesifik enerji ( $SE_{opt}$ ) denir.



Şekil 3. s/d ile spesifik enerjinin değişimi

Etkileşimli kaya kesme deneylerinden elde edilen optimum spesifik enerji değeri, KGAM'lerin performanslarının tahmininde kullanılmaktadır. Rostami vd. (1994) tarafından önerilen yöntem şu şekildedir:

$$NKH = k \frac{P}{SE_{opt}} \quad (1)$$

Burada;

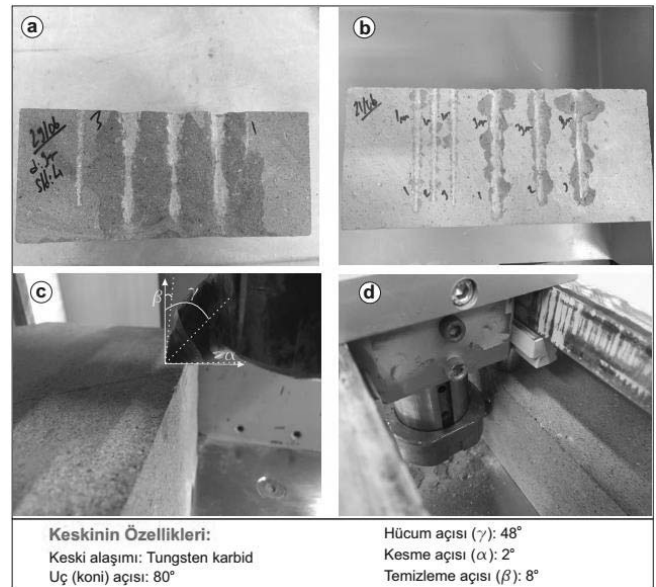
$SE_{opt}$  = Tam boyutlu kaya kesme deneyinden elde edilen spesifik enerji,  $kWs/m^3$ ,

P = Makinenin kesici kafa gücü, kW,

NKH = Net kazı hızı,  $m^3/s$ 'tir.

k = Enerji transfer oranıdır (0,45-0,90).

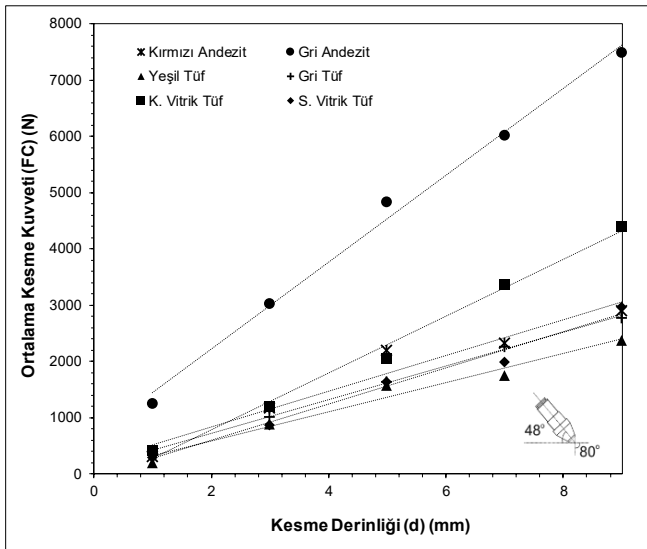
Kaya kesme deneylerinde altı farklı magmatik kayaç kullanılmıştır (kırmızı andezit, gri andezit, yeşil tuf, gri tuf, kahverengi vitrik tuf, sarı vitrik tuf). Bu kayaç numuneleri konik keski yardımı ile kesme deneyine tabi tutulmuştur. Deneyler 1 mm, 3 mm, 5 mm, 7 mm ve 9 mm kesme derinliklerinde gerçekleştirilmiştir, her deney en az üç kez tekrar edilmiştir. Etkileşimli kaya kesme deneyleri ise 9 mm kesme derinliği sabit tutularak değişen keski arası mesafelerde (18 mm, 27 mm, 36 mm, 45 mm ve 72 mm) tamamlanmıştır. Şekil 4'te kesme deneylerinde kullanılan keskinin özellikleri, etkileşimli ve etkileşimsiz kesme deneyleri görülmektedir. Gerçekleştirilen deneylerin sonuçları çeşitli kaynaklardan takip edilebilir (Yaşar, 2017; Yaşar ve Yılmaz, 2017b).



Şekil 4. (a) Konik keski ile etkileşimli kesme deneyleri (b) Konik keski ile etkileşimsiz kesme deneyleri (c) Konik keskinin özellikleri (d) Konik keski ile kaya kesme deneyi (Yaşar ve Yılmaz, 2017b).

Gerçekleştirilen etkileşimsiz kesme deneylerinin sonucunda bağımlı ve bağımsız değişkenler arasında birtakım ilişkilere ulaşılmıştır. Kaya kesilebilirliğinin en önemli göstergelerinden biri olan ortalama kesme kuvveti (FC) ile kesme derinliği arasındaki ilişkinin grafiği Şekil 5'te verilmiştir. Tüm kaya numuneleri için FC d'nin artması ile lineer olarak artmaktadır.

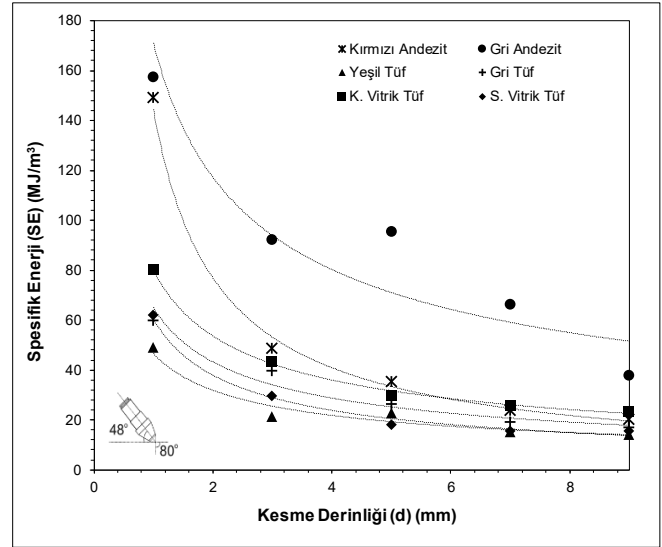
Geçmiş çalışmalar incelendiğinde, konik keskinlerde kesme kuvvetinin kesme derinliği ile lineer olarak arttığı gözlemlenmiştir (Hurt ve Laidlaw, 1979; Hurt, 1980; Roxborough vd., 1981; Inyang, 2002; Bilgin vd., 2006). Tek istisna olarak, Demou vd. (1983) kesme kuvveti ile kesme derinliği arasında üslü bir ilişki olduğunu göstermiştir ve kesme derinliğinin üssünün 1,3 civarı olduğunu belirtmiştir. Buna ek olarak, teorik çalışmalarda maksimum kesme kuvvetinin kesme derinliğinin karesi ( $d^2$ ) ile lineer olarak arttığı belirtilmektedir (Evans, 1984; Roxborough ve Liu, 1995; Göktaş, 1997; Göktaş ve Güneş, 2005). Şekil 5'te görülen sonuçlar geçmiş çalışmalar ile örtüşmektedir.



Şekil 5. Etkileşimsiz kesme deneylerinde FC ile d arasındaki ilişki (Yaşar ve Yılmaz, 2017b).

Spesifik enerji (SE) kesme verimliliğinin en önemli göstergesidir ve kesme derinliğinin artması ile birlikte spesifik enerji azalmaktadır. Kazı makinelerinin sahadaki uygulamalarında, kesme derinliğinin 10 mm civarında olması halinde verimli kesme

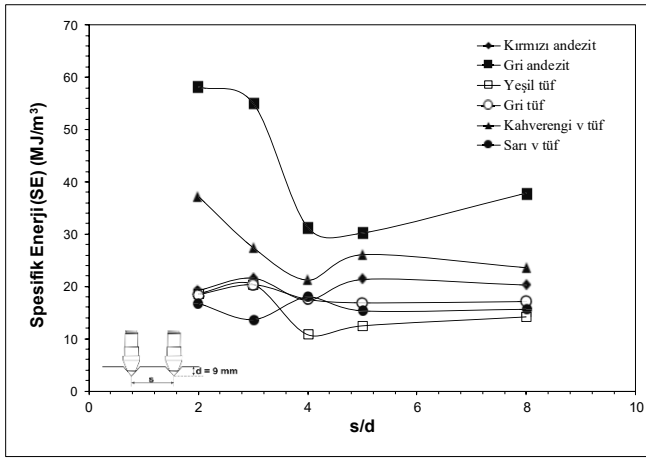
koşullarının olduğu iddia edilmektedir (Hurt ve MacAndrew, 1985). Bu çalışmada konik keskinlerle yapılan etkileşimsiz kesme deneylerinden elde edilen bu sonuçlarda da buna benzer bulgular elde edilmiştir. Spesifik enerjinin 9 mm kesme derinliğine yaklaşırken sabitlenerek optimum değerine ulaştığı görülmüştür (Şekil 6). Bu sonuçlar geçmiş çalışmalar ile uyum içindedir (Çopur vd., 2001, 2003; Bilgin vd., 2006; Tümaç vd., 2007).



Şekil 6. Etkileşimsiz kesme deneylerinde SE ile d arasındaki ilişki (Yaşar ve Yılmaz, 2017b).

Etkileşimli kesme deneyleri sahadaki kesme koşullarının laboratuvar ortamında gerçekleştirilebilmesi için önemli bir yere sahiptir. Buradan elde edilen optimum spesifik enerji ( $SE_{opt}$ ) değerleri Rostami vd. (1994) tarafından önerilen performans tahmini modelinde kullanılmaktadır. Şekil 7'de keskinler arası mesafenin kesme derinliğine oranı ( $s/d$ ) ile spesifik enerjinin değişimi gösterilmiştir. Optimum  $s/d$  oranının 3 ile 5 arasında değiştiği Şekil 7'den görülmekte olup bu değer de önceki çalışmalardaki bulgular ile örtüşmektedir (Evans, 1984; Bilgin vd., 2006).

Etkileşimli kaya kesme deneylerinden elde edilen  $SE_{opt}$  değeri sayesinde istenilen makine ile ilgili performans tahmini Eşitlik 1 yardımı ile yapılabilmektedir.



Şekil 7. Etkileşimli kesme deneylerinde SE ile s/d arasındaki ilişki (Yaşar ve Yılmaz, 2017b).

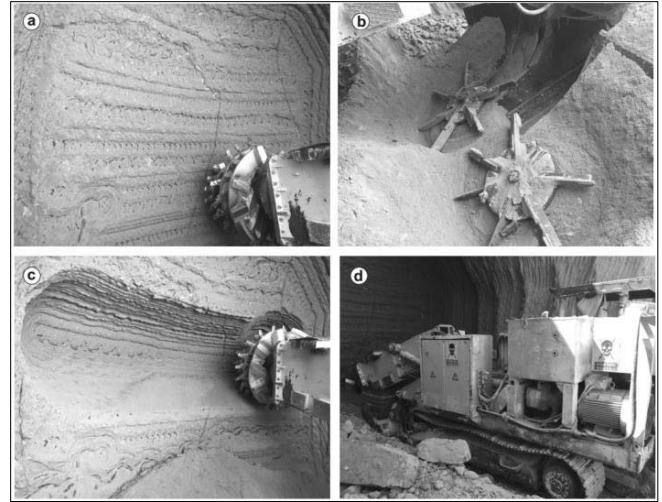
#### 4 SAHA ÇALIŞMASI

Laboratuvarda gerçekleştirilen kaya kesme deneylerinin saha uygulamalarında kullanılmasının gösterilebilmesi için bir adet KGAM çalışma sahası ziyaret edilmiştir. Ziyaret edilen sahadaki kazı aynasından kaya numunesi alınmıştır ve KGAM'nin NKH değerleri kaydedilmiştir.

Bu saha Nevşehir ili Ürgüp ilçesinde bulunmaktadır. İç Anadolu Bölgesi'nde özellikle Nevşehir civarında, bu tip depolar çok sıklıkla inşa edilmektedir. Bu depoların inşasında ise genellikle kollu galeri açma makinelerine (KGAM) ihtiyaç duyulmaktadır. Bu sahada yerel üretici tarafından imal edilen bir KGAM çalışmaktadır. Geçilen formasyon kristal tüftür ve kazı aynası toplamda iki adet süreksizlik içerdiği için masif olarak kabul edilmiştir.

Kullanılan KGAM aksiyel tip bir makinedir ve Şekil 8'de gösterilmiştir. Makinenin kesme gücü 110 kW, ağırlığı ise 42 ton'dur. KGAM 25 m<sup>2</sup>'lik bir açıklık kazmaktadır. Aynadan blok numuneler temin edilmiştir ve dikkatli bir şekilde korunarak nemini kaybetmesine izin vermeden laboratuvara getirilmiştir. Bu sahada da yalnızca net kazı hızı ölçülmüş diğer performans parametreleri ile ilgili herhangi bir veri toplanmamıştır. Bu depolarda genellikle tahkimat kullanılmamaktadır ve bundan dolayı makineler maksimum verimde kesme

yapmaktadırlar. Sahada ölçülen net kazı hızı (NKH) 74,07 m<sup>3</sup>/s'tir. Sahadaki KGAM'de keski olarak radyal keski kullanılmaktadır.



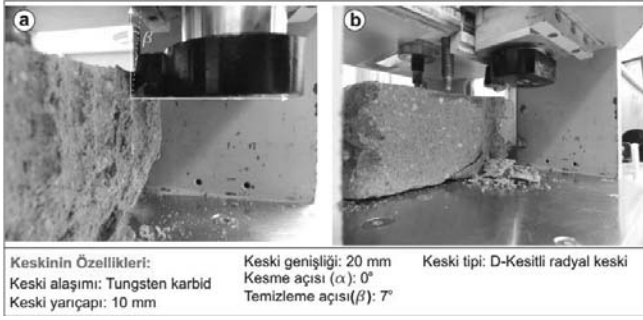
Şekil 8. (a) KGAM kesici kafa ve aynanın durumu (b) KGAM toplayıcı ünitesi (c) KGAM'nin kazı sırasındaki görüntüsü (d) KGAM'nin genel görünüşü (Yaşar, 2017).

Laboratuvara getirilen blok numuneler üzerinde DKKS'de kaya kesme deneyleri gerçekleştirilmiştir. Kaya kesme deneylerinde makine kesici kafası üzerinde bulunan keskiyle aynı geometriye sahip bir radyal keski kullanılmıştır. Şekil 9'da kesme deneylerinde kullanılan, kristal tüfe ait blok numune görülmektedir.



Şekil 9. Kaya kesme deneylerinde kullanılan kristal tuf numunesi

Sahadaki kesme işleminin laboratuvarda benzer şekilde gerçekleştirilebilmesi için yalnızca etkileşimli kaya kesme deneyleri gerçekleştirilmiştir. Kesme derinliği 10 mm olarak belirlenmiştir ve keski arası mesafe değiştirilerek optimum kesme durumu araştırılmıştır. Şekil 10'da deneylerde kullanılan radyal keski ve özellikleri görülmektedir.

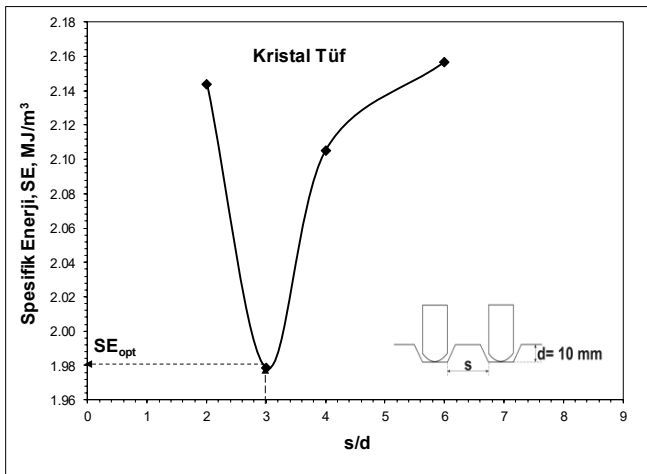


Şekil 10. (a) Kesme deneylerinde kullanılan radyal keski (b) Kristal tüf numunesinin kesilmesi

Kesme deneylerinin ardından spesifik enerjinin s/d oranı değişimi grafiği elde edilerek  $SE_{opt}$  değeri elde edilmiştir. Deneylerin sonucunda oluşan pasa miktarı (Q) ve spesifik enerji (SE) Tablo 1’de ve elde edilen grafik Şekil 11’de gösterilmiştir.

Tablo 1. Etkileşimli kaya kesme deneylerinden elde edilen sonuçlar

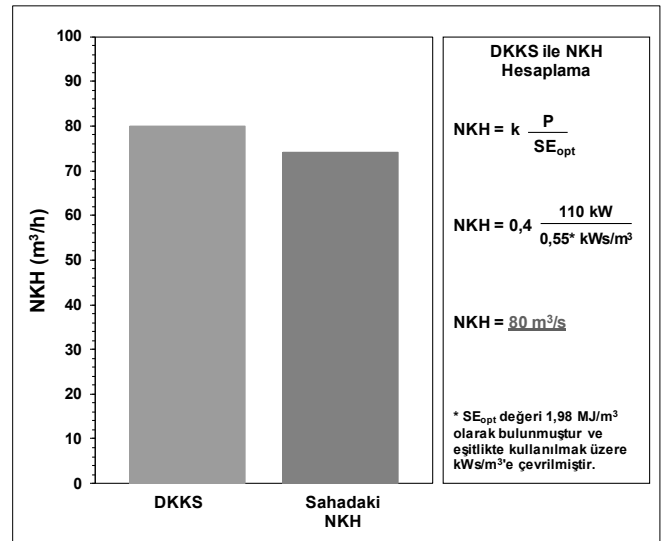
Numune	d (mm)	s/d	Q (m <sup>3</sup> /km)	SE (MJ/m <sup>3</sup> )
Kristal tüf	10	2	0,259	2,14
		3	0,254	1,98
		4	0,217	2,11
		6	0,288	2,16



Şekil 11. Radyal keski ile gerçekleştirilen etkileşimli kesme deneylerinden elde edilen SE-s/d grafiği

$SE_{opt}$  değeri eşitlikte kullanılmak üzere  $kW/m^3$ ’e çevrilmiştir. Makine kesme gücü  $kW$  olarak Eşitlik 1’de kullanılmıştır. Ayrıca

enerji transfer oranı (k) ise 0,4 olarak kabul edilmiştir. Her ne kadar k değerinin KGAM’ler için 0,45-0,55 arasında değiştiği belirtilse de Bilgin vd. (2005) aksiyel tip makineler için k değerinin 0,4 olarak kabul edilmesi gerektiğini belirtmiştir. Sahada çalışan makine aksiyel tip bir makine olduğu için k değeri 0,4 olarak kabul edilerek hesaplamalara devam edilmiştir. DKKS ile hesaplanan NKH değeri ile sahadaki NKH değerinin karşılaştırılması Şekil 12’de verilmiştir.



Şekil 12. Görgül olarak hesaplanan ve sahadaki ölçülen NKH değerleri

Şekil 12’den de görülebileceği gibi sahadaki gerçekleşen kazı hızları DKKS ile birlikte çok hassas olarak tahmin edilmiştir. Sahadan ölçülen değer  $74,07 m^3/s$  iken DKKS ile tahmin edilen değer  $80 m^3/s$ ’tir.

Kaya kesme deneyleri, kesilebilirlik ya da performans tahmininde kullanılan en önemli ve kesin yöntemlerdir. Ancak, çok az sayıda merkezde bulunmaktadır. Bundan dolayı, araştırmacılar çeşitli alternatif yöntemlere yönelmektedirler (tek eksenli basınç dayanımı deneyi gibi). Bu tip kaya mekaniği deneyleri statik kaya mekaniği prensiplerini takip etmektedir, ancak kaya kesme mekaniği dinamik kaya mekaniği kurallarına uymaktadır. Bundan dolayı, standart kaya mekaniği deneyleri, kaya kesme mekaniğini temsil edememektedir. DKKS sayesinde kaya kesme deneyleri daha kolay ve uygulanabilir olabilir. Bir kaya kesme deneyinde bulunması



gereken şartlar Uluslararası Kaya Mekaniği Derneği (ISRM) tarafından şu şekilde belirtilmiştir (Bamford, 1987):

- Sahada kazı yapan makinenin kestiği kayaç spektrumu deneyde kesilebilmelidir. Yani, KGAM 120 MPa'a kadar kayaçları kazdığı varsayılırsa bu amaç için imal edilen bir deneyde 120 MPa'a kadar dayanıma sahip olan kayaçlar deneye tabi tutulabilmelidir,
- Deney güvenilir olmalıdır,
- Deneyin yapılışı kolay, hızlı ve ucuz olmalıdır,
- Deney yöntemi farklı araştırmacılar tarafından tekrar üretilebilir olmalıdır.
- Deneyde küçük boyutlarda numuneler kullanılmalıdır.

DKKS, burada belirtilen tüm kriterleri sağlamaktadır.

## 5 SONUÇLAR

Taşınabilir ve seri üretime uygun olarak tasarlanan düşey kayaç kesme seti (DKKS), her kaya mekaniği laboratuvarında bulunan hidrolik eğilme ve basınç test makinelerinde kullanıma uygun olarak üretilmiştir. Gerçekleştirilen önceki çalışmalarda basit kama, konik, radyal vb. kesimler kullanılarak, DKKS'de kaya kesme deneylerinin gerçekleştirilebildiği gösterilmiştir. Bu çalışmada da konik kesimler ile yapılan çeşitli deneylerin sonuçları genel hatları ile gösterilmiştir ve konik ve radyal kesimler ile DKKS'de performans tahmini amacı ile tam boyutlu kesme deneyinin yapılabildiği gösterilmiştir. Yapılan saha çalışmasında, KGAM'nin net kazı hızı DKKS'de gerçekleştirilen kaya kesme deneylerinin yardımı ile tahmin edilmeye çalışılmıştır ve gerçeğe çok yakın sonuçlar elde edilmiştir. Sonuç olarak, DKKS sayesinde, neredeyse rutin bir kaya mekaniği deneyi olarak gerçekleştirilen kaya kesme deneyleri ile KGAM'lerde performans tahmininde görgül yöntemlere olan bağımlılık azalacaktır. Hiçbir kaya mekaniği deneyi (tek eksenli basınç dayanımı vs.) kayaç kesilebilirliğini temsil etmeye yeterli değildir. Bundan dolayı, kayaç kesilebilirliğinin kestirilmesinde dolaylı

yöntemler yerine kaya kesme deneylerinin kullanılması gerekmektedir. Bu vesile ile DKKS gibi bir tasarım ile dolaylı yöntemler yerine doğrudan kesme deneyleri gerçekleştirilebilir.

## KAYNAKLAR

- Aleman, V.P., 1983. Prediction Of Cutting Rates For Boom Type Roadheaders, *Tunnels and Tunneling*, 15, January, 23-25.
- Balci, C. ve Bilgin, N., 2007. Correlative Study of Linear Small and Full Scale Rock Cutting Tests to Select Mechanized Excavation Machines, *International Journal of Rock Mechanics and Mining Science*, 44, 468 - 476.
- Bamford, W.E., 1987. Workshop On Rock Cuttability And Drillability, *International Congress on Rock Mechanics*, G. Herget ve S. Vongpaisal, Ed., Montreal, Volume 3, 1508-1510.
- Bilgin, N., 1983. Prediction of Roadheader Performance From Penetration Rates of Percussive Drills: Some Applications to Turkish Coalfields. *Eurotunnel '83 Conference*, 22-24 June, Basle, Switzerland, 111-114.
- Bilgin, N., Yazici, S., Eskikaya, S., 1996. A Model to Predict The Performance of Roadheaders And Impact Hammers in Tunnel Drivages, *International Eurock '96 Symposium*, Torino, 715-720.
- Bilgin, N., Tümaç, D., Feridunoğlu, C., Karakaş, A.R., Akgül, M., 2005. The Performance of a Roadheader in High Strength Rock Formations in Kucuksu Tunnel. *31st ITA-AITES World Tunnel Congress*, Istanbul, Turkey, 815-820.
- Bilgin, N., Demircin, M.A., Çopur, H., Balci, C., Tunçdemir, H., Akçin, N., 2006. Dominant Rock Properties Affecting the Performance of Conical Picks and the Comparison of Some Experimental and Theoretical Results, *International Journal of Rock Mechanics and Mining Science*, 43, 1, 139-156.
- Bilgin N, Balci C, Tumac D, Feridunoglu C, Copur H (2010) Development of a portable rock cutting rig for rock cuttability determination. In: Zhao J, Labiouse V, Dudt JP, Mathier JF (Eds) *European rock mechanics symposium EUROCK 2010*, Lausanne, pp 405-408.
- Bilgin, N., Copur, H., Balci, C., 2014. *Mechanical Excavation in Mining and Civil Industries*, CRC Press, 366 s.
- Çopur, H., Rostami, J., Ozdemir, L., Bilgin, N., 1997. Studies on Performance Prediction of Roadheaders Based on Field Data in Mining and Tunneling Projects, *International 4th Mine Mechanization and Automation Symposium*, Brisbane, 4A1-4A7.

- Çopur, H., Tunçdemir, H., Bilgin, N. ve Dinçer, T., 2001. Specific Energy as a Criterion for Use of Rapid Excavation Systems in Turkish Mines, *Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy Section A*, 110, 149–157.
- Demou, S.G., Olson, R.C., Wingquist, C.F. 1983. Determination of bit forces encountered in hard rock cutting for application to continuous miner design. *Report of Investigations 8748*. US Bureau of Mines.
- Detournay, E., Drescher, A., Hultman, D.A., 1997. Portable Rock Strength Evaluation Device. *United States Patent 5670711*.
- Entacher, M., Lorenz, S., Galler, R. 2014. Tunnel Boring Machine Performance Prediction with Scaled Rock Cutting Tests. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Science*, 70, 450–459.
- Evans, I., 1984. A Theory of Cutting Forces for Point Attack Picks, *International Journal of Mining Engineering*, 2, 63-71.
- Farmer, I.W. ve Garrity, P., 1987. Prediction of Roadheader Cutting Performance from Fracture Toughness Considerations, *6th International Congress on Rock Mechanics*, Montreal, Canada, vol. 1, 621–624.
- Gehring, K.H., 1989. A Cutting Comparison, *Tunnels and Tunnelling*, 27–30.
- Gökten, R.M., 1997. A Suggested Improvement on Evans'cutting Theory for Conical Bits, *4th International Symposium on Mine Mechanisation and Automation*, H. Gürgenci ve M. Hood., Ed., Brisbane, Australia, 57–61.
- Gökten, R.M., ve Güneş, N., 2005. A Semi-Empirical Approach to Cutting Force Prediction for Point-Attack Picks, *The Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*, 105, April, 257–263.
- Hurt, K.G., ve Laidlaw, D.G., 1979. Laboratory Comparison of Three Rock- Cutting Tools, *Tunnels and Tunnelling*, 6, 11-13.
- Hurt, K.G., 1980. Rock Cutting Experiments with Point Attack Tools, *Colliery Guardian Coal International*, April, 47–50.
- Hurt, K.G., ve MacAndrew, K.M., 1985. Cutting Efficiency and Life of Rock Cutting Picks. *Mining Science and Technology*, 2, 139–151.
- Inyang, H. I., 2002. Developments in Drag Bit Cutting of Rocks for Energy Infrastructure. *International Journal of Surface Mining, Reclamation and Environment*, 16 (June), 248–260.
- Kang, H., Cho, J.W., Park, J.Y., Jang, J.S., Kim, J.H., Kim, K.W., Rostami, J., Lee, J.W., 2016. A New Linear Cutting Machine for Assessing the Rock-Cutting Performance of a Pick Cutter, *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 88, 129-136.
- Kwietnewski, D., Henn, R., Brierley, G., 2011. Versatility of Roadheaders in Tunnel Construction, *Tunneling & Underground Construction*, 5, 2, 17-21.
- Matsui, K., ve Shimada, H., 1993. Rock Impact Hardness Index for Predicting Cuttability of Roadheader. *Mine Mechanization and Automation*, G. Almgren, U. Kumar, N. Vagenas, Ed., Balkema, Rotterdam, 265-270.
- Natau, O., Mutschler, T.H., Lempp, C.H., 1991. Estimation of the Cutting Rate And Bit Wear Of Partial Full Face Tunnelling Machines, *7th International Rock Mechanics Congress. ISRM*, Aachen, 1591–1595.
- Restner, U., ve Plinninger, R.J., 2015. Rock mechanical aspects of roadheader excavation, *EUROCK 2015 & 64th Geomechanics Colloquium*, W. Schubert ve A. Kluckner, Ed., 249-254.
- Rostami, J., Özdemir, L., Neil, D., 1994. Performance Prediction: The Key Issue in Mechanical Hard Rock Mining, *Mining Engineering*, 1263-1267.
- Roxborough, F.F., ve Philips H.R., 1974. Experimental Studies on the Excavation of Rocks Using Picks, *Advances in Rock Mechanics, Third ISRM Congress*, Denver, 1407-1412.
- Roxborough, F.F., King, P., Pedroncelli, E.J., 1981. Tests on the Cutting Performance of a Continuous Miner, *Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*, January, 9–25.
- Roxborough, F.F., ve Liu, Z.C. 1995. Theoretical Considerations on Pick Shape in Rock and Coal Cutting. *6th Underground Operator's Conference*, 189–193.
- Sandbak, L.A., 1985. Roadheader Drift Excavation and Geomechanical Rock Classification At San Manuel, Arizona. *Rapid Excavation and Tunnelling Conference*, New York, vol. 2, 902–916.
- Schneider, H., 1988. Criteria for Selecting a Boom-Type Roadheader. *Mining Magazine*, September, 183-187.
- Thuro, K., ve Plinninger, R.J., 1999. Roadheader Excavation Performance - Geological and Geotechnical Influences, *9th ISRM Congress*, 1241–1244.
- Tumac, D., Bilgin, N., Feridunoglu, C., & Ergin, H. (2007). Estimation of rock cuttability from shore hardness and compressive strength properties. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 40, 477–490.
- Yaşar, S., (2017). Kayaç kesilebilirliğinin tayini için düşey kayaç kesme setinin geliştirilmesi, Doktora Tezi, Karadeniz Teknik Üniversitesi.
- Yaşar, S. ve Yılmaz, A.O., (2017a). A Novel Mobile Testing Equipment for Rock Cuttability Assessment: Vertical Rock Cutting Rig (VRCR), *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 50, 857-869.

- Yaşar, S. ve Yılmaz, A.O., (2017b). Vertical rock cutting rig (VRCR) suggested for performance prediction of roadheaders, *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, DOI: 10.1080/17480930.2017.1363482.
- Yaşar, S. ve Yılmaz, A.O., (2017c). Rock Cutting Tests with a Simple-Shaped Chisel Pick to Provide Some Useful Data, *Rock Mechanics and Rock Engineering*, DOI: 10.1007/s00603-017-1303-2.

# Su Jetiyle Kayaç Kesiminde Aşındırıcı Performansının Etkileri: Garnet ve Silisyum Karbür Karşılaştırması

## *The Effects of Abrasive Performance in Rock Cutting with Water Jet: Garnet and Silicon Carbide Comparison*

Serkan Kaya, Gökhan Aydın, İzzet Karakurt

*Karadeniz Teknik Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Trabzon, Türkiye*

**ÖZET** Bu çalışmada, Aşındırıcılı Su Jeti (ASJ) ile mermer kesmede aşındırıcı olarak silisyum karbür'ün (SiC) kullanılabilirliği araştırılmıştır. İlgili aşındırıcının kesme performansı, ASJ kesme uygulamalarında yaygın olarak kullanılan garnet ile karşılaştırılmıştır. Kesimler süresince, kesme parametreleri (kesme hızı, pompa basıncı, aşındırıcı besleme miktarı ve meme-örnek mesafesi) sabit tutulmuştur. Aşındırıcıların kesme performansları kesme derinliği, kesme genişliği, kerf açıları ve yüzey pürüzlülüğü temelinde değerlendirilmiştir. Sonuçlar, ASJ ile mermer kesiminde SiC'in garnete alternatif bir aşındırıcı olarak etkili bir şekilde kullanılabileceğini göstermiştir.

**ABSTRACT** In this study, the employability of Silicon Carbide (SiC) in the marble cutting with Abrasive Water Jet (AWJ) is investigated. The cutting performance of the abrasive is compared to the garnet which is widely used as an abrasive in the AWJ cutting applications. During the cuttings, the cutting parameters (traverse speed, abrasive mass flow rate, waterjet pressure and standoff distance) are kept constant. The cutting performances of the abrasives are evaluated based on the cut depth, kerf width, kerf angles and surface roughness. The results showed that the SiC can be effectively used as an alternative to the garnet in the AWJ cutting of marble.

## 1 GİRİŞ

Aşındırıcılı Su Jeti (ASJ) teknolojisi, geleneksel olmayan kesme ve yüzey işleme yöntemlerinden birisidir. Teknoloji; hassas şekilli kesim yapabilmesi, uzun makine ömrüne sahip olması, otomatik işlem kabiliyeti, karmaşık şekilli kesime olanak sağlaması, iyi çalışma koşulları sunması ve çevresel etkilerinin minimum düzeyde olması gibi avantajlara sahiptir. Sağladığı bu avantajlar, geleneksel doğal taş kesme ve işleme yöntemlerine nazaran ASJ'yi teknolojik ve çevresel açıdan ön plana çıkarmaktadır (Miranda ve Quintino 2005; Vundavilli vd. 2012).

ASJ ile kesim işleminde, dar bir memeden (nozül) geçen yüksek hızlı aşındırıcı partikül-su karışımı kesilecek materyalin yüzeyine çarptırılmakta ve materyalden

aşındırma yoluyla malzeme uzaklaştırılmaktadır. Suya aşındırıcı ilavesi; cam, metal ve kayaç gibi sert malzemelerin kesilebilmesine olanak sağlamaktadır (Karakurt 2011). ASJ ile kesme uygulamalarında uygun aşındırıcının seçimi, kesme performansını ve ekipmanın karlılığını önemli ölçüde etkileyebilmektedir. ASJ ile kesim işlemlerinde aşındırıcı olarak genellikle garnet kullanılmaktadır (%90) (Mort 1995). Bununla birlikte, bu amaçla değerlendirilebilecek bazı malzemeler bulunmaktadır. Bu çalışmada, ASJ ile mermer kesmede alternatif bir aşındırıcı olarak silisyum karbür'ün kullanılabilirliği araştırılmıştır.

## 2 DENEYSEL ÇALIŞMALAR

### 2.1 Materyal

Kesilecek malzeme olarak, uluslararası ismi Crema Eda (Sivrihisar Bej) olan mermer örnekler kullanılmıştır. Piyasada rağbet görmesi ve homojen bir yapıya sahip olmasından ötürü bu mermerin kullanılması planlanmıştır. Kayacın homojen yapısı (Şek. 1), aşındırıcıların kesme performanslarının aynı koşullar altında değerlendirilmesine olanak sağlamıştır. Çizelge 1’de, çalışmada kullanılan mermerin bazı özellikleri sunulmaktadır.

Çizelge 1. Mermerin bazı özellikleri.

Standart	Özellik	Değer
ASTM-C170	Tek Eks. Sık. Day. (MPa)	88,80
ASTM-C880	Eğilme Dayanımı (MPa)	8,85
ASTM-C97	Yoğunluk (g/cm <sup>3</sup> )	2,68
ASTM-C97	Su Emme (%)	0,19

Mermerin, Mohs sertliği yaklaşık 3’tür. Örnekler, 3 cm kalınlık, 10 cm genişlik ve 20 cm uzunlukta hazırlanmıştır (Şek. 1). Mermer, kimyasal içerik olarak %55,5 CaO, %41,75 kızdırma kaybı, %2,20 MgO, %0,24 SiO<sub>2</sub> ve %0,21 Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>’ten oluşmaktadır.

Aşındırıcıların kimyasal bileşimleri ise Çizelge 2’de gösterilmektedir. Garnet ve SiC’in yoğunlukları sırasıyla 4,03 ve 3,21 g/cm<sup>3</sup>, Mohs sertlikleri ise sırasıyla yaklaşık 7,5 ve 9’dur. Kesme performansı üzerinde tane boyu dağılımının etkisini minimize etmek için, SiC ve garnet, dar bir boyut aralığında (150-300 µm) temin edilmiştir.

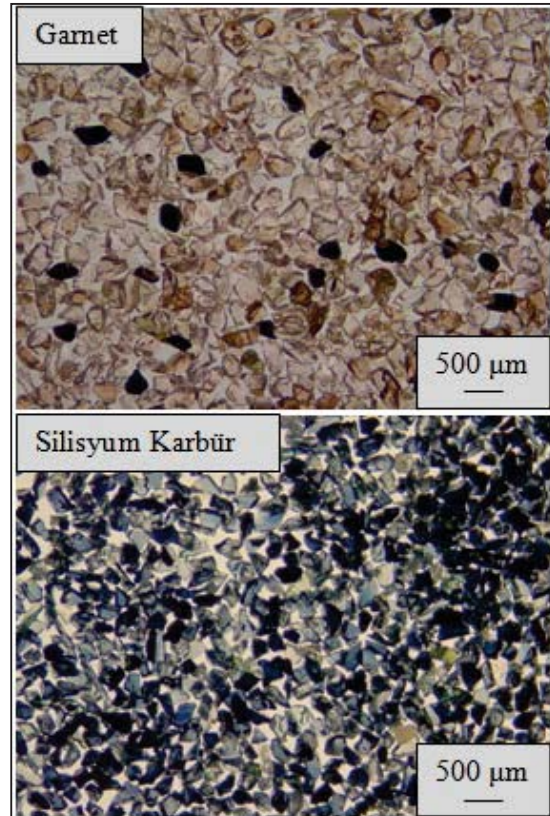
Şekil 2’de, SiC ve garnet tanelerinin mikroskop altında görünümü sunulmaktadır. Anlaşılacağı gibi, SiC tanecikleri garnetle benzer tanecik yapısındadır (kısmen keskin köşeli ve kısmen hafifçe yuvarlak). Ayrıca, SiC homojen tanelere sahipken, garnetin serbestleşmiş farklı fraksiyonlar içerdiği de görülmektedir.

Çizelge 2. Aşındırıcıların kimyasal bileşimi.

İçerik (%)	Garnet	SiC
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	23	-
SiO <sub>2</sub>	35	-
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	33	0,24
MgO	7	-
CaO	1	-
MnO	1	-
SiC	-	98
C (serbest)	-	0,5



Şekil 1. Bir mermer örneğinin yüzeyi.



Şekil 2. Aşındırıcıların mikroskop görünümü.



## 2.2 Deneysel Metot

Deneysel çalışmaların gerçekleştirildiği ASJ düzeneği Şekil 3'te gösterilmektedir. Kullanılan nozülün çapı 1,1 mm ve uzunluğu 75 mm'dir. Orifis çapı ise 0.33 mm'dir. Mermer örnekleri, her bir aşındırıcı için, sabit kesme koşullarında uzun eksenlerine paralel olarak eşit aralıklı kesimlere tabi tutulmuştur. Deneysel verilerin doğruluğunu arttırmak için her bir mermer örneği üç kez kesilmiştir.



Şekil 3. Çalışmada kullanılan ASJ.

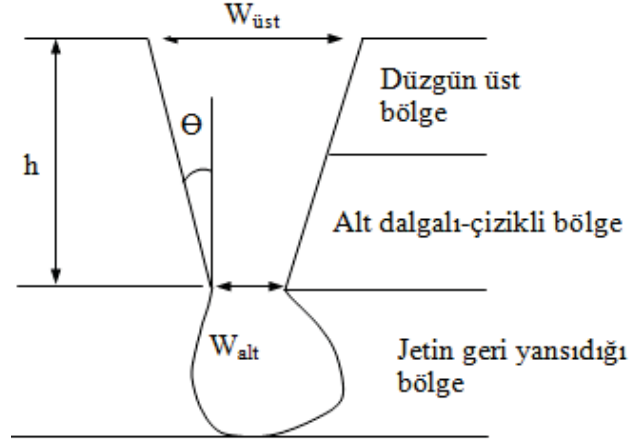
Kesme parametreleri sabit değerlerde tutulmuştur (Çiz. 3). Aşındırıcıların performans değerlendirilmesi için kesme derinliği, kesme genişliği, kerf açıları ve yüzey pürüzlülük değerleri referans alınmıştır.

Çizelge 3. Kesme parametreleri ve değerleri.

Kesme parametresi	Değer
Kesme hızı (mm/dak)	100
Aşınd. besleme mik. (g/dak)	350
Meme-örnek mesafesi (mm)	4
Pompa basıncı (MPa)	200
Aşındırıcı boyutu (µm)	150-300

İki aşındırıcıyla yapılan kesimlerden kesme derinliği ve kesme genişliği için toplam 27 [9 (her kesim çizgisinden) x 3 (tekrar)] ölçüm alınmıştır ve aritmetik ortalamaları nihai değerleri olarak kaydedilmiştir. Performans çıktısı olarak kerf açıları da diğer bir kriter olarak değerlendirilmiştir. Kerf açısı, genellikle kesme yarığının üst noktasıyla kesimin dip noktası arasındaki eğimi ifade eden bir niceliktir (Wang ve Guo, 2003). Bu geometrik özellik, ASJ işlemlerinin

doğasında var olan ama arzu edilmeyen bir durum olarak kayda geçmektedir (yüzeyden derine doğru daralan kesik). Çünkü kesim yüzeylerinin düzeltilmesi için ikincil işlemler gerekmektedir. Şekil 4'te, bir kerf profilinin şematik diyagramı gösterilmektedir.



Şekil 4. ASJ kesiminde oluşan kerf profilinin şematik gösterimi (Liu, 2004).

Her kesim için kerf açıları (giriş ve çıkış) Eşitlik 1 kullanılarak hesaplanmıştır. Giriş ve çıkış kerf açıları sırasıyla, ASJ ile kesimin başladığı ve bittiği yerlerden yapılan ölçümlerle hesaplanmıştır. Eşitlik 1'deki parametreler için her kesimden üçer ölçüm alınarak kerf açıları belirlenmiştir. Hesaplamaların aritmetik ortalamaları alınarak nihai giriş ve çıkış kerf açıları kaydedilmiştir.

$$\Theta = \tan^{-1} [(W_{üst} - W_{alt}) / 2h] \quad (1)$$

Burada;  $\Theta$ , kerf açısı (derece);  $W_{üst}$  ve  $W_{alt}$  sırasıyla üst ve alt kerf genişlikleri (mm) ve  $h$ , kerf derinliğidir (mm).

Çalışmada değerlendirilen diğer performans göstergesi ise yüzey pürüzlülüğüdür. Yüzey pürüzlülüğünü ifade etmek için çeşitli parametreler bulunmaktadır. Bunlardan en çok kullanılanları; Aritmetik Ortalama Pürüzlülük ( $R_a$ ), Kuadratik Ortalama Pürüzlülük ( $R_q$ ) ve Maksimum Pürüzlülük Derinliği'dir ( $R_z$ ). Mermer örneklerin kesim yüzeylerinden, pürüzlülük ölçümleri, Mitutoyo SurfTest SJ-301 iğne uçlu

profilometre (DIN EN ISO 4287) kullanılarak gerçekleştirilmiştir. ASJ kesimlerinde oluşan kesim yüzeyi yüzeyden derinliğe doğru sırasıyla kesme-aşınma bölgesi ve deformasyon aşınma bölgesi olarak ikiye ayrılır. Aşındırıcı partiküller kesim yüzeyine daha küçük açılarda çarptığı için, kesimin üst bölgelerinde daha üniform bir yüzey yapısı meydana gelir. Bu yüzey genellikle yüzey pürüzlülüğü ölçmede değerlendirilir. İki aşındırıcıyla yapılan kesimler için, kesim yüzeylerinde kesme-aşınma bölgesinden çizilen düz bir hat üzerinde pürüzlülük ölçümleri gerçekleştirilmiştir. Her üç kesik için toplam 27 ölçüm yapılmış ve aritmetik ortalamaları nihai pürüzlülük değerleri olarak kaydedilmiştir.

### 3 BULGULAR VE DEĞERLENDİRME

Garnet ve silisyum karbürün aşındırıcı olarak kullanıldığı, sabit kesme parametrelerinde gerçekleştirilen deneylerden elde edilen sonuçlar Çizelge 4'te ve Şekil 5'te özetlenmiştir.

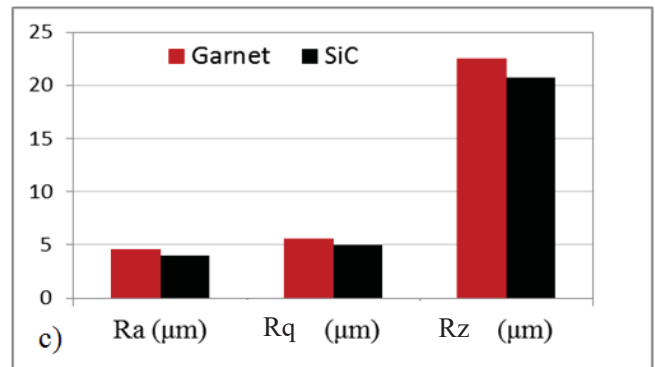
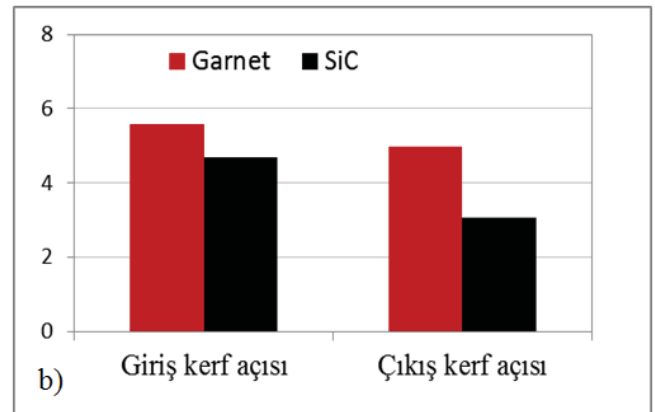
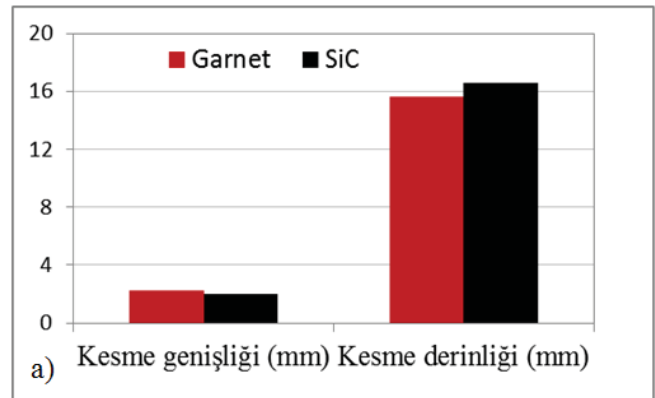
Çizelge 4. Deney sonuçları.

Parametre	Garnet	SiC
Kesme genişliği (mm)	2,21	2,01
Kesme derinliği (mm)	15,62	16,58
Yüzey Pürüz., Ra (µm)	4,59	4,03
Yüzey Pürüz., Rq (µm)	5,63	4,99
Yüzey Pürüz., Rz (µm)	22,52	20,74
Giriş kerf açısı (Derece)	5,58	4,68
Çıkış kerf açısı (Derece)	4,98	3,07

Şekil 5a'da aşındırıcı performansları kesme genişliği açısından değerlendirilmiştir. Kesme genişliğini temel olarak etkileyen parametre meme-örnek mesafesidir. Bu parametrenin artışı, kesme genişliğini önemli oranda arttırmaktadır (Srinivasu vd. 2009). Bu çalışmada meme-örnek mesafesi sabit tutulmuştur. Dolayısıyla iki farklı aşındırıcı için birbirine yakın kesme genişliği değerleri elde edilmiştir.

Şekil 5a'da ayrıca aşındırıcı performansları kesme derinliği yönünden karşılaştırılmıştır. Aşındırıcı olarak SiC kullanılan kesimlerde

garnete göre biraz daha yüksek kesme derinliği değerleri elde edilmiştir. Bu durum SiC'in yüksek sertlik değeriyle açıklanabilmektedir.



Şekil 5. Çeşitli göstergeler temelinde aşındırıcı performansları.

Eğimli yüzeyler, tesviye için ek işlemler gerektirdiğinden dolayı, kerf açılarının değerlerinin artması daha düşük bir kesme performansına işaret etmektedir. Şekil 5b'de, SiC ile yapılan kesimlerin garnete göre kerf açıları temelinde daha iyi kesme performansı gösterdiği görülmektedir. Garnete kıyasla SiC, sırasıyla %16 ve %38 daha küçük giriş ve çıkış kerf açıları vermiştir. Kesme esnasında, garnet SiC'e kıyasla daha küçük

parçacıklara ayrılmakta (daha düşük sertliğe sahip olduğundan) ve bunun bir sonucu olarak jet kinetik enerjisini daha hızlı bir şekilde kaybetmektedir (Khan and Haque, 2007). Bu durumda, kerfin aşağı bölümlerine doğru hareket eden garnet taneleri verimli bir kesim sağlayamamaktadırlar. Sonuç olarak, kerfin alt bölümleri etkili bir şekilde aşındırılmamakta ve nispeten daha yüksek kerf açıları elde edilmektedir.

Şekil 5c'de aşındırıcı performansları yüzey pürüzlülüğü temelinde karşılaştırılmıştır. Her iki aşındırıcıyla da birbirine yakın pürüzlülük değerleri elde edilmiştir.

#### 4 SONUÇLAR

Bu çalışmada, ASJ ile mermer kesiminde SiC'in garnete alternatif bir aşındırıcı olarak kullanılabilirliği araştırılmıştır. Aşındırıcı olarak SiC kullanılan kesimlerden, garnet kullanılanlara göre daha düşük kerf açısı değerleri ve daha yüksek kesme derinliği değerleri elde edilmiştir. Bu durum, SiC'in Mohs sertliğinin garnetten daha yüksek olmasıyla açıklanabilir. Yüzey pürüzlülüğü ve kesme genişliği değerleri ise her iki aşındırıcı için birbirine yakın olarak (SiC kullanılan kesimlerde küçük miktarda daha düşük değerler) bulunmuştur. Bu sonuçlar, SiC'in tüm çıktı parametrelerinde garnetten daha iyi bir performans sergilediğini göstermiştir. Dolayısıyla, ASJ ile mermer kesiminde alternatif bir aşındırıcı olarak SiC etkili bir şekilde kullanılabilir. Bu çalışmada deneyler kesme parametrelerinin sabit değerlerinde gerçekleştirilmiştir. İleriki çalışmalar için, bu parametrelerin farklı değerlerinde bu iki aşındırıcının kesme performansları değerlendirilebilir.

#### KAYNAKLAR

- ASTM, 2015. Standard Test Method for Flexural Strength of Dimension Stone, C880, West Conshohocken, PA.
- ASTM, 2015. Standard Test Methods for Absorption and Bulk Specific Gravity of Dimension Stone, C97, West Conshohocken, PA.
- ASTM, 2016. Standard Test Method for Compressive Strength of Dimension Stone, C170 West Conshohocken, PA.

- DIN EN ISO 4287. Geometrical Product Specifications (GPS) – Surface texture: Profile method – Terms, definitions and surface texture parameters, Germany.
- Karakurt, İ., 2011. Aşındırıcı Su Jeti (ASJ) ile Kayaç Kesmede Parametrik Değişimlerin ve Malzeme Dokusal Özelliklerinin Kesme Performansı Üzerindeki Etkilerinin Araştırılması, Doktora Tezi, K.T.Ü., Fen Bilimleri Enstitüsü, Trabzon.
- Khan, A.A. ve Haque, M.M., 2007. Performance of Different Abrasive Materials During Abrasive Water Jet Machining of Glass, *J. Mater. Process Tech.*, 191, pp. 404-407.
- Liu, H., 2004. A Study of the Cutting Performance in Abrasive Waterjet Contouring of Alumina Ceramics and Associated Jet Dynamic Characteristics, PhD Thesis, School of Mechanical, Manufacturing and Medical Engineering, Queensland University of Technology.
- Miranda, M.R. ve Quintino, L., 2005. Microstructural study of material removal mechanisms observed in abrasive waterjet cutting of calcareous stones, *Mater Charact*, 54, 4-5, pp. 370-377.
- Mort, A, 1995. Results of abrasive water jet market survey, *Proceedings of 8<sup>th</sup> American Water Jet Conference*, Vol. 1, pp. 259-289, Houston, Texas, USA.
- Srinivasu, D.S., Axinte, D.A., Shipway, P.H., Folkes, J., Influence of Kinematic Operating Parameters on Kerf Geometry in Abrasive Waterjet Machining of Silicon Carbide Ceramics, *J. Mater. Process Tech.*, 133, pp. 1077-1088.
- Vundavilli, R.P., Parappagoudar, M.B., Kodali, S. P., Benguluri, S., 2012. Fuzzy logic-based expert system for prediction of depth of cut in abrasive water jet machining process, *Knowl Based Syst*, 27, pp. 456 - 464.
- Wang, J. ve Guo, D.M., 2003. The Cutting Performance in Multipass Abrasive Waterjet Machining of Industrial Ceramics, *Journal of Material Processing Technology*, 133, pp. 371-377.



# Mikronize Kalsitin Yüzey Kaplamasında Kullanılan Değirmenler ve Kaplama Prosesleri

## *Mills and Coating Processes Used in Surface Modification of Micronized Calcite*

O.Y.Toraman<sup>1,2</sup>, S.S.Peksel<sup>3</sup>, H.Kozan<sup>3</sup>

<sup>1</sup>Niğde Ömer Halisdemir Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü, 51245 Niğde, Türkiye

<sup>2</sup>Niğde Ömer Halisdemir Üniversitesi, Endüstriyel Hammaddeler ve Yapı Malzemeleri Uygulama ve Araştırma Merkezi, 51245 Niğde, Türkiye

<sup>3</sup>Niğtaş Ar-Ge Merkezi, Niğtaş A.Ş., Niğde, Türkiye

**ÖZET** Doğal hidrofil (susever) yapıdaki mikronize kalsit ( $\text{CaCO}_3$ ) ürünlerinin kaplanması ile hidrofob (susevmez) hale getirilmeleri günümüzde teknik bir zorunluluk haline gelmiştir. Kaplama prosesleri, mikronize kalsit tesisleri için ürün iyileştirme ve geliştirme bakımından önemli bir uygulama alanıdır. Bu çalışmada, mikronize kalsitin kaplanmasında öne çıkan prosesler ve ekipmanlar hakkında güncel bilgiler verilmiştir.

**ABSTRACT** Today, hydrophilic micronized calcite ( $\text{CaCO}_3$ ) products should be made hydrophobic with a surface modification (coating) process which is a technical requirement. For this reason, the coating process has become an important study in terms of the product development and improvement for micronized calcite facilities. In this study, current information about micronized calcite coating processes and equipments are given.

## 1 GİRİŞ

Kalsit bir karbonat minerali olup, kalsiyum karbonatın ( $\text{CaCO}_3$ ) en duraylı polimorfudur. Plastik sanayindeki hızlı büyümeye bağlı olarak bu sektördeki kullanımı her geçen gün artmaktadır. Ülkemizin Avrupa'da 2. Dünyada ise 5. sırada yer aldığı bu sektörde plastik içerisine (PE, PP, PVC gibi) dolgu malzemesi olarak kullanılmaktadır. Yaygın kullanımı ekonomik bir dolgu malzemesi olmasından kaynaklanmaktadır. Öte yandan, yüzey kaplama (modifikasyonu) işlemleri mikronize kalsit tesisleri için önemli proseslerden birisidir ve kalsitin hidrofil (su sever) yapısının yüzey modifikasyonu ile hidrofob (su itici) hale getirilmesini amaçlamaktadır (Hao ve ark., 2007). Ürün maliyetlerinin düşürülmesinin en yaygın yollarından biri olan mineral dolgu (mineral filler) kullanımı doğal olarak kompozit

üretim sürecinde ve nihai üründe bazı sorunları da beraberinde getirmektedir. Organik malzeme olan polimerler ile inorganik olan mineraller arasında yüzey gerilimi farkı bulunmaktadır ve bu sebeple daha iyi mekanik-fiziksel değerler elde edebilmek için minerallerin çeşitli kimyasal ajanlarla (yağ asitleri, titanatlar, zirkonatlar, silanlar vb.) kaplanması (yüzey modifikasyonu) yoluna gidilmektedir. Tane boyunun küçülmesi ile beraber adezyon kuvvetleri, ayrılma kuvvetlerinden daha büyük hale gelir ve kompozit içerisinde kalsit topaklanmaları gözlenir. Mikronize kalsitin topaklandığı bölgeler kompozitte kırılmaların gözlemlendiği zayıf zonları oluşturur ki, bu da son ürünün mekanik özelliklerinde ciddi sorunlara yol açar. Kaplı kalsit, hidrofobik yapısı, düşük yüzey enerjisi ve polaritesi ile kolay dispersiyon,



yüksek homojenizasyon ve daha parlak ve düzgün yüzey oluşumu sağlamaktadır (Gema, 2009).

Bu çalışmada, mikronize kalsitin yüzey modifikasyonunda (kaplama) öne çıkan proses ve ekipmanlar hakkında güncel bilgiler verilmiştir.

## 2 KAPLAMA PROSES VE EKİPMANLARI

Günümüzde mikronize (ince/çok ince) kalsitin kaplanmasında 3 farklı değirmen kullanılmaktadır:

- Pimli değirmen
- Raymond (çekiçli veya rotor tipi) değirmen
- Turbo değirmen

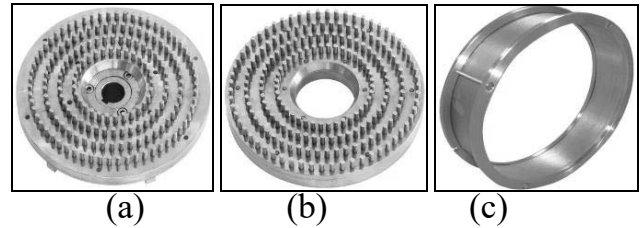
Aşağıda bu değirmenler ve kaplama proseslerinden uygulama örnekleri sunulmaktadır.

### 2.1.Pimli değirmen

Kalsitin yüzey kaplaması dünyada ve ülkemizde en yaygın olarak stearik asit (SA) ergitme-besleme, mikronize kalsit besleme ve pimli değirmen olmak üzere üç ana üniteden oluşan pimli değirmenlerde gerçekleştirilmektedir (Şekil 1). Değirmen içinde rotor ve statorun 250 m/sn seviyelerine kadar yüksek dönüş hızları ile yaratılan kesme kuvvetinin etkisi ile öğütme ve kaplama işlemi gerçekleştirilmektedir (Şekil 2). Pimli değirmen ile kalsit kaplama prosesinde öncelikle granül formdaki stearik asit ısı ceketli bir tankta 110-120°C'de ergitilmektedir. Stearik asidin ergime sıcaklığı yaklaşık 70°C olmasına karşın bu sıcaklıklarda ergitme yapılmasının temel nedeni viskozitenin düşürülmesidir. Buradan ısı korunarak pimli değirmen girişine kadar taşınan ergimiş stearik asit ile mikronize kalsit pulverize olarak pimli değirmene beslenmektedir.



Şekil 1. Pimli değirmen (www.hosokawa-alpine.com)



Şekil 2. Pimli değirmen elemanları: saplama tipi rotor (a), saplama tipi stator (b), elek halkası (c) (http://powder-mill.ready-online.com)

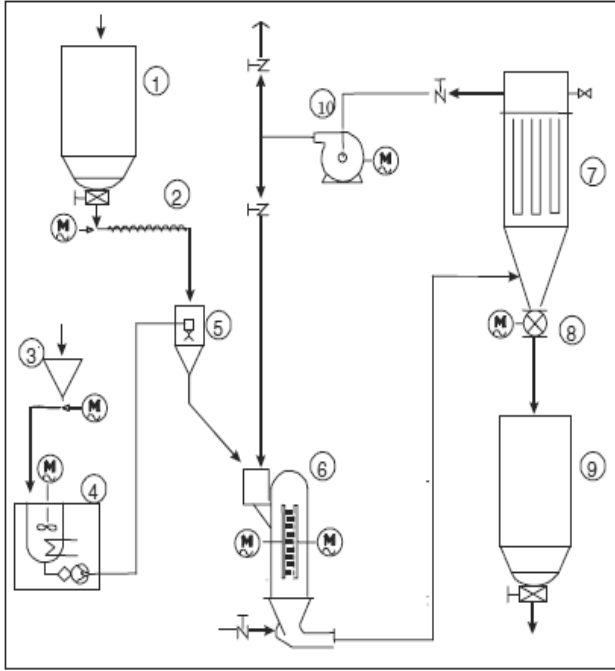
Kalsit kaplama işlemlerinde kullanılan pimli değirmen kaplama proseslerine ait bir görüntüler Şekil 3 ve Şekil 4'te verilmiştir. Elde edilen kaplı kalsit ürünleri pimli değirmenin alt çıkışından alınarak silolara beslenmektedir. Bu proseste ortalama %0.8-1 (8-10 kg/ton) civarında stearik asit kullanılarak kaplama işlemleri gerçekleştirilmektedir. Kullanılan stearik asit oranı kaplama işlemine tabi tutulan kalsitin tane boyut dağılımı ile ilgilidir. Zira ince boyutlara inildikçe toplam yüzey alanındaki artış nedeni ile kullanılan reaktif miktarında artışlar doğal olarak kendini göstermektedir (Uçurum, 2014).

Pimli değirmende etkili olan kuvvetler şu şekildedir:

- 1.Darbe
- 2.Kesme
- 3.Santrifüj

Pimli değirmelerin bazı teknik özellikleri şu şekildedir:

- 1.Hız (80-160 m/sn) (bazen 250 m/sn)
- 2.Kapasite: 0.05-6 t/saat
- 3.Enerji Tüketimi (3-100 kW)
- 4.Spesifik Enerji Tüketimi (10-100 kW/s/t)
- 5.Ürün inceliği  
50-5 mikron (tek disk dönüyor)  
2 mikron (iki disk dönüyor)



1-Besleme silosu 2-Vidalı besleyici 3-Stearik asit silosu 4-Stearik asit hazırlama 5-Püskürtme ünitesi 6-Değirmen (Pin Mill) 7-Filtre 8-Döner valf 9-Ürün silosu 10-Üfleyici

Şekil 4. Pimli değirmen kaplama prosesi akış diyagramı (Jeong ve ark., 2009)

Pimli değirmende çeşitli parametreler şunlardır:

- Disk hızı
- Hava akış hızı
- Besleme hızı
- Disk dönüş yönü

Dünyada pimli değirmen üreten ülkeler ve ürün özellikleri Çizelge 1’de verilmektedir.

Çizelge 1. Pimli değirmen üreticileri ve ürün özellikleri

Değirmen	Ülke	Ürün İnceliği ve Ayarı
1.ALPINE CW CONTRAPLEX	Almanya	Disk dönüş hızı

PIN MILL		
2.NETZSCH Impact Mill Condux® 60	Almanya	Disk dönüş hızı, $d_{99}=30-800 \mu\text{m}$
3.EPIC POWDER PROC. SYSTEMS	Çin	$d_{97}=5-35 \mu\text{m}$
4.Pin Mill (PM Serisi)	Tayvan	20-150 meş (850-105 $\mu\text{m}$ )
5.Palamatic Pin Mill	Fransa	Disk dönüş hızı, pim şekli ve sayısı, hava akış hızı, $d_{50}=5 \mu\text{m}$
6.ECUTEC SMW Pin Mill/Mixer	İspanya	$d_{99}=3-15 \mu\text{m}$

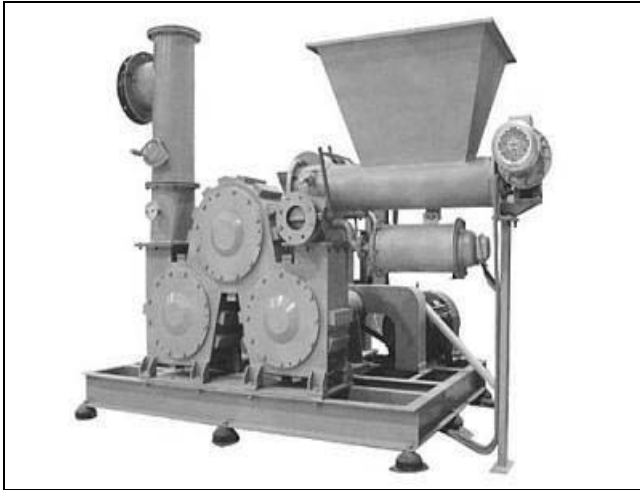
## 2.2. Raymond değirmen

Çekiçli değirmen (impact mill) ve rotor değirmen (rotor mill) olarak da isimlendirilen Raymond değirmende (Şekil 5) kaplama işlemi, kalsitin ve stearik asidin belirli oranlarda (%1) karıştırılarak doğrudan değirmene beslenmesi ile sürtünme enerjisinden yararlanılarak gerçekleştirilmektedir. Dünyada pimli değirmen üreten ülkeler ve ürün özellikleri Çizelge 2’de verilmektedir.

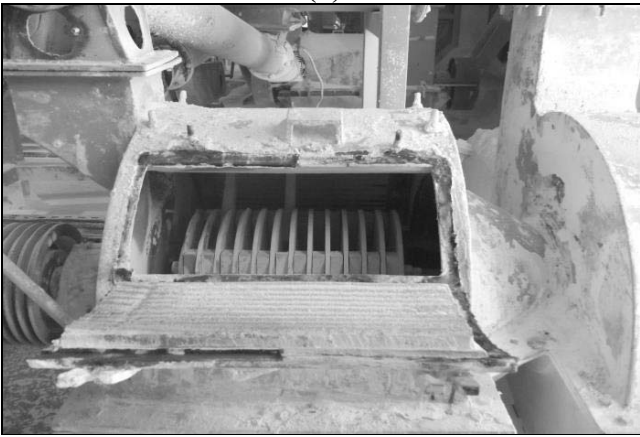
Çizelge 2. Raymond değirmen üreticileri ve ürün özellikleri

Değirmen	Ülke	Ürün İnceliği ve Ayarı
1.EPIC POWDER PROCESSING SYSTEMS	Çin	$d_{97}=5-35 \mu\text{m}$
2.LHV Coating	Çin	
3.ANIVI Coating Mill	İspanya	$d_{99}=2-20 \mu\text{m}$

Raymond değirmende kaplanan kalsit siklon ve torbalı filtre ile emilerek siloda depolanır. Silodaki nihai ürün bigbag tartım sistemi veya paketleme makinesi ile paketlenen sonra proses tamamlanmış olur. Sistem kontrolü PLC sistem ile sağlanmaktadır.  $d_{97}$ 'si 10 mikron altı malzemeler kaplama için uygun malzemelerdir. Prosesin en önemli dezavantajı kapasite düşüklüğü ve üniform ürün eldesinde yaşanan sıkıntılardır (Uçurum, 2014).



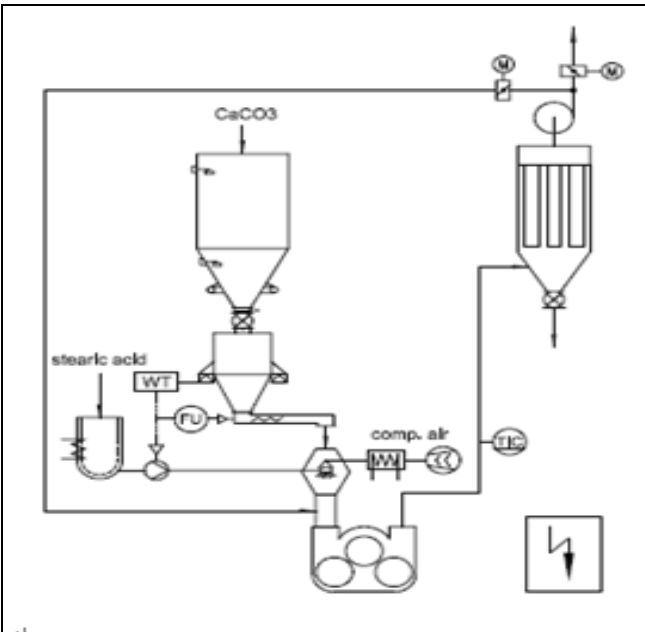
(a)



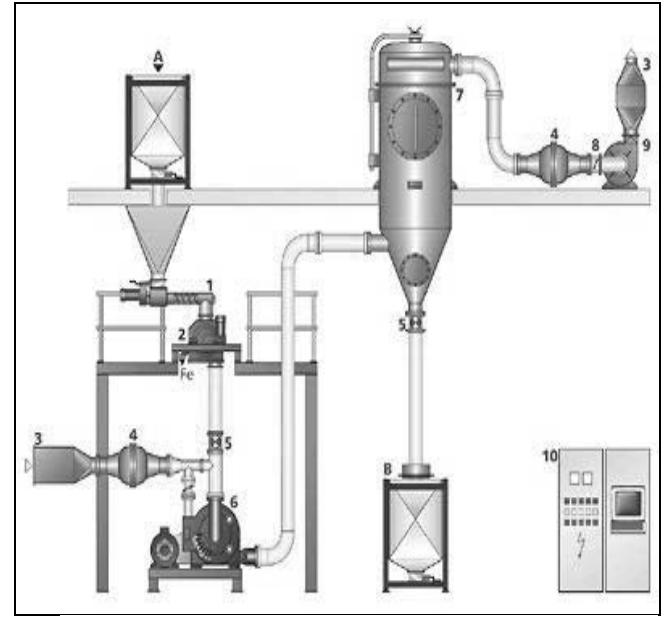
(b)

Şekil 5. Raymond değirmen; rotor mill (a), impact mill (b) (www.vertical-mill.net)

Rotor ve impact mill kaplama proseslerine ait akış diyagramları Şekil 6 ve Şekil 7'de verilmektedir.



Şekil 6. Rotor mill kaplama prosesi akış diyagramı (www.epicmilling.com)

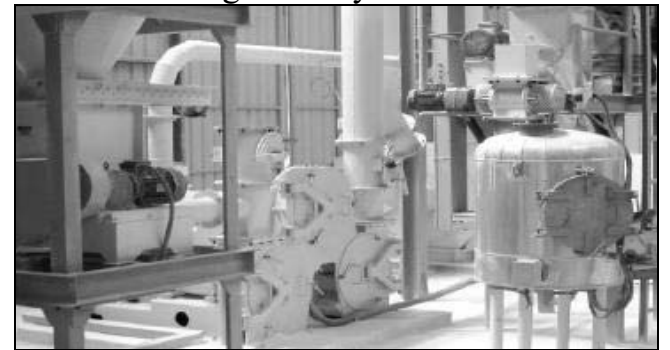


1. Vidalı besleme 2. Metal detektör 3. Susturucu 4. Valf 5. Rötari valf 6. Değirmen (Impact Mill) 7. Filtre 8. Kelebek valf 9. Fan 10. Kontrol ünitesi  
A. Besleme B. Nihai ürün

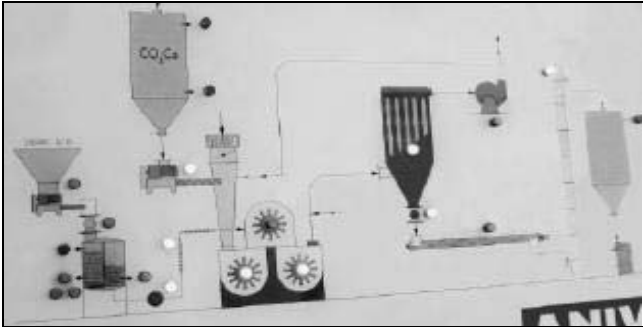
Şekil 7. Impact mill kaplama prosesi akış diyagramı (www.hosokawa-alpine.com)

Rotor mill'de kaplama işlemi 3 kademe gerçekleştirilmektedir (Şekil 8):

1. İlk rotorda hammaddenin iri tanelerinin etrafındaki ince tanelerin deaglomerasyonu
2. İkinci yüksek hızlı rotorda stearik asitle (80-90°C) kaplanması
3. Üçüncü rotorda kaplanan her bir tanenin ikinci defa deaglomerasyonu



(a)



(b)

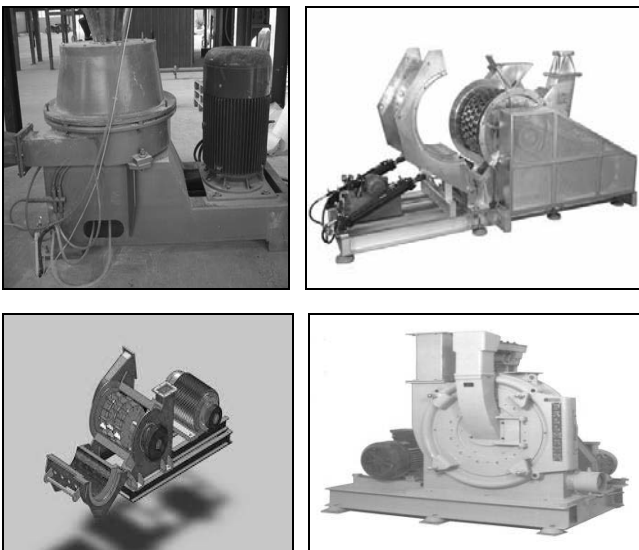
Şekil 8. Rotor mill kaplama ünitesi (a) ve proses akış diyagramı (b) (www.anivi.com)

### 2.3. Turbo Değirmen

Turbo mill'de diğer öğütücü/kaplama değirmenlerden farklı olarak kesme kuvveti, darbe ve çok yüksek hızlı girdap ve yüksek frekanslı titreşim ile öğütme işlemi gerçekleştirilmektedir. Sert ve yüksek elastikliğe sahip hammaddelerin yanı sıra yüksek sıcaklığa duyarlı öğütme işlemleri için yüksek sıcaklık üretmeyecek şekilde öğütme sağlanmaktadır (Şekil 9).

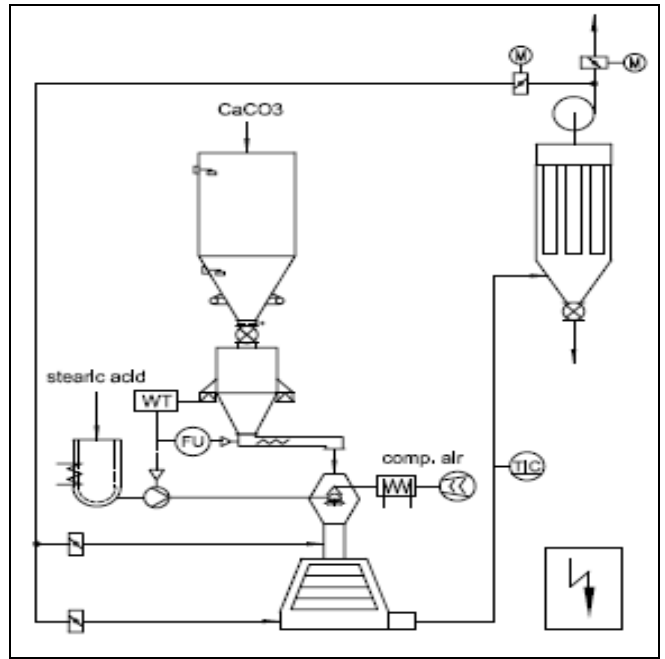
Ürünün inceliğini ayarlamak için:

- Motor hızı
- Bıçaklar ve gömlekler arasındaki boşluk
- Rotor bıçaklarının sayısı
- Besleme hızı
- Turbo mill'in hava giriş kapısı ayarlanabilmektedir.



Şekil 9. Çeşitli turbo değirmenler (www.pallmannindustries.com) (http://www.turbomill.com)

Turbo değirmenin püskürtme (pulverize) mekanizması, kanatların yüksek devirle devri, kanatların arkasında ultra yüksek hızlı girdap ve bu girdaplar tarafından oluşturulan yüksek frekanslı titreşimli hava ile çarpma ile oluşturulmuş vuruşlardan yararlanılmaktadır (Şekil 10). Sonuç olarak; kırılğan, yapışkan, elastik veya ısıya duyarlı malzemeler tamamen ince toz haline getirilebilmektedir.



Şekil 10. Turbo mill kalsit kaplama prosesi akış diyagramı (www.epicmilling.com)

### 3 SONUÇLAR

Ülkemizdeki mikronize kalsit tesislerinde nihai ince ürünlerin yanı sıra yüzeyi modifiye edilmiş (kaplanmış) kalsit ürünleri de yüksek kalite ve kapasitede üretilmektedir. Plastik sektörü başta olmak üzere pek çok sektörde kullanılan ve katma değeri kapsız kalsitten çok daha fazla olan kaplı kalsitin, üretim proses ve teknolojileri ile kullanılan kaplama kimyasalları üzerine disiplinler arası çalışmaların

yoğunlaştırılması büyük önem arz etmektedir.

## **Teşekkür**

Yazarlar; Ömer Halisdemir Üniveristesi Endüstriyel Hammaddeler ve Yapı Malzemeleri Araştırma ve Uygulama Merkezi'ne ve Niğtaş A.Ş.'ne katkı ve desteklerinden dolayı teşekkür eder.

## **KAYNAKLAR**

- Gema Elektro Plastik, 2009. Kalsiyum karbonat (CaCO<sub>3</sub>) dolgulu ürünler, Basım Yeri: Yunus Matbaacılık Ltd. Şti., İstanbul.
- Hao, D., Shou-ci, L., Yan-Xi, D., Gao-xiang, D., 2007. Mechano-activated surface modification of calcium carbonate in wet stirred mill and its properties, *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*, 17, 1100-1104.
- Uçurum, M., 2014. Kaplı kalsit üretimi ve ürün özellikleri, *MT Bilimsel*, 3(6), 1-10.
- <http://www.epicmilling.com/html/13814187311871.html>
- [http://www.pallmannindustries.com/turbo\\_mill\\_pp\\_-\\_for\\_the\\_coatings\\_industry.htm](http://www.pallmannindustries.com/turbo_mill_pp_-_for_the_coatings_industry.htm)
- <https://www.hosokawa-alpine.com/powder-particle-processing/machines/fine-impact-mills-and-classifier-mills/upz-fine-impact-mill-ultraplex/>
- <https://www.mill.com.tw/tr/product/1.html>
- <https://www.anivi.com>
- <http://www.vertical-mill.net/mill/powder-surface-coatingmachine.html?1415325360#sthash.IX7Ebj5k.dpuf>
- <http://www.palamaticprocess.com/contact-us>
- <http://powder-mill.ready-online.com/tr/product/19-Pin-Mill-Machine.html>
- <http://www.chinamicronizer.com/index.php?m=content&c=index&a=show&catid=151&id=702>
- <http://www.epicmilling.com/html/13814187311871.html>
- <http://www.turbomill.com/en>



# Mineral Endüstrisinde Mekanokimyasal Yüzey Modifikasyonu *Mechanochemical Surface Modification in Mineral Industry*

Ö.Y.Toraman<sup>1,2</sup>, O.Ersoy<sup>2,3</sup>, S. Çayırılı<sup>1</sup>, M.Uçurum<sup>4</sup>

<sup>1</sup>Niğde Ömer Halisdemir Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü, 51245 Niğde, Türkiye

<sup>2</sup>Niğde Ömer Halisdemir Üniversitesi, Endüstriyel Hammaddeler ve Yapı Malzemeleri Uygulama ve Araştırma Merkezi, 51245 Niğde, Türkiye

<sup>3</sup>Niğde Ömer Halisdemir Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Jeoloji Mühendisliği Bölümü, 51245 Niğde, Türkiye

<sup>4</sup>Bayburt Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Endüstri Mühendisliği Bölümü, Bayburt, Türkiye

**ÖZET** Doğal hidrofil yapıdaki mikronize kalsitin bir yüzey modifikasyonu (kaplama) prosesi ile hidrofob hale getirilmesi gerekmektedir. Bu sebeple, kaplama prosesleri, mikronize kalsit tesisleri için katma değeri yüksek ürün elde edilmesi bakımından önemli bir uygulama alanıdır.

Bu çalışmada, mikronize kalsitin mekanokimyasal yüzey modifikasyonunda öne çıkan ekipmanlar, bu alanda yapılan bilimsel araştırmalar ile kaplı kalsit ürünleri üzerinde gerçekleştirilen bazı test sonuçları verilmiştir. Buna göre; dikey karıştırırmalı değirmende 10 dakikalık öğütme+kaplama testleri sonucunda 3 µm ortalama tane boyutu, %1,23 kaplama oranı ve 16 g/100g yağ emme oranına sahip kaplı ürünler elde edilmiştir.

**ABSTRACT** Natural hydrophilic micronized calcite should be made hydrophobic with a surface modification (coating) process. For this reason, the coating process has become an important study for micronized calcite facilities.

In this study, mechanochemical surface modification equipments for micronized calcite, research studies done and some test results for coated calcite are given. According to this result; coated products were obtained having an average particle size of 3 µm, a coating rate of 1.23% and an oil absorption rate of 16 g/100g on a 10 min grinding+coating tests in a vertical agitated mill.

## 1 GİRİŞ

Ülkemizin önemli endüstriyel minerallerinde kalsit (CaCO<sub>3</sub>), dolgu minerali olarak ve ürünlere çeşitli özellikler kazandırılması amacı ile endüstrinin bir birçok alanında yaygın bir şekilde kullanılmaktadır. Özellikle kâğıt, plastik, kauçuk ve boya

sanayinde kullanılan bu endüstriyel mineralin bazı fiziksel ve fiziko-kimyasal özelliklere sahip olması istenmektedir. Özellikle mikronize boyutlara öğütülmüş (incelik), hidrofob (su sevmez) yapıda ve yüksek beyazlık derecesine sahip olması istenmektedir. Dolgu maddesi olarak

kullanılabilmesi için de ince/çok ince boyutlara (mikronize) öğütülmesi gerekmektedir. Bu bağlamda, ortalama tane iriliği oldukça geniş bir aralığı ( $d_{50}=1-100 \mu\text{m}$ ) kapsamaktadır. Kalsit mineralinin doğal hidrofil (su sever) yapıda olması nedeni ile ince ve çok ince boyutlara öğütüldükten sonra söz konusu uygulamalarda doğrudan kullanılması çoğu zaman söz konusu olmamaktadır. Bu nedenle hidrofil mikronize kalsit ürünlerinin bir yüzey modifikasyonu (kaplama) prosesi ile hidrofob hale getirilmeleri zorunluluk arz etmektedir (Uçurum, 2014).

Öte yandan; ürün maliyetlerinin düşürülmesinin en yaygın yollarından biri olan mineral dolgu (mineral filler) kullanımı doğal olarak kompozit üretim sürecinde ve son üründe bazı sorunları da beraberinde getirmektedir. Organik malzeme olan polimerler ile inorganik olan mineraller arasında yüzey gerilimi ve polarite farkı bulunmaktadır ve bu sebeple daha iyi fiziksel değerler elde edebilmek için minerallerin kaplanması (yüzey modifikasyonu) yoluna gidilmektedir. Tane boyutunun küçülmesi ile beraber adhezyon kuvvetleri, ayrılma kuvvetlerinden daha büyük hale gelir ve kompozit içerisinde kalsit topaklanmaları gözlenir. Mikronize kalsitin topaklandığı bölgeler kompozitte kırılmaların gözlemlendiği zayıf zonları oluşturur ki, bu da son ürünün mekanik özelliklerinde ciddi sorunlara yol açar. Kaplı kalsit, hidrofobik yapısı, düşük yüzey enerjisi ve polaritesi ile kolay dispersiyon, yüksek homojenizasyon ve daha parlak ve Çizelge 1. Kalsitin ( $\text{CaCO}_3$ ) yüzey modifikasyonu çalışmaları.

düzgün yüzey oluşumu sağlamaktadır (Gema, 2009).

Bu çalışmada, mikronize kalsitin mekano-kimyasal yüzey modifikasyonunda öne çıkan ekipmanlar ve kaplı kalsit ürünleri üzerinde gerçekleştirilen bazı testler hakkında güncel bilgiler verilmiş olup, ayrıca yapılan bazı deneysel çalışmaların ön sonuçları aktarılmıştır.

## 2 YÜZEY MODİFİKASYON MEKANİZMASI

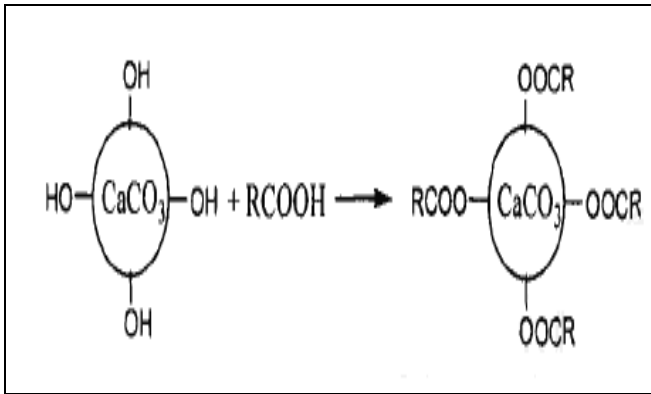
Yüzey etkinleştirici madde (stearik asit gibi) ve mineral taneleri arasındaki etkileşimi açıklayan, kimyasal bağlar teorisi, süzülme, yüzey enerjisi, deforme olabilir tabaka ve bağlayıcı tabaka gibi çeşitli görüşler bulunmaktadır. Ancak bunlar arasında kimyasal bağ teorisi pek çok deneysel çalışma sonuçları ile açıklanabilmekte ve çoğu bilim adamı tarafından kabul görmektedir (Chen ve ark., 1996). Literatürde birçok araştırmacı tarafından kalsitin kaplanması üzerine farklı kimyasallar ve yöntemler kullanılarak çalışmalar gerçekleştirilmiştir (Çizelge 1). Öte yandan, Yang ve ark. (2009) stearik asidin (Çizelge 2) kalsit ( $\text{CaCO}_3$ ) yüzeyinde hidroksil gruplarla hidrojen bağı oluşturduğunu belirtmiş, Zhou ve ark. (2013) ise kalsiyum karbonat ile stearik asit arasında kimyasal bir etkileşim olduğu ve stearik asidin hidroksil grupların kalsit yüzeyindeki hidroksil gruplarla ester bağları oluşturabildiğini belirtmiştir (Şekil 1).

Yöntem	Kuru/Yaş	Kimyasal	Karakterizasyon	Yazarlar
Ultrasonik kaviteasyon	Yaş	Sodyum dodesil sülfat, aseton, TEVS	FTIR, TEM	Shimpi ve ark., 2015
Yörüngesel değirmen	Yaş	Stearik asit	XRD, TGA, TEM, Zetasizer, Gonyometre, X-ray (SAXS), Raman Spek.	Deepika ve Chen, 2014

Karıştırmalı bilyalı değirmen	Yaş	Stearik asit	FTIR, Temas açısı ölçümü, tane boyutu	Ding ve ark., 2013
Yörüngesel değirmen	Kuru ve yaş	Stearik asit	FTIR, TGA, yağ emme analizi, su emme analizi, ıslanabilirlik analizi, SEM	Selim ve ark., 2013
Titreşimli değirmen	Kuru ve yaş	Stearik asit	TGA, DTA	Mihajlovic ve ark., 2013
Karıştırmalı bilyalı değirmen	Yaş	Stearik asit	DTA, XRPD, Polarizan mikroskobu	Mihajlovic ve ark., 2009
Karıştırmalı bilyalı değirmen	Yaş	Sodyum stearat	FTIR, XPS	Ding ve ark., 2007
Karıştırmalı bilyalı değirmen	Kuru	Benzen, Styrene, Benzil peroksit	FTIR, SEM, XPS, TGA, SACP3	Wu ve Lu, 2003
Karıştırmalı bilyalı değirmen	Yaş	Sodyum oleat	FTIR, TGA, DTA	Yogurtcuoğlu ve Ucurum, 2011

Çizelge 2. Stearik asidin özellikleri (Mihajlovic ve ark., 2013).

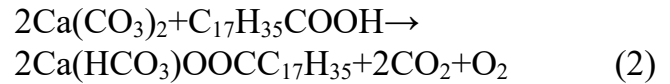
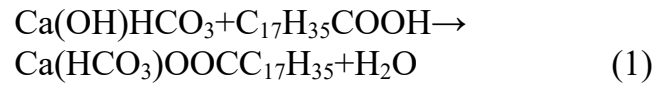
Formülü	CH <sub>3</sub> (CH <sub>2</sub> ) <sub>16</sub> COOH
Molekül ağırlığı, g/mol	284,47
Yoğunluğu, g/ml	0,847
Ayrışma sabiti, pKa	5,7
Ergime sıcaklığı, °C	70
Suda çözünürlüğü, g/100 ml	0,034 (25°C) 0,1 (37°C)



Şekil 1. Stearik asit ve kalsit arasındaki esterleşme reaksiyonu (Zhou ve ark., 2013).

Kalsit yüzeyi kısmi hidrasyon yoluyla karbonat anyonları dışında genellikle OH<sup>-</sup> ve HCO<sub>3</sub><sup>-</sup> gruplarını taşır. Jeong ve ark. (2009)

kalsit kaplamada asit molekülünün anyon tipine bakılmaksızın her bir kalsiyum katyonuna tutunduğunu, stearik asit moleküllerinin kalsiyum stearat bikarbonat elde etmek için kalsit yüzeyindeki her bir Ca<sup>+2</sup> iyonuyla reaksiyona girdiğini belirtmiştir.



### 3 MEKANİK AKTİVASYON PROSESİ VE KULLANILAN EKİPMANLAR

Cevherler üzerine uygulandığında aşırı ince öğütmenin 3 farklı mekanizmasından bahsetmek mümkündür. Bunlar;

- Serbestleşme etkisi (yeterince yüzey alanı oluşturmak ve kapanım haldeki kıymetli minerali açığa çıkarmak)
- Taneler üzerinde oluşacak olan pasifleştirici film tabakasını uzaklaştırılması
- Mekanik aktivasyon etkisi'dir.

Mekanik aktivasyon terimi, Smekal adlı bilim adamı tarafından ortaya konmuş olup "değişmeden kalan bir katının reaksiyona girme yeteneğinde bir artış sağlayan proses" olarak ifade edilmektedir. Yapıda ya da kompozisyonda bir değişim mevcutsa bu

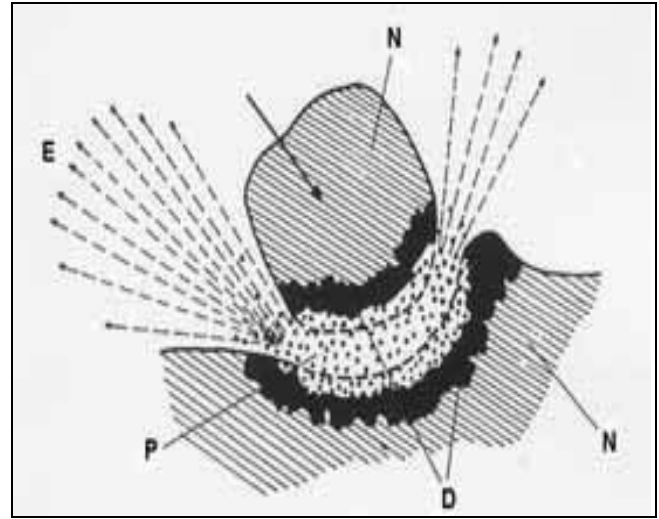
mekano-kimyasal bir prosestir. Bu durumda mekanik aktivasyon reaksiyonu ilerletmekte ancak bu reaksiyonun oluşumu esnasında etki etmemektedir. Yine, mekanik aktivasyon katı yapısında stabil değişimler nedeniyle reaksiyon kabiliyetinde bir artış olarak tarif edilmiş ve mekanik enerjinin etkisi üç ana görüş noktasından hareketle ifade edilmektedir. Bunlar;

- yapısal düzensizlik
- yapı gevşemesi ve
- yapısal mobilite'dir.

Gerçek koşullar altında, bu üç faktör bir katının reaktifliğine eş zamanlı olarak etki etmektedir. Günümüzde Heinicke adlı bilim adamının şu tarifi geniş kabul görmektedir: Mekano-kimya, mekanik enerjinin etkisiyle malzemelerin kimyasal ve fiziksel dönüşümleri ile ilgili, kimyanın bir dalıdır (Tunç ve ark., 2013).

Mekanik aktivasyon işlemi, belirli boyut ve şekillerde taneler oluşturmak, yüzey alanını arttırmak, kimyasal reaksiyon gibi daha sonra gerçekleşecek işlemler için gerekli olacak katılardaki hataların oluşumunu teşvik etmek amacıyla yapılmaktadır. Endüstriyel tesislerde, tane boyutu küçüldükçe tanelerin kırılmaya karşı olan dirençlerinin artmasıyla birlikte tüketilen enerji miktarları da artmaktadır. Bu nedenle, en az enerji ile en fazla boyut küçültmenin yolları araştırılmıştır. Mekanokimyadaki "yüksek enerjili öğütme" terimi, uygulanan öğütme ekipmanının karakteristiğini vurgulamak için kullanılmaktadır. Yüksek enerjili öğütme ile sağlanan mekanik enerji kimyasal enerjiye dönüşmekte ve bir kimyasal reaksiyonun başlatılmasında gerekli olan etkileşimleri sağlamaktadır. Böylece, kristal yapıların bozulması ile tanecik sayısı artmakta, yeni aktif yüzeyler oluşmakta ve katı haldeki reaksiyon girdileri için gerekli olan kütle transferi artmaktadır (Nasser ve Mingelgrin, 2012; Tunç ve ark., 2013).

Öte yandan, Thiessen 1960'larda mekono-kimyanın ilk modeli olan magma-plazma modelini tanımlamıştır. Bu modele göre büyük bir miktar enerji çarpışan tanelerin temas noktalarında serbest kalır. Bu enerji, çok kısa bir zamanda katı maddenin uyarılmış parçalarının emisyonuyla tanımlanan özel bir plazmatik safhanın oluşmasına neden olur. Böylece tanelerinin temas yüzeyi oldukça fazla düzensiz olur ve bölgesel sıcaklıklar 10000°C'ye ulaşabilirler. Mekanik olarak aktifleştirilmiş tanelerin faz dönüşümünden dolayı temas yüzeylerinde lokal olarak yüksek sıcaklık ve basıncın yanında hacimsel kusurlar oluşur (Şekil 2).



Şekil 2. Darbe etkisiyle oluşan magma-plazma modeli, E=emisyon, N=normal yapı, P= plazma, D=düzensiz yapı (Balaz, 2003).

Mekanik öğütme işlemi, farklı çalışma prensiplerine sahip değirmenler sayesinde gerçekleştirilir. Bunlar; öğütme kapasiteleri, öğütme verimlilikleri ve soğutma-ısıtma gibi ek parçalarıyla birbirlerinden farklılık gösterirler. Aşağıda bu değirmenlerde gerçekleştirilen mekano-kimyasal yüzey modifikasyon çalışmalarından söz edilmektedir.

### 3.1 Titreşimli değirmen

Titreşimli değirmenler, Şekil 3'te görüldüğü gibi bir öğütme haznesinden (hücre)

oluşmaktadır. Lastik bir takoz veya yaylar üzerinde yer alan bu haznede belirli bir hızda titreşim verilerek hücre içerisindeki malzeme ve öğütücü ortam (bilyalar) hareket ettirilmektedir. Kapasitede yaşanan sorunlar, mekanik aksamların sık sık arızalanması nedeniyle bakım onarım maliyetleri yüksekliği gibi çeşitli kısıtlara karşın özellikle ince öğütme için yüksek enerji verimliliği ile düşük ilk yatırım maliyeti avantaj sağlamaktadır (Hacıfazlıoğlu, 2016).



Şekil 3. Titreşimli değirmen  
(www.matsubo.co.jp).

Literatürde; Mihajlovic ve ark. (2013) titreşimli değirmende kuru ve yaş koşullarda stearik asit (SA) ile kalsitin yüzey modifikasyonunu çalışmış, yaş ve kuru kaplamanın farklı mekanizmalarla gerçekleştiğini, yaş metotta %1.5 ve kuru metotta %3 stearik asit oranında %100 aktive oranına ulaşıldığı tespit edilmiştir. Kuru kaplamada surfaktan iyonlarının kalsit yüzeyine kimyasal olarak daha düşük oranda adsorblandığı ve dolayısıyla daha fazla stearik asit konsantrasyonunda çalışıldığı belirtilmiştir.

### 3.2 Jet değirmen

Jet değirmenler (Şekil 4), öğütme odası içine yüksek basınçlarda verilen hava veya çeşitli

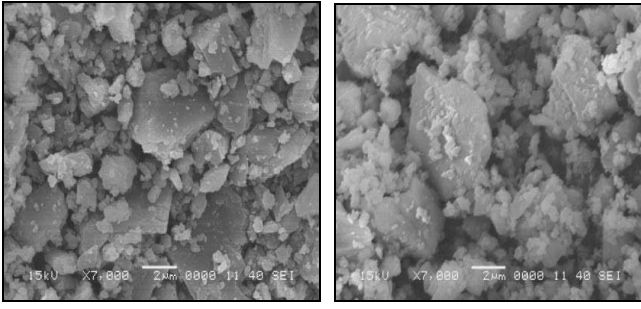
gazlarla tanelerin birbirine ve değirmen gövdesine/çeperine çarpması sonucu darbe ve aşınma etkisiyle öğütme gerçekleştirilmektedir. Bu sistemde, nozuldan basınçlı havanın etkisi ile ivmelenerak çıkan malzeme hızla öğütme odasına girmektedir. Malzeme bu bölge içerisindeki çepere ve birbirlerine çarparak veya sürtünerek çok ince taneler halinde dağılmaktadır. Sistemdeki öğütülmüş malzeme ise akışkanın hareketi ile taşınarak havalı bir separatörden geçirilmekte ve çok ince taneler ayrıldıktan sonra iri taneler tekrar sisteme geri dönmektedir. Bu tip değirmenlerde akışkan ortam olarak; sıcak basınçlı buhar, hava veya inert bir gaz kullanılabilir (Hacıfazlıoğlu, 2016).



Şekil 4. Jet değirmen  
(www.powerbulksolids.com).

Jeong ve ark. (2009) jet değirmende kalsiyum karbonat üzerinde stearik asitle kuru bazda öğütme ve yüzey modifikasyonu çalışmıştır (Şekil 5). Bu çalışmada, temas açısı ve adsorpsiyon ölçümler ile yüzey özellikleri belirlenmiş, stearik asitle modifiye edilmiş ürünlerin özellikleri (yoğunluk, porozite, akıcılık, adhezyon gibi) tespit edilmiştir.





(a) (b)

Şekil 5. Kalsiyum karbonatın kaplama öncesi (a) ve sonrası (%1 SA) (b) SEM görüntüleri (Jeong ve ark., 2009).

### 3.3 Yörüngesel (planet) değirmen

Mikron ve mikron-altı boyutlarda öğütme yapmak için geliştirilmiş olan bir bilyalı değirmen tipidir. Planet ismi, değirmen gövdesinin güneş etrafındaki gezegenlerin hareketi gibi dönmesinden gelmektedir. Bu tür bir değirmende, bir birine zıt iki hareket söz konusudur. Birincisinde, yörüngesel değirmenin gövdesi, merkezi bir eksen etrafında dönmekte ve bu sayede merkez eksenini boyunca santrifüj oluşturmaktadır. İkinci harekette ise değirmen gövdesi kendi eksenini etrafında dönmektedir (Şekil 6). Ayrıca, yüksek santrifüj alanının da etkisiyle değirmen içerisinde çok yüksek enerji açığa çıkmakta ve klasik bilyalı değirmenlere göre daha kısa sürede çok ince boyutlu malzeme elde etmek mümkün olabilmektedir. Günümüzde karıştırmalı değirmenin kullanıldığı her alanda yörüngesel değirmen kullanılabilirliği mümkündür. Ancak, karıştırmalı değirmenlere göre öğütme maliyeti daha yüksek olup, mekanik aksamlarında sık sık problem yaşanmaktadır (Ding ve ark., 1997; Abd El-Rahman ve ark., 2001; Sverak, 2007).

Deepika ve Chen (2014) yörüngesel değirmende kuru koşullarda stearik asit (SA) ile PCC-çöktürülmüş kalsitin yüzey modifikasyonunu çalışmış, stearik asidin kalsitin yüzey özelliklerini değiştirerek su sevmez hale getirdiğini belirtmiştir. Kaplamanın başarısı Raman spektroskopisi

ve SAXS (Küçük açılı x-ışını saçılması) ile yüzey kaplama kalınlığı ölçülerek tespit edilmiştir.



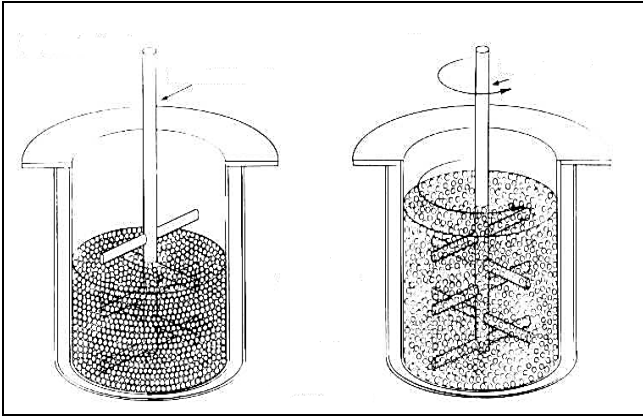
Şekil 6. Yörüngesel (planet) değirmen (www.kochi-core.jp).

### 3.4 Karıştırmalı bilyalı değirmen

Karıştırmalı bilyalı değirmenler (Şekil 7) mikronize malzeme üretiminde en yaygın kullanılan değirmenlerdir. Bu değirmenler, sabit bir silindir gövde içinde dönen bir rotordan oluşmaktadır. Rotor üzerine belirli aralıklarda yerleştirilmiş çubuk (pin) veya diskler yardımıyla silindiri dolduran ortamı (malzeme ve bilya) hareket ettirerek öğütme işlemi gerçekleştirilmektedir.

Mekano-kimyasal yüzey modifikasyonu ile kalsiyum karbonatın karıştırmalı bilyalı değirmende kuru (Toraman ve ark., 2017) ve yaş (Ding ve ark., 2007; Uçurum ve Yoğurtcuoğlu, 2010a; Uçurum ve Yoğurtcuoğlu, 2010b; Yoğurtcuoğlu ve Uçurum, 2011) koşullarda çeşitli modifikasyon çalışmaları yapılmıştır. Söz konusu çalışmalarda dodesil sülfat (SDS) (Yang ve ark., 2009), sodyum stearat (SDS) (Toraman ve ark., 2017; Ding ve ark., 2007; Uçurum ve Yoğurtcuoğlu, 2010a; Yoğurtcuoğlu ve Uçurum, 2011) ve sodyum oleat (Toraman ve ark., 2017; Wu ve Lu, 2003) kullanılmıştır. Wu ve Lu (2003) tarafından karıştırmalı değirmende kalsiyum karbonatın polimer grafting (aşılama)

tekniki ile yüzey modifikasyonu kuru olarak gerçekleştirmiştir. Kimyasal reaktif olarak benzen ( $C_6H_6$ ), stiren ( $C_6H_5C_2H_3$ ) ve benzil peroksit ( $C_{14}H_{10}O_4$ ) kullanılmıştır. Modifikasyon deneyleri ön öğütme sonrasında gerçekleştirilerek bazı çalışma parametreleri aktive oranı ve dispersiyon oranı kullanılarak optimize edilmiştir.



Şekil 7. Karıştırılmalı bilyalı değirmen (Szegvari ve Yang, 1999).

#### 4 KAPLAMA ORANININ BELİRLENMESİNDE BAZI TESTLER

##### 4.1 Aktive Oranı

Kalsit üreticileri ve kullanıcıları tarafından kaplı kalsit ürünlerinin kalitesi “bardak testi” olarak bilinen ve kaplı kalsitin su içerisinde belli bir süre karıştırılması sonrası suda yüzen ve batan miktarların tartılması ile belirlenmektedir. Bilimsel olarak “aktive oranı” olarak belirtilen bu testte, belli bir miktar (5 gr) kaplı kalsit numunesinin 250-300 mL suda yüksek hızda karıştırılması sonrası yüzen ve batan miktarların ağırlığı esas alınarak aşağıda verilen Eşitlik 3 yardımı ile hesaplanmaktadır (Sheng ve ark., 2004).

$$AO(\%) = \left[ \frac{M_p}{(M_p + M_t)} \right] * 100 \quad (3)$$

Burada;

AO : Aktive oranı (%)

$M_p$  : Yüzen ürün miktarı (gr)

$M_t$  : Batan ürün miktarı (gr)

Aktivite indeksi olarak da tanımlanan bu oran özellikle kaplı kalsit üreticileri ve tüketicileri tarafından ürün kalitesinin en önemli göstergesi olarak kabul edilmekte olup, çeşitli bilimsel çalışmalarla da desteklenmektedir (Wu ve Lu, 2003; Jinghua ve ark., 2009; Price ve Ansari, 2004; Ding ve ark., 2007). Endüstride kullanılan kaplı kalsit ürünlerinin ideal olarak %100’e yakın bir aktive oranı değerine sahip olması istenmektedir. Dolayısıyla tüm malzemenin su yüzeyinde toplanması yani su tarafından itilmesi (hidrofob) arzu edilmektedir.

##### 4.2 Kaplama Oranı

Kaplama oranı analizi mikronize kalsit tesislerinde belirli periyotlarla kaplı kalsit ürünleri için kalite kontrol amaçlı yapılan bir testtir. Endüstriyel ölçekte mikronize kalsit ürünleri genellikle stearik asit ile kaplanması ve bu kimyasalın ortalama 383°C buharlaşma ısısına sahip olması sebebi ile kaplanmış kalsitin nemi alındıktan sonra 400°C’de kül fırınında bir saat bekletildikten sonra kütle kaybı hesabına dayalı olarak kaplama oranı değeri hesaplanmaktadır (Eşitlik 4).

$$\text{Kaplama oranı (\%)} = \left[ \frac{\text{Toplam kütle kaybı}}{\text{Numune miktarı}} \right] * 100 \quad (4)$$

Elde edilen sonuçlar kaplamada kullanılan ton başına stearik asit esas alınarak değerlendirilmektedir. Örneğin; 10 kg/ton stearik asit kullanılarak kaplanmış bir mikronize kalsit ürünün, kaplama oranının %1 civarında olması beklenir. Bu test TGA (Termogravimetrik analiz) analizinin tesis ölçeğinde basitleştirilmiş bir şekli olarak da değerlendirilebilmektedir (Uçurum, 2012).

##### 4.3 Adsorpsiyon Miktarı

Solvent (100 mL), asit (çeşitli konsantrasyonlarda) ve numune (40 g) manyetik karıştırıcıda 6-24 saat karıştırılır. Karışım daha sonra santrifüj ayırıcı ile katı

ve sıvı bileşenlere ayrılır. Kullanılan sıvının konsantrasyonu UVS kullanılarak tespit edilir. Ayrılan katı numune 12 saat 105°C'de kurutulur. Adsorpsiyon deneyi öncesi ve sonrası asit konsantrasyonundaki değişim kullanılarak adsorbe olan asit miktarı Eşitlik 5 ile hesaplanır (Yang ve ark., 2009).

$$q=(C_i-C_e).V.1/G.M \quad (5)$$

*Burada;*

$q$ : Adsorpsiyon miktarı (gr/gr)

$C_i$ : Deney öncesi solventteki asit konsantrasyonu (M)

$C_e$ : Deney sonrası solventteki asit konsantrasyonu (M)

$V$ : Solvent miktarı (L)

$G$ : Numune ağırlığı (gr)

$M$ : Asit molekül ağırlığı (gr/mol)

Ayrıca, yukarıda belirtilen adsorpsiyon deneyi öncesi ve sonrası asit konsantrasyonundaki değişim kullanılarak "yüzey kaplama derecesi" Eşitlik 6 ile hesaplanır (Yang ve ark., 2009).

$$\theta=(C_i-C_e).V.a/G.n/S \quad (6)$$

*Burada;*

$\theta$  : Yüzey kaplama derecesi

$a$  : Asitin kesit alanı (mm<sup>2</sup>)

$n$  : Avagadro sayısı

$S$  : Numunenin özgül yüzey alanı (m<sup>2</sup>/gr)

#### 4 ÖĞÜTME+KAPLAMA TESTLERİ

DeneySEL çalışmalar Niğtaş A.Ş. ATR dikey kırıştırmalı bilyalı değirmen girişinden alınan besleme malı ile öğütme+kaplama testleri gerçekleştirilmiştir. Laboratuvar tipi dik değirmende (Şekil 8) %70 bilye doluluğunda, 10 dak. kuru öğütme+kaplama sonucu öğütme performansı tespit edilmiştir. Test çalışmalarında %1 stearik asit ve %0.2 öğütme kolaylaştırıcı (Trietanol amin+gliserin+etilen glikol karışımı) kullanılmıştır.



Şekil 8. Lab. tipi kırıştırmalı bilyeli değirmen (Union Process, USA) (0.7 litre).

#### Çizelge 3. Deney şartları.

Bilye doluluk oranı	0.70 (800 g)
Malzeme doluluk oranı	0.10 (80 g)
Kırıştırmaya hızı	600 rpm
Öğütme+kaplama süresi	10 dak.
Bilye boyutu	3-4 mm
Bilye malzemesi	Alümina
Kaplama kimyasalı oranı (malzemenin %'si)	% 1

Çizelge 4'te elde edilen kaplı ürünlerin boyut dağılımları verilmiştir. Başlangıçta ortalama tane iriliği (d<sub>50</sub>) 23,48 µm iken öğütme+kaplama sonucunda yaklaşık 3 µm kadar incelik elde edilmiştir.

#### Çizelge 4. Öğütme+kaplama sonrası ürün tane boyut dağılımları.

Ürün	Tane boyut dağılımı			
	D50 µm	D97 µm	<2 µm %	D100 µm
Besleme malı	23,48	89,43	8,38	138,04
KK1200	3,93	17,66	33,63	39,811
KK1300	3,26	12,65	37,61	26,303
KK1400	3,05	12,13	39,5	26,303

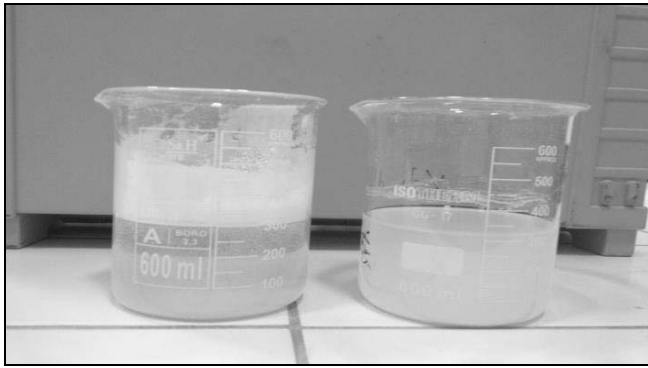
Stearik asitle yapılan öğütme+kaplama sonrası ürün renk özelliklerinde bozulma

olmamış, öğütmeye bağlı olarak daha da iyi sonuçlar elde edilmiştir (Çizelge 5).

Çizelge 5. Öğütme+kaplama sonrası ürün renk özellikleri.

Ürün	Renk özellikleri			
	Ry	L	a	b
Besleme mali	93,83	97,56	0,17	1,50
KK1200	95,32	98,16	0,01	0,93
KK1300	95,81	98,36	0,03	0,99
KK1400	96,02	98,44	0,04	1

Şekil 9'da kalsit tozunun yüzey modifikasyonu öncesi ve sonrası görünümü verilmiştir.



Şekil 9. Kaplama öncesi (sağda) ve sonrası (solda) kalsit tozunun görünümü.

Ürün kaplama oranlarına bakıldığında ise özellikle KK1200 ve KK1200 için daha iyi bir kaplanma işlemi gerçekleştirilmiştir (Çizelge 6).

Çizelge 6.Ürün kaplama oranları.

Ürün	%
KK1200	0,96
KK1300	1,22
KK1400	1,23

Kaplamanın etkisi ölçen bir diğer analiz de yağ emme oranıdır. Yağ emme oranı ne kadar düşük olursa ürünün yüzeyinin yağ asidi ile o kadar iyi kaplandığını göstermektedir. Başlangıçta 20 g/100g olan bu oran kaplama sonrası 16'lara kadar düşmüştür (Çizelge 7).

Çizelge 7.Ürün DOP yağ emme oranları.

Ürün	g/100 g
KK1200	16
KK1300	18
KK1400	18,4

## 5 SONUÇLAR

Ülkemizdeki kalsit tesislerinde granül ve mikronize kalsit ürünlerinin yanı sıra yüzeyi çeşitli yağ asitleri ile (stearik asit vb.) modifiye edilmiş (kaplanmış) kalsit ürünleri de yüksek kapasitelerde üretilmekte ve özellikle plastik endüstrisinde mineral dolgu maddesi olarak kullanılmaktadır. Ancak kaplama proseslerinde, pimli ve Raymond değirmen gibi ekipmanların ürün kalitesindeki bazı sorunlar ile ek yatırım ve işletme giderleri sebebiyle öğütme ve kaplama işleminin birlikte gerçekleştirildiği yüzey modifikasyonu proseslerine yönelik araştırmaların da yapılması gerekmektedir. Bu amaçla farklı disiplinlerin (maden, malzeme, kimya) ve akademi ile sektörün bir araya gelerek ortak Ar-Ge çalışmaları yürütmesi son derece yararlı olacaktır. Bu çalışma ile laboratuvar ölçekli karıştırmalı bilyalı değirmende öğütme+kaplama işleminin gerçekleştirilebileceği gösterilmiştir.

## KAYNAKLAR

- Abd El-Rahman, M.K., Ma, N., Rajamani, R.K., 2001. Ultrafine grinding of some oxides and non oxides materials using the planetary mill, *Ore Dressing*, 5, 11-23.
- Balaz, P., 2003. Mechanical Activation in Hydrometallurgy, *International Journal of Mineral Processing*, 72, 341-354.
- Chen, H.G., Xiang, S.Y., Lv, B.L., 1996. Coupling agents and their application. *Plastic Science and Technology*, 1, 19-20.
- Deepika, S.K.H. ve Chen, Y. 2014. Optimization of milling parameters on the synthesis of stearic acid coated CaCO<sub>3</sub> nanoparticles, *J.Coat.Technol.Res.*, 11(2), 273-282.
- Ding, J., Tsuzuki, T., Cormick, P.G., 1997. Mechanochemical synthesis of ultrafine ZrO<sub>2</sub> Powder, *Nanostructured Materials*, 8, (1), 75-81.
- Ding, H., Lu, S., Deng, Y., Du, G., 2007. Mechano-activated surface modification of calcium carbonate in

- wet stirred mill and its properties, *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*, 17, 1100-1104.
- Ding, H., Zhou, H., Zheng, Y.X., Wang, M.M., 2013. Effect of sodium stearate on grinding behaviour of calcium carbonate in wet stirred mill, *Materials Research Innovations*, 17(1), 292-296.
- Gema Elektro Plastik, 2009. Kalsiyum karbonat (CaCO<sub>3</sub>) dolgulu ürünler, Basım Yeri: Yunus Matbaacılık Ltd. Sti., İstanbul.
- Hacıfazlıoğlu, H., 2016. Madencilik sektöründe kullanılan değirmen (öğütücü) tipleri, *ST Ağır Sanayi Çözümleri*, 65, 96-106.
- Jeong, S.B., Yang, Y.C., Chae, Y.B., Kim, B.G. 2009. Characteristics of the treated ground calcium carbonate powder with stearic acid using the dry process coating system, *Materials Transactions*, 50 (2), 409-414.
- Jinghua, C., Yuexin, H., Xianxue, L., Zehong, W., 2009. Surface modification of calcium carbonate nanoparticles with titanate coupling agent, *The Sixth International Conference on Measurement and Control of Granular Materials*, p.628-632.
- Mihajlovic, S., Sekulic, Z., Dakovic, A., Vucinic, D., Jovanovic, V., Stojanovic, J., 2009. Surface properties of natural calcite filler treated with stearic acid, *Ceramics*, 53(4), 268-275.
- Mihajlović, S.R., Vučinić, D.R., Sekulić, Ž.T., Milićević, S.Z., Kolonja, B.M., 2013. Mechanism of stearic acid adsorption to calcite, *Powder Technology*, 245, 208–216.
- Nasser, A., Mingelgrin, U., 2012. Mechanochemistry: A review of surface reactions and environmental applications, *Applied Clay Science*, 67 - 68, 141 - 150.
- Price, G. J., Ansari, D. M., 2004. Surface modification of calcium carbonates studied by inverse gas chromatography and the effect on mechanical properties of filled polypropylene, *Polym. Int.*, 53, 430-438.
- Selim, K.A., Abd El-Rahiem, F.H., Abdel-Khalek, N.A., 2013. Surface modification of Egyptian calcium carbonate with stearic acid, *Ore Dressing*, 15(30), 31-36.
- Sheng, Y., Zhou, J., Tao, N., Yu, K., Tian, Y., Wang, Z., 2004. Influence of octadecyl dihydrogen phosphate on the formation of active super-fine calcium carbonate, *Journal of Colloid and Interface Science*, 272, 326-329.
- Shimpi, N., Mali, A., Hansora, D.P., Mishra, S., 2015. Synthesis and surface modification of calcium carbonate nanoparticles using ultrasound cavitation technique, *Nanoscience and Nanoengineering*, 3(1), 8-12.
- Sverak, T., 2007. Today's trends of comminution process, Czech Technical University in Prague, Faculty of Mechanical Engineering.
- Szegvari, A., Yang, M., 1999. Attritor grinding and dispersing equipment, Seminar on dispersion of pigments and resins in fluid media. Kent State University, April 29, Kent, Ohio, 7 p.
- Toraman O.Y., Kose, H., Bitirmis, B., 2017. Mechano-activated surface modification by stirred milling with metallic soaps and fatty acid, 25th. International Mining Congress of Turkey (IMCET), p.500-505, 11-14 April, Antalya-Turkey.
- Tunç, T., Toplan, H.Ö., Yıldız, K., 2013. Thermal behavior of mechanically activated sepiolite, *The Online Journal of Science and Technology*, 3(2), 187-193.
- Uçurum, M., Yoğurtcuoğlu, E., 2010a. Mechano-activated surface modification of calcium carbonate in stirred mill, *The 10th International Multidisciplinary Scientific Geoconference (SGEM'2010)*, Vol II, 669-676.
- Uçurum, M., Yoğurtcuoğlu, E., 2010b. Surface modification of calcite by wet-stirred ball milling and its properties, *Powder Technology*, 214, 47-53.
- Uçurum, M., 2014. Kaplı kalsit üretimi ve ürün özellikleri, *MT Bilimsel*, 3(6), 1-10.
- Uçurum, M., Mikrokal Kalsit San. Ltd. Şti. TÜBİTAK 1501 Sanayi Ar-Ge projeleri destekleme programı (TEYDEB), Düşük enerjili yüksek kapasiteli kalsit kaplama prosesi geliştirme, Proje No: 3100352, 2012.
- Wu, W., Lu, S. 2003. Mechano-chemical surface modification of calcium carbonate particles by polymer grafting, *Powder Technology*, 137, 41-48.
- Yang, Y.C., Jeong, S.B., Yang, S.Y., 2009. The changes in surface properties of the calcite powder with stearic acid treatment, *Materials Transactions*, 50 (3), 695-701.
- Yoğurtcuoğlu, E., Uçurum, M., 2011. Surface modification of calcite by wet-stirred ball milling and its properties, *Powder Technology*, 214, 47-53.
- Zhou, X., Fan, Z., Jin, D., Qiu, H., Yang, J., 2013. Comparative study of the modification of mineral powder by titanate and stearic acid and preliminary investigation for their mechanism, *Journal of Materials and Applications*, 2(1), 29-32.
- www.matsubo.co.jp (Erişim tarihi: 12.08.2016)  
www.powerbulksolids.com (Erişim tarihi: 12.08.2016)  
www.kochi-core.jp (Erişim tarihi: 12.08.2016)



# Türkiye Taşkömürü Kurumu'ndaki Galeri İlerleme Hızlarının Değerlendirilmesi

## *Assesment of Advance Rate of Roadways in Turkish Hardcoal Enterprises*

O. Su

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

**ÖZET** Bu bildiri, taşa sürülen galeri ve tabanyollarında kullanılan martoperfaratör ve jumbo delicilerin performans değerlendirmeleri yapılmış, ilerleme hızları incelenmiştir. Ayrıca, araziden alınan örneklerin mekanik özellikleri belirlenmiş ve XRD analizleri yapılmıştır. Bunun yanı sıra, tüm müesseseler bünyesinde son beş yılda yapılan galeri ve tabanyolu ilerlemeleri ile işçilik randımanları yıllık bazda değerlendirilmiştir. Arazide yapılan delme hızı ölçümleri ve TTK'daki yıllık ilerlemelerin değerlendirildiğinde, martoperfaratör delme hızının düşük olmasının müesseselerde ilerleme hızı ve işçilik randımanlarını düşürdüğü, elektro hidrolik yükleyicilerin kullanıldığı galerilerde işçilik randımanlarının arttığı belirlenmiştir. Ayrıca, jumbo delme makinalarının kullanıldığı galerilerde ise delme hızının yüksek olması nedeniyle hem ilerleme hızlarının ve hem de işçilik randımanlarının yüksek olduğu görülmüştür.

**ABSTRACT** In this paper, the performances of hand-held and jumbo drills used in roadway and gateroad advancements were assessed and their advance rates were examined. Besides, the mechanical properties and XRD analyses of the samples collected from field were determined. Moreover, the annual progress in the galleries and gateroads and the labor efficiencies for the duration of last five years were taken into consideration. When the penetration rates in the field and annual advance rate of the galleries in TTK is considered, it was determined that the lower penetration rates of hand-held drills decrease advance rates and labor outputs in the mine collieries, but, electro hydraulic loaders increase the labor outputs. In addition, it is also reported that both the advance rate and labor outputs are very high in the galleries where the jumbo rock drills with higher penetration rates are driven.

## 1 GİRİŞ

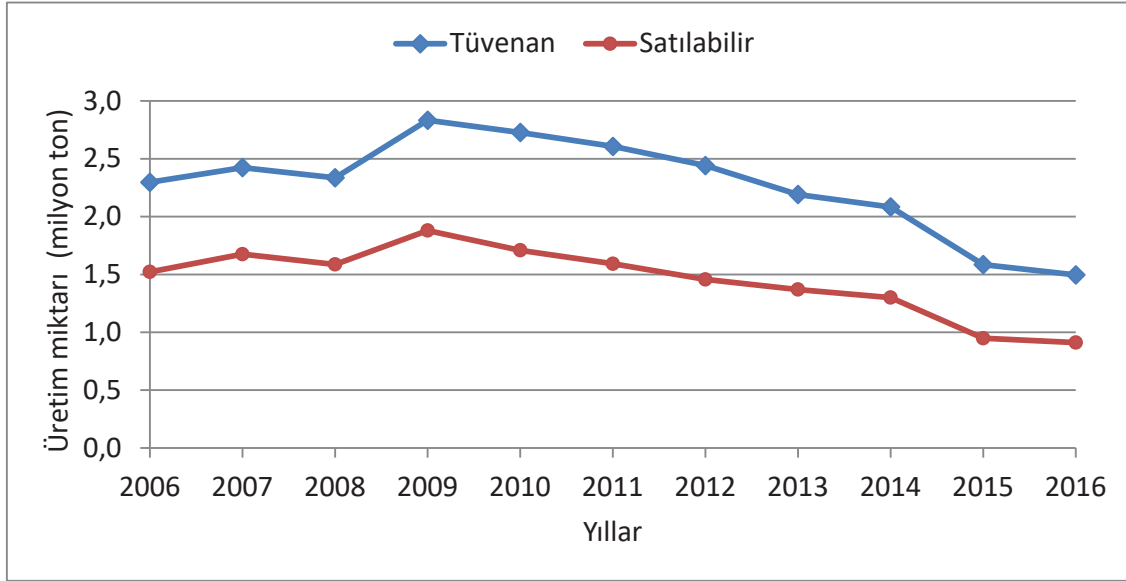
Taşkömürü önemli bir enerji kaynağı olması nedeniyle çok değerli bir hammaddedir. Özellikle Zonguldak Havzası'nda bulunan 1.344 milyar ton'luk jeolojik kömür varlığının 551 milyon tonu görünür rezervdir (Kılıç ve Kılıç 2008). 2000'li yıllarda Türkiye Taşkömürü Kurumu (TTK) tarafından 5 müessesede (Armutçuk, Kozlu, Üzülmaz, Karadon, Amasra) yıllık ortalama 3 milyon ton'a yakın tüvenan kömür

kazılırken, 2014'de 2 milyon ton'a kadar gerilemiştir. 2015-2016 yıllarında ise tüvenan 1,5 milyon ton'a, satılabilir kömür miktarı ise 1 milyon ton'un altına düşmüştür. Bu bağlamda üretim miktarları her sene büyük bir ivme ile azalmaktadır. Bunun en temel sebepleri dik damarlarda uygulanabilir üretim yöntemlerinin sınırlı olması, mekanize kazı makinalarının kullanılamaması, teknolojideki yetersizlikler, işçilik maliyetlerinin yüksek olması ve

üretimin zor koşullar altında sürdürülmesidir. Ancak son yıllardaki bazı gelişmeler doğrultusunda Amasra ve Üzülmüş müesseselerinde oluşturulan bazı panolarda yarı mekanize üretim yapılmaya başlanmıştır.

Havzada kömür derin kotlardan kazılmaktadır. Yeraltından çıkarılan kömür yıkandıktan sonra, demir çelik sektöründe önemli bir hammadde, termik santrallerde ise vazgeçilmez bir fosil yakıt olarak

değerlendirilmektedir. TTK'da son 10 yılda (2006-2016 yılları arasında) satılabilir kömür üretimi 15.952.070 tondur. 2006-2016 yılları arasında üretilen tüvenan ve satılabilir kömür miktarları incelendiğinde her geçen yıl düşüş olduğu ortadadır (Şek. 1). Sektörel bazdaki satış oranları açısından bakıldığında ise, çıkarılan kömürün % 60'ı Çatalağzı Termik Santrali'ne, % 29'u demir-çelik fabrikalarına ve % 11'i de çimento, çay ve şeker ile ısınma amaçlı olarak pazarlanmıştır.



Şekil 1. TTK tarafından üretilen tüvenan ve satılabilir kömür miktarları (TTK 2016).

Havza, geçmiş jeolojik zaman içerisinde iki önemli orojenik hareketlenme (Hersinyen ve Alpin) geçirmiş ve bunların etkisiyle kayaçlarda kıvrımlanma ve kırılanmalar oluşmuştur. Bunun sonucunda damarlarda çeşitli antiklinaller, senklinaller ve faylanmalar meydana gelmiştir. Bununla birlikte, damar eğimlerinin ve kalınlıkları çok fazla değişkenlik göstermektedir. Çevre kayaç içerisindeki aşındırıcı mineral oranı, özellikle yüksek orandaki kuvars miktarı hazırlık işlerinde mekanize kazı uygulanabilirliğini sınırlamaktadır. Bu nedenlerle Zonguldak Taşkömürü Havzası'ndaki üretim çok eski yıllardan beri emek yoğun olarak devam etmektedir. Her geçen gün azalan işçi sayısı da üretimin düşmesine sebep olmaktadır.

Bu çalışmada, üretimi yakından etkileyen galeri ve tabanyolu ilerleme hızları incelenmiştir. Bu amaçla Zonguldak kömür

çevre kayaçlarında hazırlık galerilerini sürmede delik delme amaçlı kullanılan martoperforatör ve jumbo delme makinelerinin yeraltındaki delme hızları ölçülmüştür. Araziden alınan kumtaşı örneklerinin dayanımı, Young modülü ve aşındırıcı mineral oranları belirlenmiştir. Daha sonra galeri ve tabanyollarında son 5 yıldaki ilerleme ve işçilik randımanları dikkate alınarak arazide yapılan ölçümlerle karşılaştırma yapılmış ve makinelerle yapılan kazı ve yüklemenin önemi vurgulanmıştır.

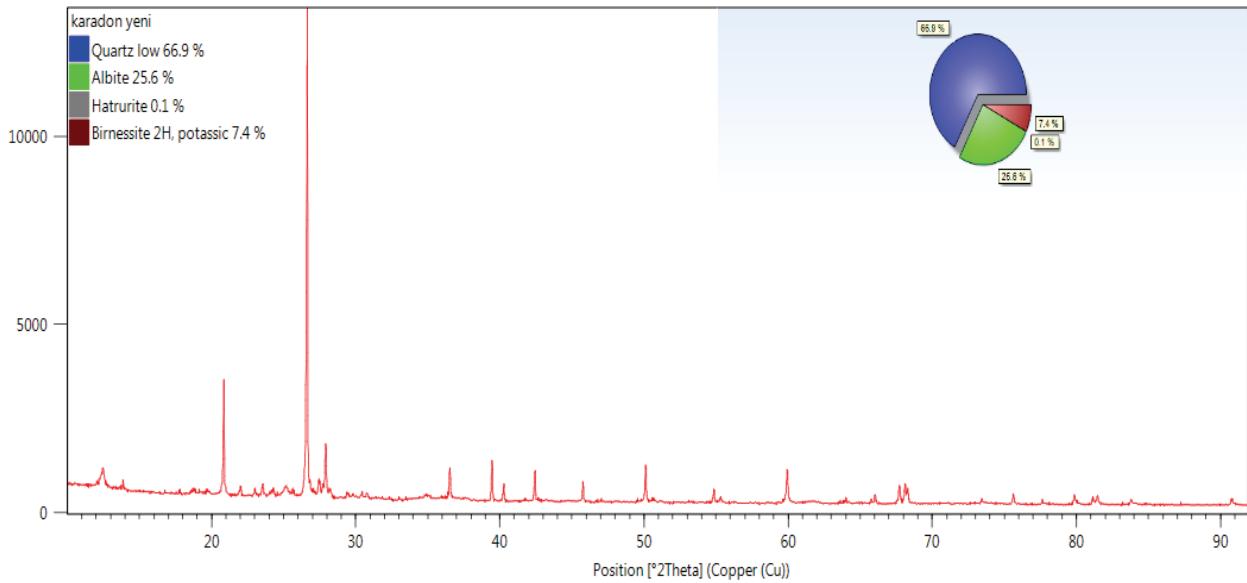
## 2 ARAZİ VE LABORATUVAR ÇALIŞMALARI

Zonguldak Taşkömürü Havzası'nda TTK tarafından yürütülen hazırlık çalışmaları kapsamında galeri, lağım ve tabanyolları genellikle B10, B14v e B18 kesitte sürülmektedir.

Havzadaki kömür çevre kayaçlarının %80'i kumtaşı olmakla birlikte konglomera, silttaşı ve kireçtaşı kayaçları da bulunmaktadır (Akçın ve Akkaş 2011). Kumtaşı kayaçlarının aşındırıcı mineral olan kuvars oranı %60'dan fazla olması maliyetleri arttırması nedeniyle mekanize kazı aracı kullanımını sınırlamaktadır (Şek. 2). Yaralı (2005)'in havza kayaçları üzerinde yaptığı araştırmalarda yüksek uç aşınması ile ilgili elde ettiği sonuçların temel nedeninin kayacın içerdiği kuvars yüzdesinden kaynaklandığını belirtmiştir.

Diğer taraftan geçmişte havzada bir kazı makinası uygulaması yapılmıştır. Bu bağlamda, 2005 yılında yapılan bir anlaşmaya göre TTK, 8075 m galeri sürme işini Yapı-Tek'e vermiştir. Bu amaçla firma KSP-42 tip kollu galeri açma makinasını ilk defa havzada uygulamaya çalışmıştır. Ancak,

kazı yapılan formasyonun kumtaşı+konglomera olması kazı işini zorlaştırmıştır. Kazı sırasında keski sarfiyatı 2-3 adet/m<sup>3</sup> olmuş ve makine ancak 2 m toplam ilerleme yapabirmiştir. Daha sonra delme-patlatma yöntemi ile kazı işine devam edilmiştir (Akkaş 2010, Akçın ve Akkaş 2011). Bu nedenle havzada galeri açma makineleri ile galeri sürmenin ekonomik olmadığı net bir şekilde ortaya çıkmıştır. Ancak, Hema madencilik halen Amasra'da sürdüğü galerilerde 1 adet R60T ve 2 adet R75T GAM kullanmaktadır. Fakat sürülen formasyonlar ağırlıklı olarak kiltası ve silttaşının yanı sıra yer yer kumtaşı ve konglomeradır (Ersoy vd. 2016). Havzada mekanize kazı sistemlerinin uygulanabilirliği ile ilgili daha detaylı literatür taraması Yaralı (2008) tarafından sunulmuştur.

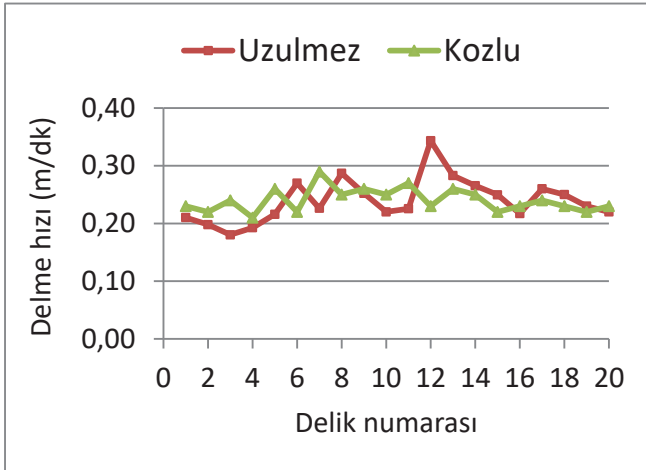


Şekil 2. Kumtaşı kayacının XRD analizi sonucu.

Şekil 2'deki analiz sonucundan görüleceği üzere kayaçların aşındırıcılık özelliğine sahip olması nedeni ile TTK'da genellikle delme-patlatma yöntemi ile galeriler sürülmektedir. Bu bağlamda arınlarda açılan patlatma delikleri çoğunlukla martoperfaratörler ile delinmektedir. Kullanılan delici ve ekipman sayıları yapılan üretim ve hazırlık çalışmalarına göre her müessesede değişmektedir. Sadece Kozlu ve Karadon müesseselerinde ilaveten tek bumlu jumbo delik delme makinaları ve E-H yükleyiciler kullanılmaktadır.

Martoperfaratörler, çok fazla bakım ve onarım gerektirmeyen, enerji gereksinimleri düşük, emniyetli ve basit makinalardır. 4-5 atm basınçta patlatma delikleri delinebilmektedir. Ancak, bu makinalar iş sağlığı ve güvenliği açısından çok kullanışlı değildirler. Delme sırasında makinada aşırı titreşim olmakla birlikte gürültü düzeyleri de 120 dbA'ya kadar çıkmaktadır. Ancak, halen birçok maden işletmesinde vazgeçilemez makinalar olarak kullanılmaya devam edilmektedir. Bu amaçla Kozlu ve Üzülmüş müesseselerindeki martoperfaratörlerin delik

delme hızları ölçülmüştür. Delme sırasında geçen süre kronometre ile kayıt edilmiş ve delme tamamlandıktan sonra delik boyu ölçülmüştür. Delik boyunun ve delme süresine oranından delme hızları (m/dk) hesaplanmıştır. 20 delikte yapılan ölçüm sonuçları Şekil 3'de gösterilmiştir.



Şekil 3. Martopofaratör delme hızları.

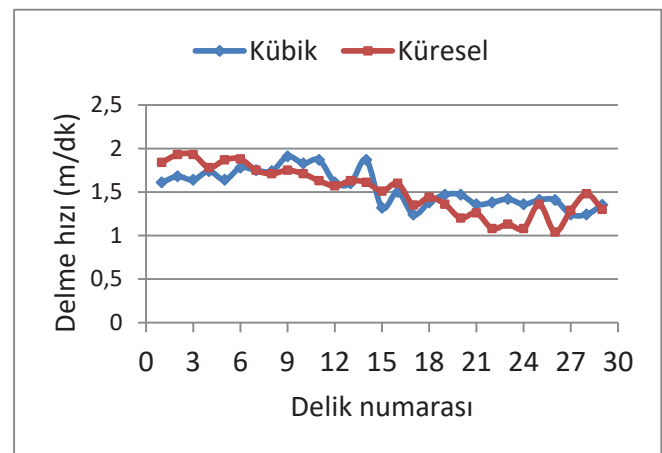
Balta ağızlı keskinler kullanılarak ortalama 1.5 m derinliğinde delinen deliklerde yapılan ölçüm sonuçlarına göre, hem Kozlu ve hem de Üzulmez müessesesinde ortalama delme hızları 0.24 m/dk olarak bulunmuştur. Su ve Yaralı (2010) balta ağızlı uçları TTK merkez atölyesinde farklı açılarda imal ettirmiş ve Kozlu müessesesindeki bir jumbo delici üzerindeki performanslarını incelemiştir.

Diğer taraftan Karadon müessesesinde -460 kotu 51515 lağımında 2015 yılına kadar bir adet tek bumlu jumbo delik delme makinası kullanılmıştır. Makinanın teknik özellikleri ve delme sırasında uygulanan kontrol edilebilir makine parametreleri Çizelge 1'de verilmiştir.

Çizelge 1. Jumbo delicinin teknik özellikleri.

Teknik parametreler	Değer
Darbe frekansı (Hz)	50
Darbe enerjisi (J)	150
Darbe basıncı (bar)	100-120
Su basıncı (bar)	40
Baskı (bar)	50
Dönme basıncı (bar)	70
Dönme hızı (rpm)	300

Karadon'da kullanılan deliciye 28 mm çapında küresel ve kübik tipteki buton uçlar takılarak delme hızı ölçümleri yapılmıştır. Buna göre, ortalama 30 delikte elde edilen sonuçlar Şekil 4'de verilmiştir. Delme sonrası arından alınan kumtaşı örneklerinden ISRM standartlarına göre laboratuvarında 54x108 mm boyutlarında karot numuneleri hazırlanmıştır. Yapılan deneysel çalışmalar sonucu, kumtaşının tek eksenli basınç dayanımının 71 MPa ve elastisite modülünün 19 GPa olduğu belirlenmiştir. Dolayısı ile delik delinen formasyonların orta sert-yüksek dayanımda olduğu tespit edilmiştir.



Şekil 4. Jumbo delicinin delme hızları.

Delicinin ortalama 160-170 cm uzunluktaki delikleri yaklaşık 1 dk'da deldiği arazide ölçülmüştür. Buna göre kübik uçla ortalama 1.63 m/dk ve küresel uçla 1.65 m/dk'lık ilerleme hızları elde edilmiştir. Delme sırasında yeni uçların kullanılmış olması nedeniyle delme hızlarında önemli değişim olmadığı gözlemlenmiştir. 30 delikte elde edilen toplam delme uzunluğu yaklaşık 50 m civarındadır. Bir buton ucun, formasyonun aşındırıcı mineral içeriğine göre 4000-5000 m uzunluğunda uç ömrü olduğu göz önüne alınır, delme hızındaki değişim daha net gözlemlenebilir. Ancak, arazide yapılan ölçüm sonuçlarından jumbo delicideki delme hızının martoperfaratörden en az 6 kat yüksek olduğu belirlenmiştir.

2016 yılının sonlarına doğru yapılan yatırımlar kapsamında, Karadon müessesesinde ikinci jumbo delme makinesi satın alınmıştır. Ancak, makinanın elektrik

kablosunda yaşanan bazı sıkıntılar nedeni ile delici 2017 yılında faaliyete alınabilmiştir.

Bir diğer jumbo delicinin kullanıldığı müessese ise Kozlu'dur. 2010'lu yıllara kadar galeri sürmede kullanılan bu jumbo delicinin delme performansı üzerinde de çeşitli çalışmalar geçmişte yürütülmüştür (Su vd. 2013). Daha sonra uzun seneler kullanılmayan jumbo delici 2016 yılı başından itibaren tekrar aktif hale getirilmiş ve halen -560 kotunda B16 kesitte 13° eğimli bir desandre sürme işinde kullanılmaktadır.

### 3 TTK'DAKİ İLERLEME VE İŞÇİLİK RANDIMANLARI

TTK'da üç farklı türde finansman sağlanan galeri ilerlemeleri mevcuttur. Bunlar hazırlık, muhtelif ve kredili olarak adlandırılmaktadır. Hazırlık galerileri TTK'nin işletme bütçesine bağlı olarak sürülmesi sene başında planlanmış olan galerilerdir. Muhtelif (müteferrik) galeriler ise, yine işletme bütçesinden sağlanan kaynakla, ancak yeraltındaki koşullara bağlı olarak ihtiyaca

göre sürülen, yani açılması herhangi bir plan dahilinde olmayan galerilerdir. Kredili galeriler ise sene başında planlanmış, devlet tarafından özel bir bütçe ile desteklenerek sürülen galerilerdir. Buna göre her müessesedeki ilerleme türleri günlük, aylık ve yıllık olarak TTK tarafından ayrı ayrı kayıt altına alınmaktadır. Finansman veya yatırım kaynağı ne olursa olsun, tüm lağım ve galeri ilerlemelerinde delme-patlatma yöntemi uygulanmaktadır.

Bu finansman kaynakları çerçevesinde, TTK'da sürülen galerilerdeki ilerleme hızlarının artırılması amacıyla kazı ekiplerinin zaman zaman prim sistemlerinde yenilikler yapılmıştır. Bu bağlamda halen yevmiye başına ilerleme miktarı "cm/yevmiye" dikkate alınmaktadır. İşçilik randımanlarında 21 cm/yevmiye sınır değeri olarak kabul edilmektedir (Oktay vd. 2004).

2012–2016 yılları arasında TTK'daki müesseselerde sürülen galerilerdeki ilerleme mesafeleri ve işçilik randımanları Çizelge 2'de sunulmuştur (TTK 2016).

Çizelge 2. TTK'da sürülen galeri ilerlemeleri ve işçilik randımanları (TTK 2016).

Müessese	Randıman türü	2012	2013	2014	2015	2016
Armutçuk	Kredili (cm/yev)	8.34	5.47	7.12	6.4	4.52
	Hazırlık (cm/yev)	10.7	8.02	6.72	5.57	5.36
	Muhtelif (cm/yev)	11.95	-	-	5.37	-
	İlerleme (m)	575.1	305	129	207.3	123.5
	Yüklenici firma(m)	-	-	-	-	-
Amasra	Kredili (cm/yev)	18.61	21.64	21.84	24.35	26.7
	Hazırlık (cm/yev)	-	-	-	-	-
	Muhtelif (cm/yev)	14.75	13.84	19.43	16.82	22
	İlerleme (m)	488.5	594.5	376	176.5	323.5
	Yüklenici firma(m)	-	-	-	-	-
Üzülmöz	Kredili (cm/yev)	-	-	-	-	-
	Hazırlık (cm/yev)	6.54	8.49	3.22	6.36	13.4
	Muhtelif (cm/yev)	6.27	6.62	6.37	9.77	7.34
	İlerleme (m)	378.5	733	332	312	515
	Yüklenici firma(m)	1097.5	330	-	-	-
Karadon	Kredili (cm/yev)	23.32	23	25.03	23.24	17.04
	Hazırlık (cm/yev)	-	-	-	21.12	15.42
	Muhtelif (cm/yev)	13.49	12.85	16.39	16.83	17.91
	İlerleme (m)	1186.5	1447	1266.9	753.5	739
	Yüklenici firma(m)	558	208	-	-	-



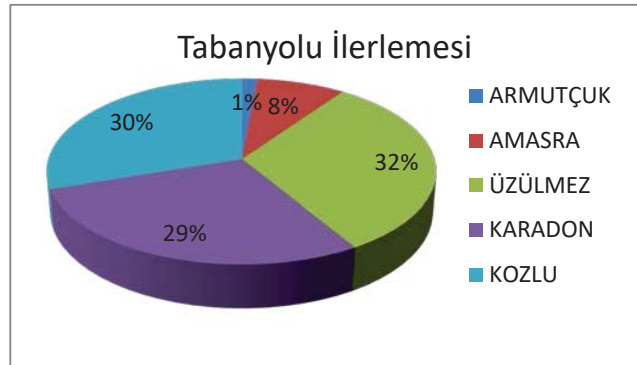
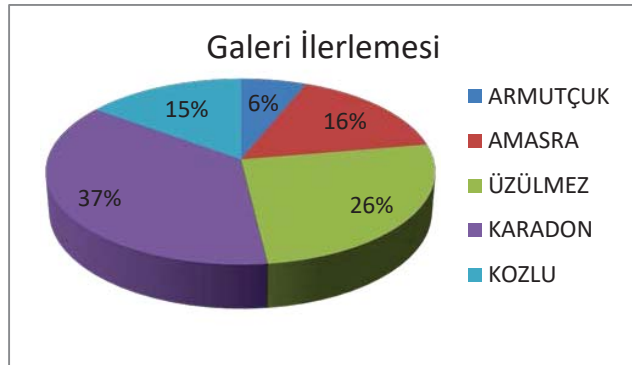
	Kredili (cm/yeve)	-	-	-	11.77	11.34
	Hazırlık (cm/yeve)	-	-	-	5.06	7.6
Kozlu	Muhtelif (cm/yeve)	10.68	8.11	6.88	5.9	5.14
	İlerleme (m)	386.6	349.3	348.4	436.5	300
	Yüklenici firma(m)	1346	562	521	-	-

Çizelge 2'deki veriler incelenecek olursa, son 5 yılda Karadon müessesesi hariç tutulduğunda, ortalama ilerleme miktarı 250-450 m/yıl, Karadon müessesesinde ise 1000 m/yıl olduğu görülmektedir. Bu müessesede yüksek ilerleme olmasının ana nedeni, E-H delici ve yükleyicilerin beraber kullanılmasından kaynaklanmaktadır.

Yine aynı çizelgeden, 2012 yılından bu yana tüm müesseselerde TTK tarafından

toplam 13 km ve taşeron firmalar tarafından da 4.6 km galeri sürüldüğü, ancak 2015 yılından itibaren taşeron firmalara galeri sürme işlerinin yaptırıldığı ortaya çıkmaktadır.

Sadece 2016 yılı baz alınarak müesseselere göre sürülen galeri ve tabanyolları değerlendirildiğinde, en fazla Karadon, Kozlu ve Üzülmöz'de ilerleme yapıldığı görülmektedir. (Şek. 5).



Şekil 5. 2016 yılında müesseselerde yapılan toplam galeri ve tabanyolu ilerleme oranları.

İşçilik randımanları açısından bakıldığında, Armutçuk, Üzülmöz ve Kozlu müesseselerinde hazırlık galerilerinde randımanların 10 cm/yeve altında olduğu görülmüştür. Amasra'da son 5 yılda hiçbir yeni galeri sürülmesi planlanmamıştır. Karadon müessesesinde ise 2015 yılından beri yeni galeriler sürülmeye başlamış ve randımanlarının 15-20 cm/yeve civarında olduğu gözlemlenmiştir.

Devlet tarafından ayrı bir bütçe ile desteklenerek sürülen kredili galerilerde ise Amasra ve Karadon'da sınır değer kabul edilen 21 cm/yeve'ye yakın olduğu, Armutçuk ve Kozlu müesseselerinde ise genellikle 11 cm/yeve veya altında olduğu görülmektedir. Üzülmöz müessesesinde belirtilen yıllarda kredili galeri sürülmemiştir.

Diğer taraftan muhtelif galerilerin Amasra ve Karadon'da 13-18 cm/yeve arasında değiştiği, Kozlu, Üzülmöz ve Armutçuk'da ise 5-10 cm/yeve arasında olduğu belirlenmiştir.

Bu veriler ışığında en yüksek randımanların Karadon ve Amasra müesseselerinde olduğu dikkati çekmektedir. Amasra müessesesinde hem kredili ve hem de muhtelif ilerlemelerdeki işçilik randımanlarının yüksek olmasının sebebi yaygın olarak E-H yükleyicilerin kullanılmasıdır.

Tabanyollarında yapılan ilerlemelere bağlı olarak kayıt altına alınan randımanlar ise Çizelge 3'de verilmiştir. Bu çizelgeye göre, 2012 yılından bu yana TTK'da yaklaşık 40 km'lik tabanyolu sürüldüğü anlaşılmaktadır.

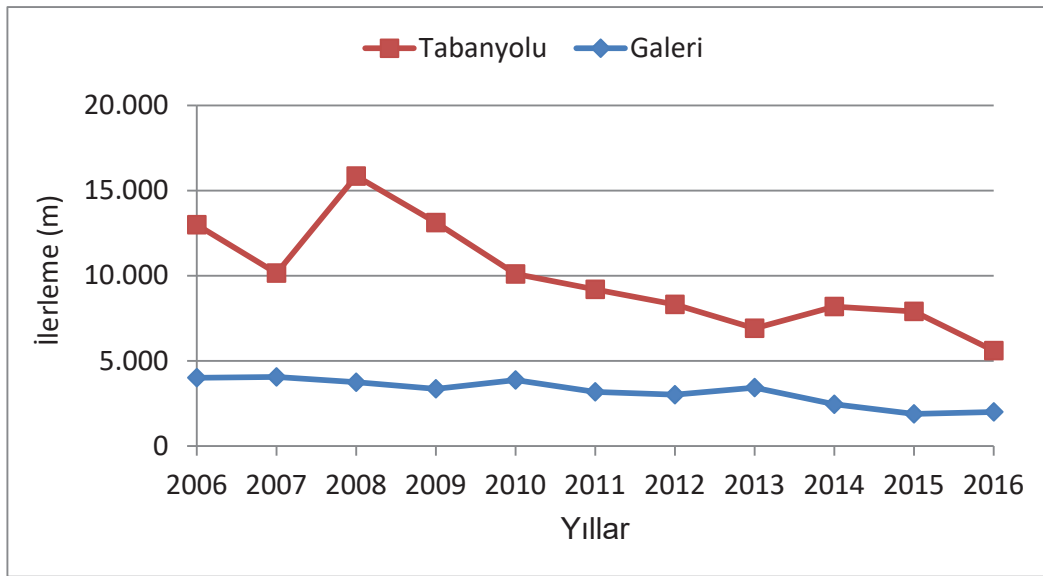
Çizelge 3. Tabanyollarında elde edilen randımanlar (TTK 2016).

Müessese	Randıman	2012	2013	2014	2015	2016
Armutçuk	Yevmiye (cm/yev)	13.22	13.45	18.04	28.8	14.65
	İlerleme (m)	968.88	450.24	553.68	293.6	84
Amasra	Yevmiye (cm/yev)	21.21	23.26	24.08	25.46	28.21
	İlerleme (m)	2153.1	1565.5	2059.9	1464.6	461.8
Üzülmez	Yevmiye (cm/yev)	7.77	9.34	14.52	12.89	14.56
	İlerleme (m)	293	420	1207.5	1746	1769
Karadon	Yevmiye (cm/yev)	14.14	13.62	14.03	16.44	18.26
	İlerleme (m)	2435.5	2115.5	1904	1629	1597
Kozlu	Yevmiye (cm/yev)	12	10.41	9.99	9.61	8.71
	İlerleme (m)	2464.91	2361.75	2463.8	2771.2	1688

Yine aynı çizelgedeki değerlere göre, Armutçuk müessesesi dışındaki tüm müesseselerde her yıl en az 1 km tabanyolu sürülmüştür. Bu müesseselerde yapılan kuyu derinleştirme çalışmaları sonucu yeni panoların aktif hale getirilmesi nedeniyle

ilerleme değerleri yükselmiştir. Ancak, randımanların 10-14 cm/yev civarlarında olması işçilik maliyetlerini yükseltmiştir.

Müesseselerde toplam ilerleme miktarları yıllık bazda değerlendirildiğinde, Şekil 6'daki grafik elde edilmiştir.



Şekil 6. TTK'da yıllara göre toplam galeri ve tabanyolu ilerlemelerindeki değişim.

Şekil 6'ya göre TTK'da her yıl ortalama 3-4 km galeri ve 8-9 km de tabanyolu sürülmektedir. İlerleme mesafelerinin her sene azalması Şekil 1'de gösterilen üretim miktarlarının da düşmesine sebep olmaktadır.

#### 4 SONUÇ VE ÖNERİLER

Kömürde üretiminin artırılması; işgücünün arttırılmasına, hazırlık işlerinin

sürekliliğine, mekanize kazı sistemlerinin uygulanabilirliğine, vb. sebeplere bağlıdır.

Havzada yapılan çalışmalarda gelinen son noktada, Zonguldak havzasında jeolojik koşulların genel olarak mekanize kazıya elverişli olmaması nedeniyle ilerleme hızları düşmekte, işçilik maliyetleri artmakta ve böylece TTK'nın gerekli üretim hedeflerine ulaşmada yetersiz kaldığı görülmektedir.

Ayrıca, uzun yıllardır yeterli yatırımlarda yapılmamaktadır. Örneğin TTK'da

kullanılan delici ve yükleyiciler, 1989-1991 yılları arasında dünya bankası kredileri ile alınmış olup ekonomik ömürlerini doldurmuşlardır (26-27 yıl). Bu makineler çok sık arıza yapmakta ve bu arızalar birim ilerlemeleri ve galeri ilerleme hızlarını düşürmektedir. Ayrıca tamir ve bakım giderleri de yüksektir. İlerleme hızlarını etkileyen bir diğer faktör de arındaki sondaj sürelerinin uzun sürmesidir. 4-6 bar basınçta çalışan pnömatik sondaj makinelerinin eski olmasından dolayı sondaj işleri yavaş ilerlemekte ve bu nedenle arın uzun süre (10-15 gün) meşgul kalmaktadır. Bunun yerine daha güçlü ve yeni elektro hidrolik sondaj makineleri ile sondaj çalışmaları hızlandırılırsa sondajda geçen gün sayısı azaltılır ve böylece galeri ilerleme hızları da yükselir.

Arazide yapılan ölçümler ise ilerleme hızlarında gözlemlenen bu sonuçları doğrular niteliktedir. Çünkü sadece martoperfaratör kullanılan müesseselerde (Üzülmez ve Armutçuk) ilerleme hızları ve işçilik randımanlarının düşük olduğu, martoperfaratör ve E-H yükleyicilerin birlikte kullanıldığı müesseselerde (Kozlu ve Amasra) ilerleme hızlarının yine düşük, ancak işçilik randımanlarının yüksek olduğu görülmektedir. Buna karşın, jumbo delici ve E-H yükleyicilerin birlikte kullanıldığı Karadon müessesesindeki galerilerde, hem ilerleme hızı ve hem de işçilik randımanlarının çok daha yüksek olduğu tespit edilmiştir.

Diğer taraftan TTK'daki üretim miktarları açısından, yarı mekanize kazıya elverişli panolar belirlenmeye devam edilmelidir. Amasra ve Üzülmez müesseselerinde atılan önemli adımlar, diğer müesseselerde de benzer araştırma ve çalışmalar yapılarak yaygınlaştırılırsa üretimdeki trend kesinlikle yükselecektir.

Sonuç olarak; üretim miktarı, taşa sürülen galeri ilerleme mesafeleri, işçilik randımanlarının arttırılabilmesi için gerekli yatırım ve araştırmaların yapılması ve yeni E-H donanım veya jumbo delicilerin satın alınarak tüm müesseselerde mümkün olduğunca yaygınlaştırılması şarttır. Böylece işçilik maliyetleri de azalacaktır.

## TEŞEKKÜR

Yazar, bu bildirisinin hazırlanmasında sağladığı katkılardan dolayı Türkiye Taşkömürü Kurumu Yazılım Geliştirme Şube Müdürü İsmet Kaya'ya teşekkürü bir borç bilir.

## KAYNAKLAR

- Akçın, N.A., Akkaş, E., 2011. Gelik İşletmesi'nde kullanılan kollu galeri açma makinasının performansının incelenmesi, *Türkiye 22. Uluslararası Madencilik Kongresi ve Sergisi*, s. 171-180, Ankara.
- Akkaş, E., 2010. *Gelik İşletmesi'nde Kullanılan Kollu Galeri Açma Makinasının Performansına Etki Eden Etkenlerin Araştırılması*, Yüksek Lisans Tezi, Zonguldak Karaelmas Üniversitesi, Zonguldak, 75 s.
- Ersoy, C., Balcı, C., Şenkal, S.S., 2016. Amasra taşkömürü havzasında çalışan kollu galeri açma makinesinin performans değerlendirilmesi, *Türkiye 20. Kömür Kongresi Bildiriler Kitabı*, s. 37-47, Zonguldak.
- Kılıç A.M., Kılıç, Ö., 2008. Türkiye enerji sektöründe kömür üretim ve tüketiminin önemi. *Türkiye 16. Kömür Kongresi Bildiriler Kitabı*, s. 27-38, Zonguldak.
- Su, O., Yaralı, O., 2010. Elektro-hidrolik delicilerde kullanılan monoblok burguların uç açısının delme performansına etkisi, *Türkiye 17. Kömür Kongresi*, s. 231-244, Zonguldak.
- Su, O., Yaralı, O., Akçın, N.A., 2013. Comparison of drilling performance of chisel and button bits on the electro hydraulic driller, *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 46, 6, s. 1577-1587.
- TTK, 2016. *TTK İstatistik Raporları*, Zonguldak.
- Oktay, Y., Yurdakul, Ş., Demirler, A.H., 2004. TTK'da sürülen galerilerde uygulanan mevcut prim sistemine eleştirel bir bakış ve yeni bir prim sistemi önerisi, *Türkiye 14. Kömür Kongresi Bildiriler Kitabı*, s. 1-12, Zonguldak.
- Yaralı, O., 2005. Zonguldak Taşkömürü Havzası kömür çevre kayaçlarının aşındırıcılık özelliklerinin araştırılması, *Türkiye 19. Uluslararası Madencilik Kongresi*, s. 243-251, İzmir.
- Yaralı, O., 2008. Türkiye Taşkömürü Kurumu galeri ilerlemelerinde galeri açma makinalarının kullanımının araştırılması, *Türkiye 16. Kömür Kongresi Bildiriler Kitabı*, s. 77-91, Zonguldak.

# Albion Prosesi™: Refrakter Altın Cevherlerinden Altın Üretiminde Kullanımı ve Endüstriyel Uygulamalarından Örnekler

## *Albion Process™: Using for Gold Production from Refractory Gold Ores and Examples from its Commercial Installations*

H. Çelik

*Uşak Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Uşak*

**ÖZET** Günümüzde altının cevherlerden kazanımında kullanılmakta olan en yaygın yöntem, basit ve endüstriyel çapta kendini kanıtlamış bir proses olan siyanür liçi metodudur. Ancak, bazı altın cevherleri/konsantreleri direk olarak siyanür liçine tabi tutulduklarında, mineralojilerine bağlı olarak düşük altın kazanımı ve yüksek siyanür tüketimi değerleri elde edilmektedir. Bundan dolayı, refrakter altın cevherlerine/konsantrelerine siyanür liçi öncesinde, bir takım ön iyileştirme işlemlerinin uygulanması gerekmektedir. Bu çalışmada, refrakter altın cevherlerinden/konsantrelerinden altın üretiminde son yıllarda kullanılmaya başlanmış olan Albion Prosesi™ kısaca tanıtılmakta olup, sonrasında dünya genelinde endüstriyel uygulamalarından örnek tesisler incelenmiştir.

**ABSTRACT** Cyanidation is a relatively simple and industrially proven process for extraction of gold from gold ores. But, low gold recoveries and high cyanide consumption values are obtained from some gold ores/concentrates when subjected to direct cyanide leaching depending on ore mineralogy. Therefore, some pre-treatment methods must be applied to refractory gold ores/concentrates prior to cyanide leaching. In this paper, the Albion Process™ used recently for gold extraction from refractory gold ores/concentrates have been discussed briefly and then sample facilities from commercial installations have been examined all over the world.

### 1 GİRİŞ

Günümüzde cevher içerisinde gözle görülemeyecek kadar çok ince taneli dağılmış bulunan altın taneciklerini kazanmak amacıyla kullanılan geleneksel yöntem, siyanürle altının çözülmesi yöntemidir. Siyanür prosesinin dünya çapında kabul görmesinin nedeni yöntemin son derece basit ve kendini kanıtlamış oluşudur (Çelik, 2005). Bununla birlikte cevher içerisindeki iri taneli altının kazanımında Knelson, Falcon ve MGS gibi çeşitli gravite yöntemlerinin sıklıkla uygulandığı da görülmektedir (Alp ve diğ., 2005; Gül ve diğ., 2012; Egbe ve diğ., 2013).

Genel olarak altın cevherleri öğütlemeyle serbestleşen (free milling) ve refrakter altın

cevherleri olarak sınıflandırılmaktadır. Öğütlemeyle serbestleşen altın cevherleri basit gravite teknikleri ile veya direk siyanür liçi ile işlenebilmektedir. Free milling cevherlere 20–30 saat süreli, 100–250 mg/L siyanür konsantrasyonunda ve pH=10 civarında liç işlemi uygulandığında, altın %90'nın üzerinde verim ile kazanılabilmektedir. Yüksek siyanür konsantrasyonu ve oksijen ilavesiyle kabul edilebilir ekonomikte altın eldesi sağlanabilen cevherler kompleks cevherler, reaktif/oksijen ilavesi artırıldığı halde yeterli oranda altın eldesi sağlanamayan cevherler ise refrakter cevherler olarak adlandırılmaktadır (La Brooy ve diğ., 1994).



Tablo 1. Altın Cevherlerinin Refrakterliğinin Sınıflandırılması (La Brooy ve diğ., 1994)

Altın Kazanımı: <%50 Yüksek refrakter

Altın Kazanımı: %50–80 Orta refrakter

Altın Kazanımı: %80–90 Hafif refrakter

Altın Kazanımı: %90–100 Refrakter olmayan (free milling)

Altın cevherlerinin refrakterlik derecesinin, %Au kazanım oranına göre sınıflandırılması Tablo 1’de verilmiştir.

Altın cevherlerinin/konsantrelerinin refrakterliğinin temel nedenlerinden bazıları aşağıda sıralanmıştır (Fernandez ve diğ., 2000):

- Çok ince taneli veya sub-mikroskopik altının özellikle pirit, arsenopirit veya pirotit gibi sülfür mineralleri içerisinde kapalı durumda bulunması,
- Demir ve bazı metal sülfürlerin liç ortamındaki parçalanma ürünlerinin siyanür ve/veya oksijen ile tepkimeleri,
- Cevherde arsenik minerallerinin varlığı,
- Altının siyanürde çözünmez bileşikler halinde bulunması (tellüridler ile birlikte)
- Çözünmüş altını adsorbe eden karbonlu malzemelerin varlığı ve
- Altın siyanür bileşimini adsorbe edebilen kil minerallerinin varlığı.

Yüzeğe yakın altın yataklarında altınla birlikte bulunan diğer mineraller; su, oksijen, güneş ışığı ve bakterilerin etkisiyle oksitlenmekte ve bu cevherler klasik siyanür liçi ile kolaylıkla işlenebilmektedir. Ancak bu tip yataklar hızla tükenmektedir. Günümüzde toplam altın üretiminin 1/3’ü refrakter olarak nitelendirilen altın yataklarından yapılmaktadır. Bu oran oksitlenmiş, yüzeğe yakın olan altın yataklarının tükenmesi ile giderek artmaktadır (Anon a, 2017). 2011 yılında üretilen toplam 2630 ton altının yaklaşık dörtte birinin refrakter cevherlerden, yarısının öğütmeyle serbestleşen cevherlerden, %15’inin yığın liçi ile ve %10’unun ise flotasyon ile gerçekleştirildiği belirtilmektedir (Adams, 2016).

Refrakter altın yataklarındaki altın tanecikleri siyanür tarafından kolay çözündürülemez şekilde, sülfür mineralleri, özellikle pirit ve arsenopirit içerisinde hapsolmuş durumdadır. Bu tip altın kaynaklarının değerlendirilebilmesi, sülfür minerallerini parçalayıp altının siyanür ile temasının sağlayacak bir takım ön hazırlama işlemlerinin siyanür liçi öncesinde uygulanması ile mümkün olmaktadır (Brierly, 1995).

Ön iyileştirme işlemlerinin seçiminde bir takım teknik, ekonomik ve çevresel faktörler göz önüne alınmakta olup, bu işlemler temel olarak şunlardır (La Brooy ve diğ., 1994; Ubaldini ve diğ., 2000):

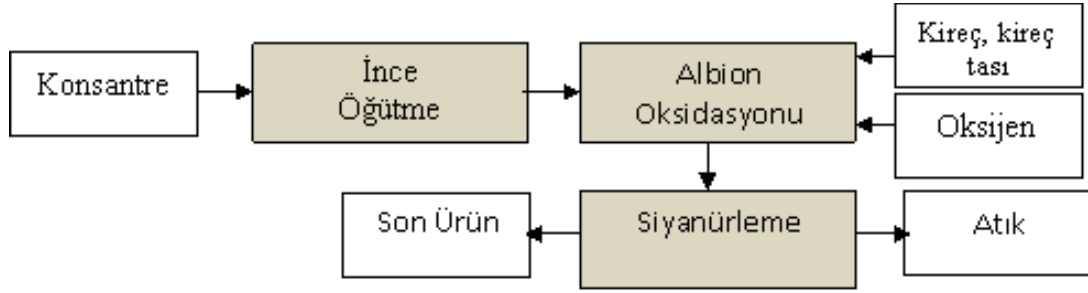
- Termal işlemler (kavurma, piroliz)
- Basınç altında oksidasyon (asidik veya alkali),
- Kimyasal işlemler (Redox/Nitrox, Activox Prosesleri gibi),
- Bakteriyel oksidasyon ve
- Fiziksel işlemler (ince öğütme)

Bu bildiride refrakter altın cevherlerinden/konsantrelerinden altın üretiminde kullanılan ve çok ince öğütme ve atmosferik basınçta oksitleyici liç işleminin bir kombinasyonu olan Albion Prosesi kısaca tanıtılmakta olup sonrasında dünya genelinde endüstriyel uygulamalarından örnek tesisler incelenmiştir.

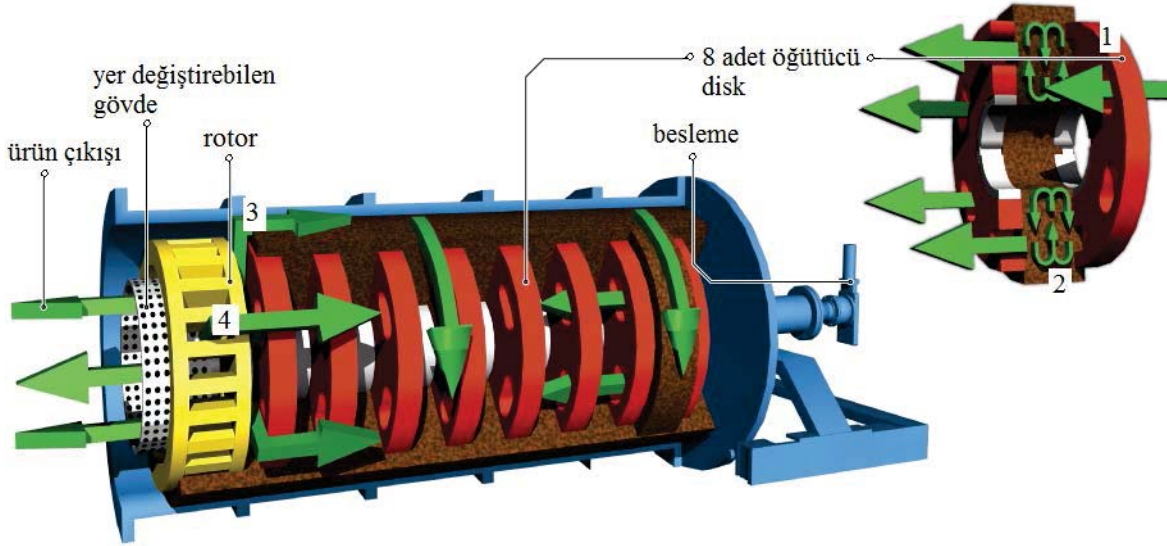
## 2 ALBION PROSESİ İLE REFRAKTER ALTIN KONSANTRELERİNDEN ALTIN ÜRETİMİ

Albion Prosesi™ 1994 yılında Xstrata PLC (Glencore Technology Pty Limited, Avustralya) tarafından refrakter altın cevherlerinin/konsantrelerinin ön oksidasyon proseslerine alternatif olarak geliştirilmiş ve dünya genelinde patenti alınmıştır. Teknoloji çok ince öğütme ve akabinde uygulanan atmosferik basınçta bir veya birkaç karıştırmalı tankta (harici basınç ve sıcaklık uygulaması olmadan) oksitleyici liç işleminin bir kombinasyonudur. Proses baz veya değerli metal içeren konsantre beslenmektedir. Konsantrede yer alan sülfürlü mineraller oksitlenmekte ve serbestleşen metaller siyanür liçi gibi geleneksel yöntemlerle kazanılmaktadır. Yöntem; düşük işletme ve yatırım maliyetleri, çevreye dost duraylı atık eldesi, daha düşük siyanür tüketimi ve basit proses kontrolü gibi avantajlarından dolayı bakteri ve basınç oksidasyonuna göre daha avantajlı olmaktadır (Celep ve Alp, 2008; Senchenko ve diğ., 2016). Prosesin genel prensip akım şeması Şekil 1’de verilmektedir.





Şekil 1. Refrakter altın içeren sülfürlü mineral konsantrelerine Albion Prosesi uygulamasının prensip akım şeması (Senchenko ve diğ., 2016)



Şekil 2. IsaMill™'in çalışma prensibi (Anon b, 2017)

Albion Prosesi™ başlangıçta asidik ortamda bakır, nikel, çinko, kobalt gibi sülfürlü baz metal konsantrelerinin liçi ve liç artığından yan ürün olarak altın eldesi için tasarlanmıştır (asit prosesi). Bununla birlikte prosenin geliştirilmesi çalışmalarında, pirit ve tellüritlerin oksidasyonunun alkali ortamda daha verimli olduğunun saptanması üzerine pirit gibi değerli metal (altın, gümüş, platin) içeren refrakter konsantreler üzerinde uygulanmaya başlanmıştır. Sonuç olarak başlıca refrakter piritik altın cevherleri için yeni bir teknoloji geliştirilmiş (alkali prosesi) ve patent başvurusunda bulunulmuştur (Hourn ve diğ., 2005).

## 2.1 İnce Öğütme Aşaması

İnce öğütme Albion Prosesinin ilk aşamasını oluşturmaktadır. Bu aşamada patenti yine Xstrata PLC firmasına ait olan ve Albion Prosesinin bir parçası olan yatay karıştırıcı değirmen IsaMill™ kullanılmaktadır Şekil 2'de görüldüğü üzere IsaMill değirmeninde üzerine 8 adet diskin montelendiği yatay bir shaft çok yüksek çevresel hızda (21-23 m/sn) döndürülmekte (1) ve değirmen içerisinde 300kW/m<sup>3</sup> seviyelerinde yüksek enerji yoğunluğu oluşturulmaktadır. Öğütücü

ortam, öğütme disklerinin hareketi ile radyal olarak gövdeye doğru harekete geçirilmektedir. Ortam diskler arasında disk yüzeylerinden dışa doğru yüksek hızlanmaya maruz kalmadığından, değirmen shaftına doğru zorlanmaktadır. Bunun neticesinde diskler arasında ortamın sirkülasyonu gerçekleşmekte (2) ve karıştırmalı ortamda cevher ağırlıklı olarak aşındırma kuvveti ile öğütülmektedir. Şekil 2'de görüldüğü gibi değirmen çıkış kısmında rotor ve yer değiştirebilen gövdeden oluşan patentli ürün seperatörü bulunmaktadır. Son disk ile rotor arasındaki yakın mesafeden dolayı iri taneler gövdenin dışına doğru merkezkaç kuvveti ile santrifüjlenir (3). Pervane ile değirmen içinde oluşturulan pompalama işlemi ile ortamın değirmen içinde kalması sağlanır (4). Öğütülmüş ürün rotor içine ve oradan da yer değiştirebilen gövde içine girdikten sonra değirmeni terk eder. Yüksek enerji yoğunluğu ve seri 8 adet öğütme bölmesine sahip olması neticesinde öğütücü ortam-tane çarpışması olasılığı yüksektir. Değirmende yüksek verimliliğin bir nedeni de ince öğütücü ortam (1mm inceliğe kadar) kullanılabilmesidir. Bu durum ortamın birim hacmindeki yüzey alanını önemli ölçüde

artırmakta ve ortam-tane çarpışması olasılığı da aynı derecede yükselmektedir (Burford ve Clark, 2017).

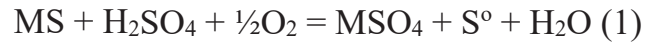
Çoğu sülfür mineralleri normal atmosferik basınç ortamında liç edilememektedir. Çok ince öğütme ile sülfür mineralleri kristal kafesinde yüksek derecede gerilme oluşturulmaktadır. Taneler arası sınır çatlaklarının sayısı ve minerallerin kristal kafesinde oluşturulan kusurlar artmaktadır. Tanelerde oluşturulan gerilme sülfür minerallerinin oksidasyonu için gerekli aktivasyon enerjisini düşürmekte ve böylelikle atmosferik şartlarda liç işlemi mümkün kılınmaktadır. Minerallerin yüzey alanlarının artışı da liç verimini yükseltmektedir. İnce öğütme uygulaması aynı zamanda minerallerin demir oksit, elementer sülfür gibi liç reaksiyonu ürünleri ile pasivasyonunu engellemektedir. Bu reaksiyon ürünleri liç minerallerinin yüzeyine çökerek, liç reaktiflerinin mineral yüzeyleri ile olan temasını engellemektedir. Minerallerin pasivasyonu yüzeylerine çökelen reaksiyon ürünlerinin kalınlığının 2–3 µm kalınlığa ulaştığında tamamlanmaktadır. Çok ince öğütme ile tanelerin boyutu %80'i <10-12 µm incelikte olduğundan ve liç mineralleri çökeltme işleminden önce öğütüldüğünden pasivasyonun önüne geçilmektedir (Anon b, 2017; Hourn ve diğ., 2005; Hourn ve Turner, 2012).

## 2.2 Albion Oksidasyonu Aşaması

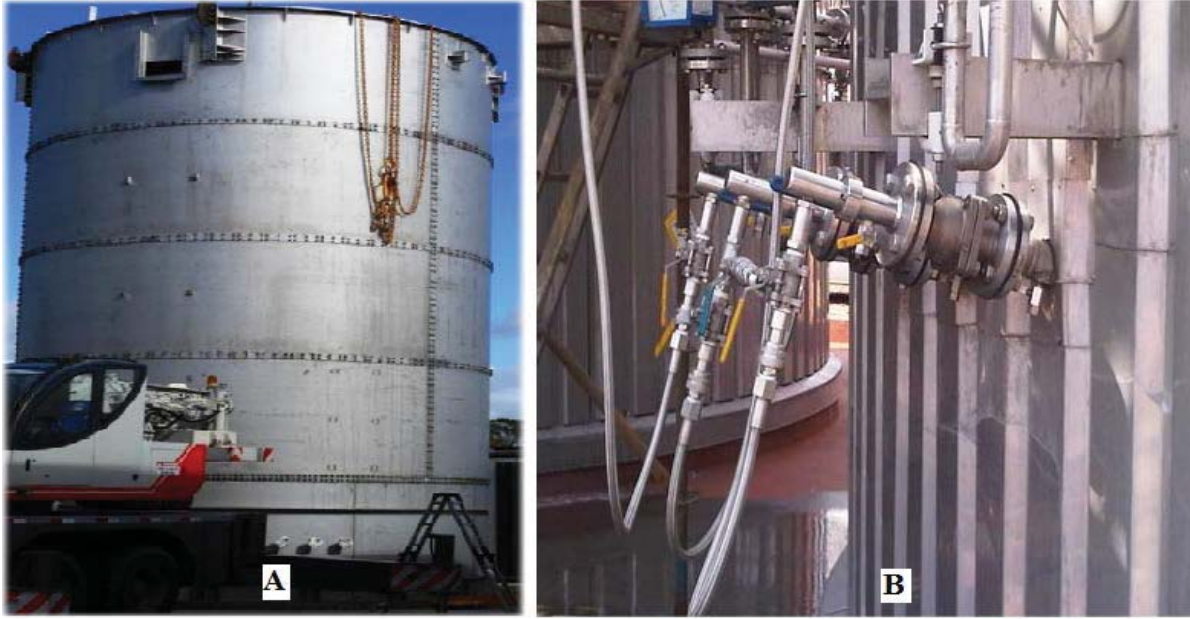
Konsantrenin çok ince öğütülmesinden sonra, pülp patenti Xstrata PLC firmasına ait olan ve Albion Liç Reaktörü (Şekil 3A) olarak bilinen tanklarda atmosferik basınçta oksidasyona maruz bırakılmaktadır. Reaktörler seri halde ve pülpün gravite ile tanklar arasında geçişini sağlayacak şekilde çalıştırılmaktadır. Korozyona karşı dayanımlı çelik alaşımlı gövde ve tabana sahip olan reaktörlerin montajı modüler sistemle kolayca yapılabilmektedir. Bir veya daha fazla pervane ile karıştırılan tanklara tank tabanında çevresel olarak yerleştirilmiş ve firmanın geliştirdiği HyperSparg<sup>TM</sup> enjeksiyon sistemi (Şekil 3B) ile sülfürlü minerallerin oksidasyonunu sağlamak amacıyla süpersonik hızda (450–550 m/s) oksijen verilmektedir. Oksijen enjeksiyon sistemi, reaktörde yüksek oksijen kütle transfer oranlarına ulaşabilmek için karıştırma sistemini de hesaba katarak dizayn edilmektedir. Bu sistemle %85'in üzerinde pülpe oksijen aktarım oranlarına ulaşabilmektedir. Enjeksiyon sistemi

nedeniyle tankın karıştırılması için geleneksel sistemlere göre daha düşük motor gücüne ihtiyaç olmaktadır. Reaktör, pülpün kaynama noktasına yakın sıcaklıkta (90–95 °C) çalıştırılmakta olup, ayrıca bir soğutma sistemi bulunmamaktadır. Gerekli olan bu sıcaklık sülfür minerallerinin oksidasyon tepkimeleri neticesinde doğal olarak oluşmakta, ayrıca bir ısıtma sistemine de gereksinim duyulmamaktadır. Sıcaklık kontrolüne gerek olmaması reaktör montajı ve bakımını basitleştirmektedir. Pülpün kaynama noktasına yakın sıcaklıkta çalışılması, reaktörde atık gazlarla birlikte önemli oranda su buharı oluşmasına sebep olmaktadır. Bu gazlar baca sistemi ile güvenli bir yüksekliğe bırakılmaktadır (Anon b, 2017; Anon c, 2017; Anon d, 2017; Hourn ve Turner, 2012).

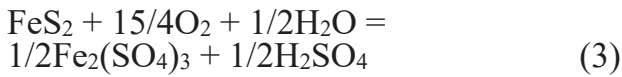
Albion Prosesinin oksidasyon aşamasında sülfür mineralleri elementer sülfür veya sülfata ekzotermik tepkime ile iki kademedeki oksitlenmektedir. İlk aşamada sülfür mineralleri çözünebilir sülfat ve elementer sülfüre dönüşmekte (Tepkime 1), ikinci aşamada ise elementer sülfür sülfürik aside oksitlenmektedir (Tepkime 2) (Anon c, 2017; Hourn ve Turner, 2012).



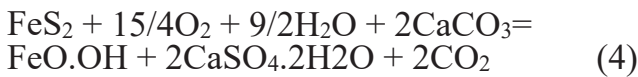
Bu tepkimelerde asidik ortamda ferrik demir katalizör olarak görev yapabilmektedir. Oksidasyon aşaması asidik ile nötral pH aralığında gerçekleşebilmektedir. pH'ın kontrolü ile elementer sülfürün oksidasyon oranı düşük tutulabildiği gibi tam oksidasyonu da sağlanabilmektedir. Bu maksatla pH 1-6 aralığında tutulmaktadır. Refrakter altın/gümüş konsantrelerinin Albion Prosesi ile ön oksidasyonu aşamasında reaktöre sürekli düşük maliyetli kireçtaşı ilavesiyle Tepkime 2 ile oluşan sülfürik asit nötrlenmekte ve pH 5,5 civarında tutulmaktadır. Böylelikle sülfür minerallerinin kafes yapısı parçalanırken, diğer taraftan elementer sülfürün siyanür tüketiminin önüne geçilmektedir. Pirit çoğu refrakter altın konsantrelerinin ana sülfürlü mineralidir. Oksidasyon aşamasında pirit kafesi parçalanmakta ve ferik demir ve sülfürik asit oluşurken (Tepkime 3), altın oksitlenmiş atık madde içinde kalmaktadır (Anon c, 2017; Hourn ve Turner, 2012; Senchenko ve diğ., 2016).



Şekil 3. 250 m<sup>3</sup> kapasiteli kurulum aşamasındaki reaktör (A) ve HyperSparge enjeksiyon sistemi (B) (Anon d, 2017)

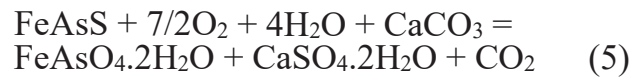


Geleneksel refrakter altın işleme tesislerinde, oksitlenmiş altın içeren atık asidik liç solüsyonundan siyanür liçi öncesinde yatırım maliyeti yüksek katı/sıvı ayırımı işlemi ile ayrılmak zorundadır. Asidik solüsyonun nötrleştirilmesi için de ek maliyet oluşmaktadır. Albion prosesinde ise oluşan ferik demir ve asit tanka sürekli kireçtaşı ilavesiyle nötrleştirilmektedir. Pülp daha sonra liçte karbon devresine (CIL) gönderilmektedir. Böylelikle ilave katı/sıvı ayırımı işlemi ve nötralizasyon işlemine gerek olmamaktadır. Nötre yakın ortam şartlarında ve 90–95 °C sıcaklık değerlerinde, kireçtaşı ilavesiyle götit ve jips oluşmakta ve piritin toplam oksidasyon tepkimesi aşağıda verilmektedir (Tepkime 4) (Anon b, 2017; Anon c, 2017; Hourn ve diğ., 2005; Senchenko ve diğ., 2016).

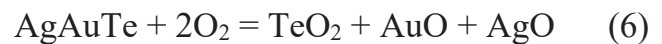


Nötr pH şartları altında oksitleyici liç işlemi ancak konsantrenin çok ince öğütülmesi ile mümkün olabilmektedir. Konsantre ince öğütülmezse, nötralizasyon ile oluşan jips sülfür minerallerini pasivize etmekte ve oksidasyona mani olmaktadır. Nötr ortamda elementer sülfür oluşmadığından, oksitlenmiş malzeme bakteriyel ve basınçlı oksidasyon

yöntemleriyle karşılaştırıldığında daha az siyanür tüketimine neden olmaktadır. Çoğu refrakter altın konsantrelerinde bulunan ve yapısında altın içeren arsenopirit mineralinin nötr şartlarda toplam oksidasyon tepkimesi Tepkime 5’de verilmektedir. Arsenopiritin oksidasyonu sonucu oluşan arsenik, kararlılığı yüksek ve çözünürlüğü düşük ferrik arsenata dönüşmektedir (Anon c, 2017; Hourn ve Turner, 2012; Senchenko ve diğ., 2016).



Sülfür minerallerine ilave olarak, refrakter altın konsantreleri AgAuTe, AgTe, PbTe, Pb(Bi)Te, PbAu(Sb)Te gibi altın ve gümüş içeren tellürit mineralleri de ihtiva edebilmektedir. Çok ince öğütme ile tellüritlerin oksitleyici sistemde liç işlemi ilerletilmekte ve alkali şartlar altında hızlandırılmaktadır. Tellüritler yükseltilmiş pH ortamında hızla parçalanmakta ve  $\text{HTeO}^{+3}$  ve  $\text{Au}^{+}$ ’ya oksitlenmektedir. Komple tellürit oksidasyonu için kireç ile pH’nın 9’a yükseltilmesi gerekli olabilir. Serbestleşmiş altın ve tellüryum oksit halinde çökelmektedir (Tepkime 6) (Anon b, 2017; Anon c, 2017; Hourn ve Turner, 2012).





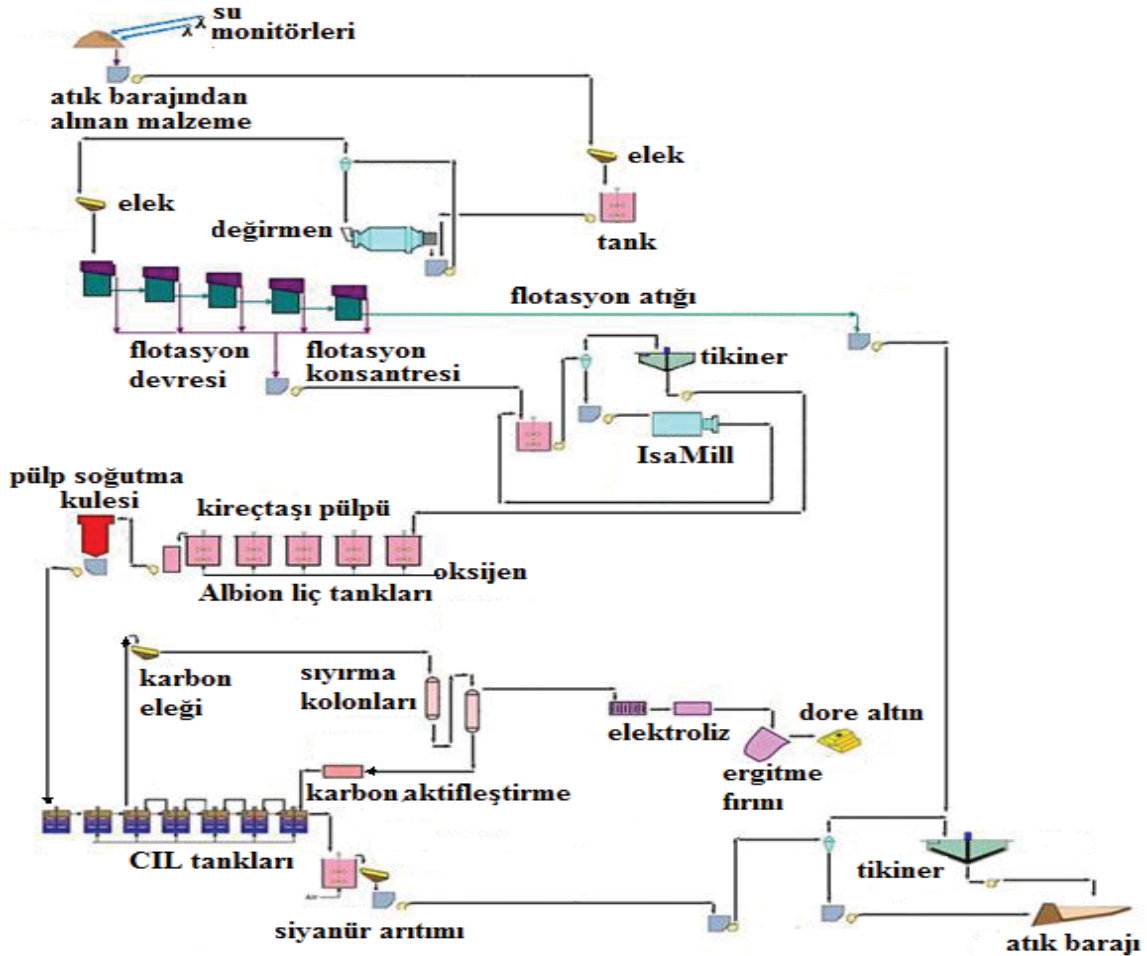
### 3 . ALBION PROSESİNİN™ TESİS UYGULAMALARINDAN ÖRNEKLER

Albion Prosesi, M3000 IsaMill'inin 1994 yılında Mount Isa Madeninde (Avustralya) başarılı uygulamasından sonra ortaya çıkmıştır. Prosesin ilk pilot çaplı denemesi ise 2001 yılında McArthur River çinko madeninde (Avustralya) gerçekleştirilmiş olup; çinko, Albion reaktöründe liç edildikten sonra geleneksel temizleme/elektro kazanım aşamalarından sonra katotta kazanılmış, liç işleminden alınan kurşun ve gümüş içeren atık kurşun kazanımı devresine gönderilmiştir. Prosesin sanayi ölçekte ilk uygulamasına 2010 yılında İspanya'da 4.000 ton/yıl çinko metal kapasiteli çinko madeninde başlanmıştır. 2011 yılında Almanya'da yine çinko madeninde (16.000 ton/yıl) ikinci uygulaması devreye girmiştir. Günümüzde proses refrakter altın konsantrelerinden altın üretimi maksadıyla Las Lagunas Altın Madeni (2012/Dominik Cumhuriyeti) ve GeoProMining Gold LLC (GPM) Altın Madeninde (2013/Ermenistan)

uygulanmaktadır. Certaj Altın Madeninde ise (Romanya) prosesin uygulanmasına yönelik çalışmalar sürdürülmektedir (Hourn ve Turner, 2012). Bu bölümde prosesin refrakter altın konsantrelerine uygulandığı işletmeler kısaca tanıtılacaktır.

#### 3.1 Las Lagunas Altın Madeni (Dominik Cumhuriyeti)

Panterra Gold Limited tarafından işletilmekte olan madende, Rosario madeninin yüksek tenörlü altın ve gümüş içeren piritik CIL atıkları yeniden işlenmektedir (Şekil 4). Seksenli yılların sonlarında oksitli altın rezervleri tükenince, tesise özellikle pirit içeren sülfürlü fazdan besleme yapılmaya başlanmıştır. Cevherin refrakter yapısının artmasına paralel, CIL ünitesinde altın ve gümüş kazanım verimi %30'un altına düşmüştür. Kazanılmayan altın sub-mikroskobik boyutta ve pirit içinde kapanım halinde bulunduğundan, atık barajına gönderilen malzemedeki altın (<3,5 g/t) ve gümüş miktarı (<38,6 g/t) yüksek orandadır.

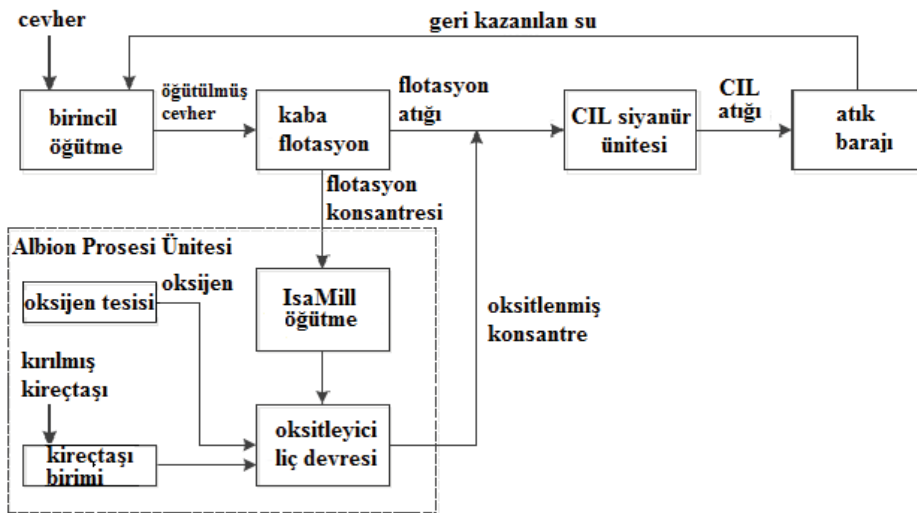


Şekil 4. Las Lagunas altın madeni akım şeması (Kuchling ve diğ., 2011)

Günümüzde yapılan hesaplamalara göre barajda kazanılabilecek yaklaşık 20 ton altın ve 195 ton gümüş bulunmaktadır. Atık barajından 100 t/h kapasite ile alınan malzeme 700 KW gücündeki bilyalı değirmende flotasyon öncesi öğütülerek mineral yüzeyleri aktive edilmektedir. Her biri 40 m<sup>3</sup> kapasiteli 5 adet selülden oluşan flotasyon devresinde elde edilen 14 g/t Au, 125 g/t Ag tenörlü ve 28 t/h miktarında sülfürlü mineral konsantresi Albion tesisine gönderilmektedir. Konsantre bu devrede 1,5 MW gücünde ve öğütme hazne hacmi 3000 L olan M3000 tipi IsaMill değirmeni ile öğütülmektedir. Çok ince öğütme ile sülfür mineralleri kristal kafesinde yüksek derecede gerilme oluşturularak taneler arası sınır çatlaklarının sayısı yükseltilmekte ve liç verimini yükseltecek şekilde minerallerin yüzey alanları artırılmaktadır. Çok ince boyuta öğütülen konsantre, her biri 600 m<sup>3</sup> kapasiteli ve 12 adet HyperSparge enjeksiyon sistemi bulunduran beş adet Albion Liç Reaktöründe pH 5,5'da oksidasyona maruz bırakılmaktadır. Bu reaktörler 80-85 t/g kapasite ile tasarlanmıştır. Reaktörlerde sülfür minerallerinin oksidasyon tepkimeleri neticesinde doğal olarak oluşan 98 °C sıcaklık, siyanür liçi öncesinde 45 °C'ye düşürülmektedir. Okside olmuş konsantreden altın, 6x441 m<sup>3</sup> kapasiteli CIL devresinde ve akabinde elektroliz ve ergitmeyle dore külçe halinde üretilmektedir (Hourn ve Turner, 2012; Kuchling ve diğ., 2011).

### 3.2 GeoProMining LLC (GPM) Altın Madeni (Ermenistan)

Azerbaycan sınırındaki Zod madeninden açık işletme yöntemi ile üretilen maden, Türkiye sınırındaki Ararat'ta bulunan zenginleştirme tesisine (Şekil 5) demir yolu ile nakledilmekte ve işlenmektedir. Günümüzde Zod madeninde 28 milyon ton görünür rezervde ortalama %1,4 kükürt, 4,2 g/t Au ve 4,65 g/t Ag bulunmaktadır. Zod madeninde üretim 1976 yılında yüzeye yakın oksitli cevherle başlamıştır. Günümüzde oksitli zondan altın üretimi hemen hemen bitmiş olup, daha derinlerde yer alan sülfürlü zonda yer alan arsenopiritik ve piritik altın içeren cevherden zenginleştirme tesisine gönderilen miktar yükselmiştir. Bunun neticesinde Ararat'ta bulunan tesiste altın ve gümüş kazanım oranları da kademeli bir şekilde düşmüştür. 2014 yılında GPM şirketi var olan tesisi sülfürlü konsantreden altın üretebilmek için yıllık 110.000 ton konsantre işleyebilecek kapasiteli Albion prosesi ile yenilemiştir. Zenginleştirme tesisinde yer alan birincil öğütme devresinde cevher birbirine paralel çalıştırılan iki öğütme ünitesinde (her bir ünite 1600 KW gücünde otojen değirmen ve akabinde iki adet 630 KW bilyalı değirmen) öğütülmektedir. Bu devrenin siklon üst akımı flotasyon devresinin 25 m<sup>3</sup>'lük besleme tankına gönderilmektedir. Flotasyon devresinde öncelikle talk ve karbonatlı mineraller ön flotasyon ile yüzdürülmektedir. Bu aşamada elde edilen atık kaba/temizleme flotasyon devresine altın içeren sülfürlü mineral konsantresi elde etmek amacıyla gönderilmektedir.



Şekil 5. GPM altın madeni prensip akım şeması (Voigt ve diğ., 2014)



Bu devrenin atığı önce tikiñere oradan da CIL ünitesine gönderilirken, konsantre ise sülfürlü minerallerin oksidasyonu için Albion ünitesine gönderilmektedir. Albion oksidasyonu devresine gelen konsantre ağırlıkça %20 demir, %18-20 sülfür, %2,5-3,5 arsenik, 40 g/t Au ve 35 g/t Ag içermektedir. Konsantre bu devrede öncelikle %80 <11-12 µm boyutuna M3000 tipi IsaMill ile 12,1 t/s kapasitede öğütülmektedir. Çok ince boyuta öğütülen konsantre sonrasında Albion oksidasyonu aşamasına gönderilmektedir. Bu aşamada 9 adet 240 m<sup>3</sup> kapasiteli, 9,4 m yüksekliğinde ve 5,4m çapında reaktörler kullanılmaktadır. Konsantrenin reaktörde alıkonma süresi 30 saattir. Her bir reaktör 160 KW gücünde çift karıştırıcı ile karıştırılmakta olup, tankların altından 6 adet HyperSparge enjeksiyon sistemi ile oksijen verilmektedir. Tanklara verilen pülp halinde kireçtaşı (%80 <75 µm) ile pH 5-5,5 seviyelerinde tutulmaktadır. Tikinerde koyulaştırılmış oksitleyici liç devresi malzemesi ile flotasyon devresi atığı 100 m<sup>3</sup> kapasiteli tankta karıştırıldıktan sonra 137,5 t/h kapasiteli CIL devresine beslenmektedir. Bu devrede 6 adet CIL tankı yer almakta olup, alıkonma süresi 41 saattir. Burada 5,3 kg/t NaCN ve 10 kg/t kireç tüketilmektedir. CIL devresinde altın elektroliz ve ergitmeyle dore külçe haline getirilirken, atık arıtıldıktan sonra baraja gönderilmektedir (Hourn ve Turner, 2012; Voigt ve diğ., 2014).

### 3.3 Certej Altın Madeni (Romanya)

Projenin %80'i European Goldfields şirketinde olup, fizibilite çalışmaları devam etmektedir. Açık işletme yöntemi ile işletilecek olan madenin proje ömrü 11.5 yıl olup, yıllık 3 milyon ton cevher işlenecektir. Tesiste yıllık ortalama 5 ton Au ve 25 ton Ag dore halinde üretilecektir. Au için toplam verimin %81, Ag için ise %75 olması beklenmektedir. Cevher hazırlama tesisinde kırma, yarı otojen öğütme ve bilyalı değirmen uygulamaları ile cevherin %80'i <106 µm boyutuna indirilecektir. Öğütülmüş malzemedan kaba/temizleme flotasyonu aşamasında 28 t/h kapasite ile pirit konsantresi üretilecektir. Flotasyon konsantresinin ağırlıkça %35 demir, %43 sülfür, %0,5 arsenik, 15-18 g/t Au ve 90 g/t Ag içermesi planlanmaktadır. Bu konsantre Albion ünitesinde öncelikle M10000 tipi IsaMill değirmeni ile %80 <11,5 µm boyutuna öğütülecektir. Çok ince öğütme uygulamasından sonra ise 5 adet 1500 m<sup>3</sup>

kapasiteli Albion liç reaktöründe 180 t/gün kapasite ile sülfürlü mineraller sülfata oksitlenecektir. Oksidasyon reaktörlerinden alınan malzeme soğutma kulelerinde soğutulduktan sonra geleneksel siyanür liç devresine beslenecektir. Bu devreden altın kazanıldıktan sonra, artığına ise INCO siyanür bozundurma yöntemi uygulanacaktır. Albion devresinde okside olmuş malzemedan altın kazanım veriminin %93, pirit oksidasyonunun ise %70-75 civarında olması beklenmektedir (Hourn ve Turner, 2012).

### 4. SONUÇ

Günümüzde klasik siyanür liç ile kolaylıkla işlenebilen yüzeye yakın okside olmuş altın yatakları hızla tükenmektedir. 2011 yılında üretilen toplam 2630 ton altının yaklaşık dörtte biri refrakter altın cevherlerinden gerçekleştirilmiştir. Bu oranın oksitlenmiş altın yataklarının tükenmesi ile giderek artacağı aşıkardır. Refrakter altın yataklarındaki sub-mikroskobik dissemine altın tanecikleri siyanür tarafından kolayca çözümlenemeyecek şekilde özellikle pirit ve arsenopirit gibi sülfür mineralleri içerisinde hapsolmuş durumda olduğundan, bu tip cevherlerden/konsantrelerden altın üretimi ancak sülfür minerallerini parçalayıp altının siyanür ile temasının sağlayacak kavurma, basınçlı oksidasyon vb. gibi bir takım ön hazırlama işlemlerinin siyanür liç öncesinde uygulanması ile mümkün olmaktadır.

Son yıllarda dünya genelindeki altın madenlerinde ön hazırlama işlemi olarak Albion Prosesinin uygulanmaya başlandığı görülmektedir. Yöntem; flotasyon ile elde edilen altın içeren sülfürlü mineral konsantrelerine uygulanmakta olup, çok ince öğütme (%80 <10-12 µm) ve sonrasında uygulanan atmosferik basınçta ve nötre yakın ortamda karıştırmalı tanklarda uygulanan oksitleyici liç işleminin bir kombinasyonudur. Sülfürlü mineraller sülfata oksitlendikten sonra geleneksel siyanür liç ile altın, gümüş kazanımı gerçekleştirilmektedir. Yöntemin birinci aşamasını oluşturan çok ince öğütme ile sülfür minerallerinin kristal kafesinde yüksek derecede gerilme oluşturularak, minerallerinin oksidasyonu için gerekli aktivasyon enerjisi düşürülmektedir. Aynı zamanda yüzey alanı artışı da minerallerin oksidasyon oranını yükseltmektedir. İkinci aşamada ise özel tasarlanmış reaktörlerde oksidasyon işlemi yapılmaktadır. HyperSparge enjeksiyon sistemi ile

reaktörlere süpersonik hızda oksijen verilmekte ve %85'in üzerinde pülpe oksijen aktarım oranlarına ulaşabilmektedir. Albion prosesi günümüzde refrakter altın konsantrelerinden altın üretiminde yeni uygulanmaya başlanmış bir yöntemdir. 2012 yılından beri Las Lagunas Altın Madeni (Dominik Cumhuriyeti) ve 2013 yılından beri GeoProMining LLC (GPM) Altın Madeninde (Ermenistan) başarı ile uygulandığı görülmektedir.

Altın Madencileri Derneğinin verilerine göre (Anon e, 2017) Ülkemizde 2012-2015 yılları arasında yıllık ortalama yaklaşık 30 ton civarında altın üretimi yapılmıştır. Yeni arama ve yatırım faaliyetleri devam ettiğinden kısa vadede altın üretimimizin artacağı öngörülebilir.

## **KAYNAKLAR**

- Adams, M.D. 2016. Overview of the Gold Mining Industry and Major Gold Deposits. in Gold Ore Processing: Project Development and Operations, Edt. By Mike D. Adams, Elsevier, 3 May 2016, p.27
- Anon a, 2017. Agitated Tank Bioleaching:Refractory Gold-Bacox™, <http://www.mintek.co.za>
- Anon b, 2017. Albion Process™ Simplicity in Leaching, Introduction to the Albion Process, <http://www.albionprocess.com/EN/flowsheetOptions/Pages/default.aspx>
- Anon c, 2017. Albion Process™ Simplicity in Leaching: Refractory Gold Applications, <http://www.albionprocess.com/EN/flowsheetoptions/Documents/The%20Albion%20Process%20for%20Refractory%20Gold.pdf>
- Anon d, 2017. The Albion Leach Reactor™. <http://www.albionprocess.com/EN/albionleachreactor/Documents/albion%20leach%20reactor%20general%20description.pdf>
- Anon e, 2017. Türkiye Altın Üretimi. <http://altinmadencileri.org.tr/turkiye-altin-uretimi/>
- Alp, İ., Celep, O., and Deveci, H., 2005. Application of Falcon centrifugal concentrator for recovery of gold from Mastra ore, [in] XIth Balkan Mineral Processing Congress, Mineral Processing in Sustainable Development Durres, Albania, p.314.
- Brierley, L.C., 1995. Bacterial oxidation: Master key to unlock refractory gold ores. Engineering & Mining Journal, May 1995.
- Burford, B.D., and Clark, L.W., 2017. IsaMill™ Technology Used in Efficient Grinding Circuits. VIII International Conference on Non-Ferrous Ore Processing, Poland <http://www.isamill.com/EN/downloads/Pages/papers.aspx>
- Celep, O., ve Alp, İ. 2008. Karıştırılmalı Değirmenler İle İnce Öğütmenin Refrakter Altın Cevherlerine Uygulanabilirliğinin İncelenmesi. Madencilik, Cilt 47, Sayı 3, pp.15-26.
- Çelik, H. 2005. Refrakter Altın Cevherlerinin/Konsantrelerinin Ön İyileştirilmesinde Biyooksidasyon Yönteminin Kullanımı. Madencilik, V.44/3, pp.35-46.
- Egbe E.A.P., Mudiare, E., Abubakre, O.K., and Ogunbajo M.I., 2013. Effectiveness of Gravity Separation Methods for the Beneficiation of Baban Tsauni (Nigeria) Lead-Gold Ore. International Journal of Scientific and Research Publications, V.3, I.5, pp.1-7.
- Fernandez, R.R., Sohn, H.Y., and Levier, K.M. 2000. Process for Treating Refractory Gold Ores by Roasting Under Oxidizing Conditions, Minerals and Metallurgical Processing, V.17, I.1, pp.1-6.
- Gül, A., Kangal, O., Sirkeci, A.A. and Önal, G. 2012. Beneficiation of the gold bearing ore by gravity and flotation. International Journal of Minerals, Metallurgy and Materials. V.19, N.2, pp.106-110.
- Hourn, M., Rohner, P., Bartsch, P., and Ngoviky, K. 2005. Benefits of Using the Albion Process for a North Queensland Project, and a Case Study of Capital and Operating Cost Benefits Versus Bacterial Oxidation and Pressure Oxidation, Randol Innovative Metallurgy Forum, 2005, Perth, Australia.
- Hourn, M. and Turner, D.W. 2012. Commercialisation of The Albion Process, ALTA 2012, 27th May-1st June, Perth, 2012
- Kuchling, K., Adams, P., Brown, A., Tyers, J. 2011. Technical Report on the Las Lagunas Gold Tailings Project, <http://citeseerx.ist.psu.edu/viewdoc/download?doi=10.1.1.456.2357&rep=rep1&type=pdf>
- La Brooy, S.R., Linge, H.G., and Walker G.S. 1994. Review of Gold Extraction From Ores, Minerals Engineering, V.7, I.10, pp.1213-1241.
- Senchenko, A.Y. Aksenov, A.V., Vasiliev, A.A. and Seredkin, Y.G. 2016. Technology for Processing of Refractory Gold-Containing Concentrates Based on Ultrafine Grinding and Atmospheric Oxidation. XXVIII International Mineral Processing Congress, IMPC 2016, September 11-15, Quebec City, Canada
- Ubalini, S., Veglio, F., Beolchini, F., Toro, L. and Abbruzzese, C. 2000. Gold Recovery From a Refractory Pyrrhotite Ore by Biooxidation, Int. Journal of Min. Processing, V.60, I.3-4, pp.247-262.
- Voigt, P., Hourn, M., Mallah D., and Turner, D.W. 2014. Commissioning and Ramp Up of The Albion Process at The Gpm Gold Project, Proceedings of Hydroprocess Conference, 2014.



# Bir TBM Projesinde Disk Keski Aşınmalarının Modellenmesi

## *The Modelling of Disc Cutter Wear in a TBM Project*

Ü. Kalaycı Şahinoğlu, Ü. Özer

*İstanbul Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü, İstanbul*

**ÖZET** Bu çalışmada tünel açma makinelerinde disk keski aşınmalarının farklı formasyon özelliklerine göre değişimi bir sonlu elemanlar programı yardımıyla analiz ve simüle edilmiştir.

Çalışma kapsamında, İstanbul'da bulunan bir tünel güzergahında geçilen kaya birimlerinden numuneler alınmış, bu kayaların fiziksel ve mekanik testleri uluslararası standartlara uygun olarak (ISRM, ASTM) yapılmıştır. TBM çalışma parametreleri ve keski tüketimleri kayıt altına alınmıştır.

TBM çalışma parametreleri, kaya kütle özellikleri ve kaya mineralojik yapısı gibi parametreler ve bu parametrelerin birbirleriyle ilişkileri keski aşınmalarını kontrol etmektedir. Çalışmada keski aşınmasına neden olan bu mekanizmalar incelenmiş ve güzergah boyunca karşılaşılan formasyonlara göre modellenmiştir.

Bu çalışma ile kayaç ve süreksizlik özelliklerine göre gerçekleşebilecek keski tüketim mekanizmaları simülasyon yöntemiyle tespit edilmiş, tespitlerin doğrulaması araziden elde edilen bulgularla yapılmıştır. Proje aşamasında karşılaşılabilecek aksaklıkların öngörülebilmesine ışık tutacak mekanizmalar ortaya konulmuştur.

**ABSTRACT** The aim of the study is to analyze and simulate the change of disc cutter wears in tunnel boring machines according to different formations.

In the scope of the study, samples were collected from the rock units that is being passed through a tunnel located at İstanbul/Turkey. In addition to that, physical and mechanical tests of that rocks were carried out in accordance with international standards (ISRM, ASTM).

In situ geotechnical observations and temperature measurements were made as well besides TBM working parameters and disc cutter consumptions were recorded. Parameters like TBM utilization, rock mass properties and rock mineralogical structure, and the relationship of them to each other control the disc cutter consumption. These mechanisms that cause of disc cutter wear in service have been studied and classified according to the formations encountered along the route.

As a result of the study, disc cutter consumption mechanisms which can take place according to rock and discontinuity properties were determined by simulation method and validation of the determinations was made with the findings obtained from the field.

## 1 GİRİŞ

Kaya ve zeminde yapılan mekanize tünel kazılarında temel giderlerden biri de hasarlı ve yıpranmış kesicilerin değiştirilmesidir. Ek olarak disk kesicilerin değiştirilmesi TBM performansını olumsuz etkileyecek şekilde

zaman alıcıdır. Projenin gerçek maliyetini ve TBM performansını hesaplayabilmek için disk kesicilerin performanslarını tahmin edebilmek kritik bir öneme sahiptir (Kalaycı, 2017; Önce, 1991).

Kazı sırasında, keski ile kayaç arasında oluşan sürtünme ve baskı sonucu oluşan tepki



kuvvetleri keskinin aşınmasına sebep olur. Aşınmış keskinin değişmesi, kazı ilerleme süresinde, dolayısıyla TBM performansında %5-15 arası etki derecesine sahiptir (Önce, 1991; Bilgin, 1994; Ozdemir, 1995).

Aşınmalar, birbiri üzerinde kayan yüzeylerin arasında aşındırıcı sert partiküllerin bulunması sonucu meydana gelmektedir. Sert partiküller ya dışarıdan sisteme girer veya aşınma mahsulleri olarak sistem içinde meydana gelir. Aşınmada etkili olan parametreler Şekil 1'de sınıflandırılmıştır.

Türleri;

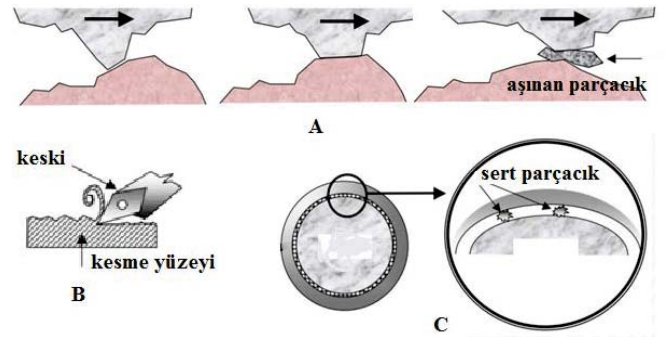
- Kaba (makro) abrazyon (gauging abrasion)
- İnce abrazyon (grinding abrasion)
- Eroziv abrazyon (erosion abrasion)'dur (Alsaran, 2010).



Şekil 1: Aşınmada Etkili Olan Parametreler.

Aşınmanın miktarının tespit edilebilmesi için pek çok yöntem mevcuttur. ASLE (American Society of Lubrication Engineers) aşınmanın belirlenmesinde yüz kadar deney sistemi belirtmiştir. Bunlardan en çok kullanılanları aşınma miktarı, kalınlık farkı ve iz değişim metotlarıdır (URL1).

Aşınmalar tek yönlü olabildiği gibi iki veya üç yüzeyde de gerçekleşebilmektedir. Şekil 2 A-B-C.



Şekil 2: Aşınma Mekanizması (Menezes vd., 2009).

Malzemenin yüzeyinde bulunan mikro ve makro pürüzler temas ettikleri noktalarda plastik deformasyona uğrarlar. Yük miktarı artmaya devam ettikçe plastik deformasyonlar meydana gelir. Deformasyonlar yer değiştirmeler üzerinden izlenir. Malzeme yüzeyinde plastik deformasyon meydana gelmesi halinde yüzeye etki eden toplam yük Eşitlik 1 yardımıyla hesaplanabilir.

$$dF_T = a\sigma_a \quad (1)$$

Burada, a; gerçek temas alanı,  $\sigma_a$ ; basma akma gerilmesidir.

Temas bölgelerinde, temas alanı boyunca atom-atom teması oluşur. Sonuç olarak birleşme noktaları ancak  $\tau_a$  kadar kayma gerilmesine dayanabilir. Bu da malzemenin kayma akma gerilmesidir (Gökşahin 2007; Kaymaz, 2011). Bu nedenle kaymaya neden olan  $F_s$  kuvveti Eşitlik 2 ile hesaplanabilir.

$$F_s = a\tau_a = a\left(\frac{\sigma_a}{2}\right); F_s = F_t/2 \quad (2)$$

Disk yüzey basıncı p,  $\Delta s$  ezilme ve E elastisite modülü kullanılarak; diskin Hook kanunlarına uygun şekilde deforme olduğu ve yüzeylerin katı olduğu kabulleri ile,

$p = E \Delta s/s$  eşitliği yazılabilir ve ezilme sonucu merkez ötelemesi  $m_x$  cinsinden ifade edilebilir (Eş. 3).

$$\Delta s = m_x \cos \alpha \quad p = \left(\frac{m_x}{s}\right) \cos \alpha E d N \quad (3)$$

Aşınma hesaplanırken yüzeydeki gerilmeler belirlenir ve buradan hareketle yer



değiştirme analizi yapılır. Bu yöntemle malzemenin elastik birim deformasyon limitinde yer değiştirmeler bulunur. Yer değiştirmeler malzemenin elastik limitini aştığında plastik deformasyonlar meydana gelir (MARC, 2010).

Sayısal modelleme, gerçek-dünya olayını idealize etmektir. Her modelin sınırlamaları olmasına rağmen, iyi bir model değerli sonuçlar üretilebilir ve kararlar almaya yardımcı olabilir.

Simülasyon yöntemi veya benzetim modelleri; bir sistemin gerçek ya da teorik olması farketmeksizin, bilgisayar ortamında modellenerek davranışını anlayabilmek veya değişik stratejileri değerlendirebilmek için uygulanan bir tekniktir. Çözümleme yöntemine göre pek çok farklı yöntemi bulunur. Kaya mekaniğinde en çok uygulanan sayısal yöntemler aşağıdaki gibidir (Şenalp, 2001; Liu, 2003; Ma ve An, 2008).

#### 1. Sürekli yöntemler

- Sonlu farklar yöntemi (FDM)
- Sonlu elemanlar yöntemi (FEM)
- Sınır eleman yöntemi (BEM)

#### 2. Süreksiz yöntemler

- Ayrık elemanlar yöntemi (DEM)
- Ayrık yapı ağı (DFN)

#### 3. Hibrit Sürekli/Süreksiz modeller

- Hibrit FEM/BEM
- Hibrit DEM/DEM
- Hibrit FEM/DEM
- Diğer hibrit modeller (Şenalp, 2001; Liu, 2003; Ma and An, 2008).

Simülasyon tekniği, günümüzde hemen hemen her sanayi kolunda yaygın bir şekilde uygulanan bir tekniktir. Simülasyon tekniği,

- Sistem deney yapmaya uygun değilse
- Sistem henüz tasarım aşamasındaysa
- Sistem/problem karmaşıkça
- Sistemin davranışı analiz edilecekse, güvenli bir şekilde kullanılabilir.

## 2 ÇALIŞMA SAHASI

Çalışma yapılan atıksu tüneli, Ömerli Barajı Havzası'na giden atıksuların tüneli, kolektör ve şebeke hatları vasıtasıyla Atıksu Arıtma Tesisine iletilmesi amacıyla yürütülmektedir.

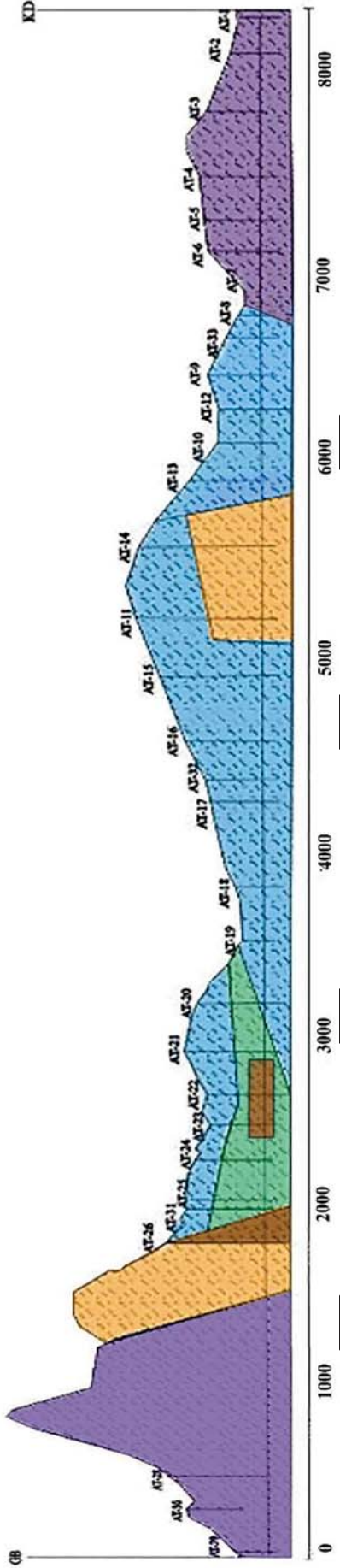
Çalışılan tüneli kazısında Herrenknecht marka pasas basınçlı (EPB) TBM kullanılmaktadır. 2,2 m iç çaplı tünelin uzunluğu 8.125 m'dir.

### 2.1 Çalışma Sahası Jeolojisi

Çalışma sahası, mor renkli kumtaşı ardışımı şeklindeki Kurtköy Formasyonu üzerinden başlar. Bu birim feldispatça zengin, sağlam karakterli kumtaşıdır. Kurtköy formasyonu mor renkli, çoğunlukla kaotik içyapılı, tabakalanması belirsiz çakıltaşları ile mor renkli, zayıf karakterli çapraz tabakalı kumtaşı-kıltaşı ardalanmasından oluşur. (Uz, 2007; Akyüz, 2015).

Tüneli güzergahının sonunda, kumtaşı aratabakalı mor renkli kıltaşı - çamur taşlarından yapılmış Kurtköy Formasyonu yüzeydedir. Daha batıda ise Kurtköy Formasyonu üzerinde yine benzer olarak Gözdağ Formasyonu izlenir.

Güzergaha ait temsili jeolojik kesit Şekil 3'de, jeolojik kesitte sunulan formasyonlarda geçilen kaya birimlere ait jeoteknik parametreler ise Tablo 1'de sunulmaktadır.



Şekil 3: Tünel Güzergahı Jeolojik Kesidi.

Tablo 1: Tünel Güzergahı Jeoteknik Verileri.

Kurtköy Formasyonu (Kumtaşı) $\gamma=2,88 \text{ t/m}^3$ $c=0.392 \text{ MPa}$ $\phi=54,39^\circ$ $Em=6658 \text{ MPa}$	Aydos Formasyonu (Kuvarsit) $\gamma=2,5 \text{ t/m}^3$	Havza Dolgusu (Beyaz kuvarsit) $\gamma=2,87 \text{ t/m}^3$	Havza Dolgusu (Kalsit) $\gamma=2,82 \text{ t/m}^3$ $c=0.242 \text{ MPa}$ $\phi=47,86^\circ$ $Em=2506.4 \text{ MPa}$	Kurtköy Formasyonu (Kumtaşı) $\gamma=2,88 \text{ t/m}^3$ $c=0.392 \text{ MPa}$ $\phi=54,39^\circ$ $Em=6658.01 \text{ MPa}$	Gözdağ Formasyonu (Silttaşı) $\gamma=2,52 \text{ t/m}^3$	Kurtköy Formasyonu (Kumtaşı, Çamurtaşı) $\gamma=2,61 \text{ t/m}^3$ $c=0.109 \text{ MPa}$ $\phi=29,77^\circ$ $Em=992,55 \text{ MPa}$
0	1+700	1+900	2+600	2+400	2+700	6+800 8+100

\*Not: Tabloda mesafeler ölçeksizdir.

## 2.2 TBM Çalışma Parametreleri

TBM Kesici kafa üzerinde 305 mm/12inch çaplı 15 adet keski bulunmaktadır. Çalışma sahasında kazı yapan TBM üzerinde farklı zamanlarda kullanılan keski ve keski ringleri Şekil 4’te sunulmaktadır.



Şekil 4: TBM Keski ve Ringleri (12 inç).

TBM disklerinin üretiminde, standart ultra yüksek dayanımlı çelik malzeme (Mat. no: 1.2344) kullanılmaktadır (Tablo 2).

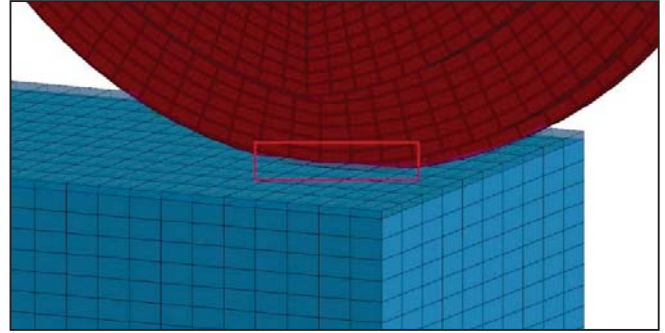
Çizelge 2: Yüksek Dayanımlı Çelik Malzeme Parametreleri.

Tanım	Değer
Sertlik (rockwell)	54
Çekme Dayanımı	1650 MPa
Akma Yenilme D.	9.0 %
Elastisite Modülü	210 GPa
Bulk Modülü	160 GPa
Poisson Oranı	0.30
Kayma Modulu	81.0 GPa
Termal Parametreler	Metrik
	11 pm/m-°C; 25.0-95.0°C
	11.5 pm/m-°C; 25.0-205°C
Isı Kapasitesi	0.460 J/g-°C; 0.000-100°C
Termal İletkenlik	24.3 W/m-K; 215°C
Elment İçeriği	Metrik
Karbon, C	0.32 - 0.40 %
Krom, Cr	5.13-5.25%
Demir, Fe	>= 90.95 %
Molibden, Mo	1.33-1.4%
Silis, Si	1.0%
Vanadyum, V	1.0%

## 3 MODELLEME ÇALIŞMALARI

İlk modelde 3 farklı formasyon için 2 mm penetrasyon değerinde (Şekil 5) kesme prosesi modellenmiş ve analiz sonucunda her formasyon için yer değiştirmeler analiz

edilmiştir. Sonlu elemanlar modelinde kuvvetler, penetrasyonun fonksiyonu olarak ifade edilmiştir. Oluşturulan Modelde, Kurtköy formasyonu kumtaşı (Kff), Havza dolgusu gri kalsit birimi (QHdg) ve güzergah sonunda karşılaşılan kil içeren Kurtköy formasyonu (Ky) için sonlu elemanlar programına tanımlanmış Mohr-Coulomb Parametreleri Şekil 6’da görülmektedir.



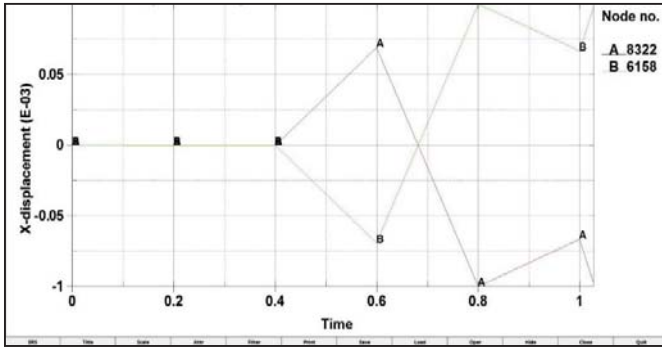
Şekil 5: Penetrasyon Modeli.

NewID		Draw	MatDB	RefBy	Pick	Add	Accept	Delete
Use *Parameter (Subsys: 1)								
*MAT_MOHR_COULOMB_(TITLE) (173) (1)								
TITLE								
kurtkoy_mor								
1	MID	RO	GMOD	RNU	PHI	CVAL	PSI	
2		2880.0000	2.329e+010	0.2700000	54.3899999	3.920e+005	24.0000000	
2		NPLANES		LCCPDR	LCCPT	LCCJDR	LCCJT	LCSFAC
0		1	2	0	0	0	0	0
LCCJDR=Load curve for extra cohesion for joints (dynamic relaxation)								
NewID		Draw	MatDB	RefBy	Pick	Add	Accept	Delete
Use *Parameter (Subsys: 1)								
*MAT_MOHR_COULOMB_(TITLE) (173) (1)								
TITLE								
Hd_gri								
1	MID	RO	GMOD	RNU	PHI	CVAL	PSI	
2		2610.0000	1.689e+010	0.4000000	47.6800000	2.420e+005	17.6000000	
2		NPLANES		LCCPDR	LCCPT	LCCJDR	LCCJT	LCSFAC
0		1	4	0	0	1	0	0
LCCJDR=Load curve for extra cohesion for joints (dynamic relaxation)								
NewID		Draw	MatDB	RefBy	Pick	Add	Accept	Delete
Use *Parameter (Subsys: 1)								
*MAT_MOHR_COULOMB_(TITLE) (173) (1)								
TITLE								
kurtkoy_yesi								
1	MID	RO	GMOD	RNU	PHI	CVAL	PSI	
2		2610.0000	1.557e+010	0.3200000	29.9699999	1.090e+005	1.0000000	
2		NPLANES		LCCPDR	LCCPT	LCCJDR	LCCJT	LCSFAC
0		6	6	0	0	1	0	0
LCCJDR=Load curve for extra cohesion for joints (dynamic relaxation)								

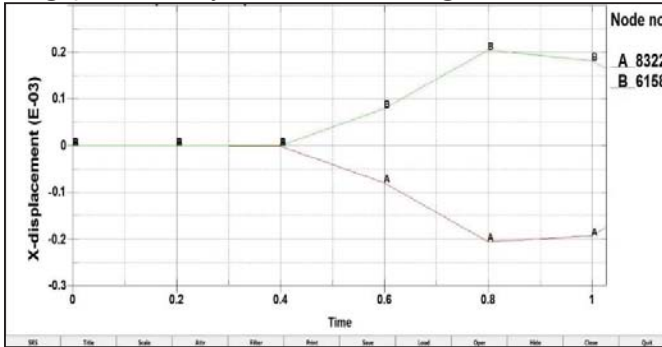
Şekil 6: Kurtköy Formasyonu (Kff), Havza Dolgusu Gri Kalsit (QHdg) ve Kurtköy Kıltaşı (Ky) formasyonları için Mohr-Coulomb Parametreleri.

Formasyon özellikleri hariç, diğer parametreler sabit tutulduğunda, gerçekleşen X yönündeki yer değiştirme değerleri metre bazında Şekil 8-10'da görülmektedir.

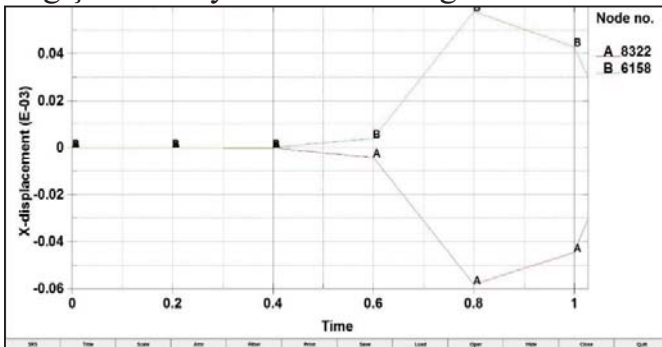
Oluşturulan modeller ile elde edilen yer değiştirme büyüklükleri karşılaştırılmıştır. Karşılaştırma sonucunda, diskin kaya ile temas noktasında malzeme üzerindeki düğüm noktalarının hareket yönleri hareket hızları ve yer değiştirme büyüklüklerinin üç formasyon için de değişik değerlerde olduğu tespit edilmiştir (Şekil 7-9). Ayrıca elde edilen yer değişimlerinin büyüklüklerinin de ilgili formasyonlarda gerçekleşen keski tüketimleriyle orantılı olduğu görülmüştür.



Şekil 7: Kurtköy Formasyonu Nodal Yer Değiştirme Büyüklükleri Grafiği.



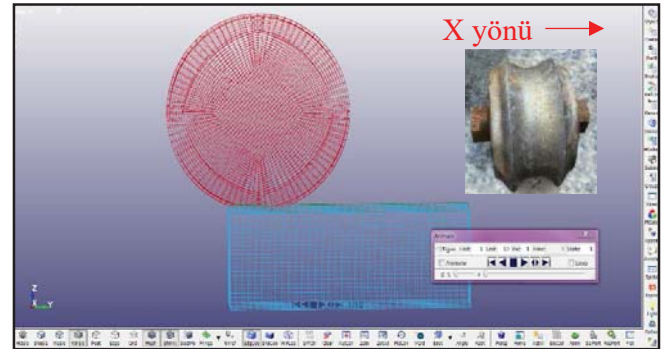
Şekil 8: QHdg Formasyonu Nodal Yer Değiştirme Büyüklükleri Grafiği.



Şekil 9: Kurtköy Yeşil Numunesi Nodal Yer Değiştirme Büyüklükleri Grafiği.

Analizler sonucu diskin üzerindeki elemanların düğüm noktalarındaki en büyük yer değişimlerinin X eksenı doğrultusunda olduğu görülmüştür. Şekil 10'da görüldüğü gibi aşınan diskler üzerinde de yer değişimlerinin X yönünde gerçekleşmiş olduğu görülmektedir. Bu durumun, malzemede bulunan elemanların serbest yüzeye doğru hareket etmek isteği olmasından dolayı olduğu düşünülmektedir.

Yapılan analizlerde, her bir formasyonda diskin üzerindeki elemanların hareket etmek isteği mekanizmasının farklı olduğu tespit edilmiştir. Bu durumun da aşınma üzerinde etkili olduğu düşünülmektedir. Farklı formasyonlarda disk üzerinde aynı elemanlar üzerinden alınan yer değiştirme büyüklükleri ve aynı formasyonlar için tespit edilen keski tüketim değerleri Tablo 3'de sunulmaktadır. Yapılan analiz sonucu, penetrasyon anındaki maksimum yer değiştirme değerlerinin keski tüketimleriyle orantılı olduğu görülmüştür. Daha yüksek keski tüketim değerlerinde, anlık yer değişimlerinin daha büyük olduğu görülmüştür.



Şekil 10: Model 1 Disk Malzeme Düğüm Noktaları Yer Değiştirme Yönü.

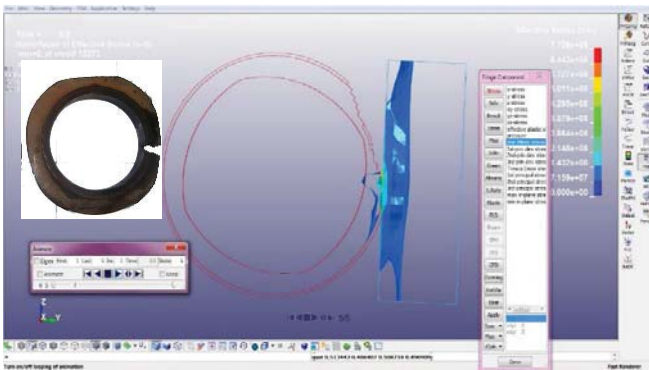
Tablo 3: Yer Değişimleri ve Keski Tüketimleri Karşılaştırma Tablosu.

Formasyon	Penetrasyon Anı Maksimum Yer Değişimi ( $10^{-3}$ m)	Keski Tüketimi (m/adet)
Kurtköy Form.	0,1	4,0
Havza Dolgusu	0,19	1,2
Kurtköy Y. Form.	0,058	34,1

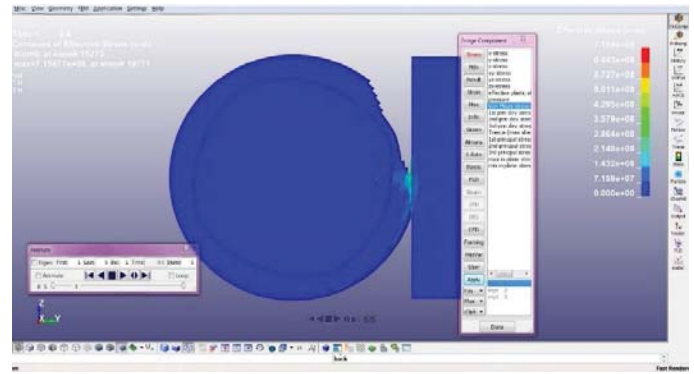


Kurtköy kilitaşı birimlerini içeren formasyon (Ky) içerisinde bulunan düşük kohezyonlu kilitaşı zonundan birim içerisinde karşılaşılan sert kumtaşı (arkoz) zonuna geçiş modellenmiştir. Modelde, başlangıçta zayıf kaya özelliği gösteren formasyonda bloke olan disk kilitlenmekte ve tek yüzeyde kısmi aşınma meydana gelmektedir. Bu durum sonucu temas yüzey alanının arttığı tespit edilmiştir. Kazı devamında sağlam kaya ile karşılaşılan disk baskı kuvveti nedeniyle aşınmamış yüzeyiyle çok daha büyük bir penetrasyon değerinde kayayı kavramak koşulunda kaldığı, model üzerinde temas noktalarında büyük çekme gerilmeleri ve yer değiştirmelerin olduğu gözlemlenmektedir. Bu durum yerinde gözlemlenen keski aşınmalarıyla örtüşmektedir (Şekil 11 ve Şekil 12). Bu durumun aynı zamanda disk bağlantı elemanları üzerinde eksantrik yükler oluşmasına neden olacağı da incelenen simülasyon modeli sonucunda anlaşılmaktadır. Aşınmanın miktarına karşılaşılan kayanın direncine bağlı olarak disk bağlantı elemanlarında da deformasyonlar beklenmektedir.

Zayıf zeminde sıkışan diskin sert zeminle karşılaşması sonucu meydana gelen yenilmelere ait model teknik parametreleri Tablo 4'te sunulmaktadır. Ayrıca kazı temas noktasında gerçekleşen yer değiştirmelerin grafiği Şekil 13'da sunulmaktadır.



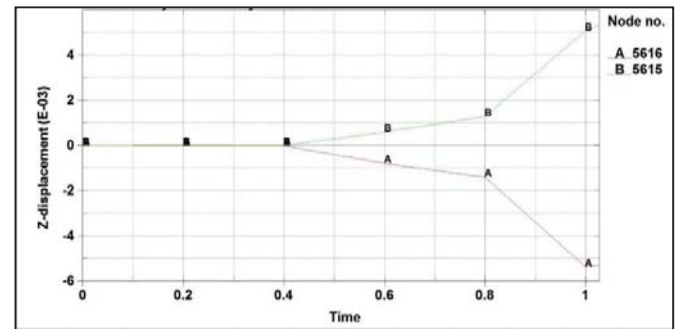
Şekil 11: Zayıf Formasyondan Sert Formasyona Geçiş Sonucu Yenilme.



Şekil 12: Diskte Yenilme.

Tablo 4: Model 2 Teknik Parametreleri.

Model parametreleri	Değer
Disk çapı (mm)	305
Disk hızı (mm/sn)	0,5e+3
Penetrasyon değeri (mm)	2-3-4
Analiz Türü	3-D
Eleman Türü	Quad-8 nod
Disk malzeme parametreleri	Mat no: 1.2322
Kaya malzeme parametreleri	Ky



Şekil 13: Model 2, Z Yönünde Nodal Yer Değiştirme Grafikleri.

Şekil 13'te, disk üzerinde kaya ile temas içerisinde olan noktaların artı ve eksi z yönünde büyük yer değişimlerine maruz kaldığı görülmektedir. Bu durum disk yüzeyinde açılma olacağını göstermektedir. Bu mekanizma ile gerçekleşen ring kırılmalarının spesifik bir penetrasyon aralığında gerçekleştiği tespit edilmiştir.



## 4 SONUÇLAR

Bu çalışmada, tünel açma makinelerinde disk keski aşınmalarının kayaç ve süreksizlik özelliğine göre değişimi bir sonlu elemanlar programı yardımıyla analiz ve simule edilmiştir. Bu amaçla iki farklı tünel projesinde, farklı aşınma türlerine neden olan kazı koşulları analiz ve simule edilmiştir.

Ultra yüksek dayanımlı çelik malzemenin aşınma katsayıları farklı sıcaklık dereceleri arasında farklı değerlere sahiptir. Keskinin farklı sıcaklık değerlerinde farklı aşınma değerlerine sahip olacağı göz ardı edilmemelidir.

Köpüğün etkisi birincil aşınmayı değil ikincil aşınmayı önlemektir. Köpük malzemenin gerilme dayanımı, TBM in baskı kuvvetinden çok düşük seviyelerde olduğundan penetrasyon anında kaya ile disk arasında bulunmadığı düşünülmektedir. Ancak iki yüzey arasında aşındırıcı olarak bulunan malzemeyi dışarı taşıdığından dolayı sistemde aşındırıcı parçacık bulunmasını önlemekte ve kesici blokajını da önemli ölçüde azaltmaktadır. Ayrıca, pasanın bir hamur olarak toplanabilmesi için köpüğün kullanımı yeri doldurulamaz bir görevdir.

Tekli ve çiftli keskinin tüketim mekanizmaları ayrı ayrı ele alındığında, çift keskinin kesicilerde aşınma şeklinin bazı formasyonlarda lineer olmadığı, iç kısımlarının daha çok aşındığı görülmüştür. Bu durumun sebebinin iki diskin eşit hızda dönmesinden dolayı aradaki malzemenin sistem içerisinde kalması olduğu düşünülmektedir. Ayrıca çiftli disklerde, dönme prosesinde bir taraf daha fazla yol alacağından bir tarafında daha fazla baskı kuvveti dolayısıyla ısınma ve aşınma meydana geldiği tespit edilmiştir.

Model 1’de sıcaklık ölçümü alınan ve keski tüketimleri kaydedilen 3 farklı formasyonda sabit penetrasyon değerinde gerçekleşen yer değiştirmeler karşılaştırılmıştır. Karşılaştırma sonucunda, diskin kaya ile temas noktasında malzeme

üzerindeki düğüm noktalarının hareket yönleri hareket hızları ve yer değiştirme büyüklüklerinin üç formasyon için de değişik değerlerde olduğu tespit edilmiştir. Disk üzerindeki elemanların düğüm noktalarındaki en büyük yer değişimlerinin X eksenine doğrultusunda olduğu görülmüştür.

Model 2’de, düşük kohezyonlu, killi zayıf kaya zonundan sağlam kaya zonuna geçiş modellenmiştir. Başlangıçta zayıf kaya özelliği gösteren formasyonda bloke olan disk kilitlenmekte ve tek yüzeyde kısmi aşınma meydana geldiği ve bu durum sonucu kaya ile disk arasındaki temas yüzey alanının arttığı tespit edilmiştir. Kazı devamında sağlam kaya ile karşılaşan disk, baskı kuvveti nedeniyle aşınmamış yüzeyiyle çok daha büyük bir penetrasyon değerinde kayayı kavramak koşulunda kaldığı, model üzerinde temas noktalarında büyük çekme gerilmeleri ve yer değiştirmelerin olduğu belirlenmiştir. Bu durum yerinde gözlemlenen keski aşınmalarıyla örtüşmektedir.

## TEŞEKKÜR

Yazarlar, bu çalışmayı 51974 numaralı projesiyle destekleyen İstanbul Üniversitesi BAP Birimi’ne, çalışmanın uygulama kısmındaki desteklerinden dolayı Sayın Uğur Altay ve Sayın Utku Gümüş’e ve ayrıca çalışma boyunca yardımını ve desteğini esirgemeyen Sayın Doç. Dr. Deniz Tumaç’a teşekkür eder.

## KAYNAKLAR

- Alsaran, A., 2010, *Sürtünme ve aşınma hasarı hasar analizi*, Atatürk Üniversitesi Makine Mühendisliği Bölümü, Ders Notları.
- Menezes, P., Lovell, M., Linj-S, Higgs C., 2009, Finite element modeling of discontinuous chip formation during rock cutting. In: *Proceedings of the stle international joint tribology conference*, Tennessee, (Usa),463–5.
- URL1,[http://www.academia.edu/7280097/Metalik\\_malzemelerde\\_a%C5%9F%C4%B1nma\\_%C3%B6l%C3%A7%C3%BCm\\_y%C3%B6ntemleri](http://www.academia.edu/7280097/Metalik_malzemelerde_a%C5%9F%C4%B1nma_%C3%B6l%C3%A7%C3%BCm_y%C3%B6ntemleri) [Ziyaret Tarihi: 05 Ağustos 2017].

- Kaymaz, İ., 2011, *Triboloji ders notu*, Erzurum teknik üniversitesi mühendislik ve mimarlık fakültesi makine mühendisliği bölümü.
- Gökşahin, E., 2007, *Sert eloksal ile kaplanmış 6xxx serisi alüminyum alaşımlarının aşınma davranışının incelenmesi*, Yüksek Lisans Tezi, İstanbul Teknik Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü.
- Kalaycı Şahinoğlu, U., (2017), *Kayaç ve Süreksizlik Özellikleri Değişimini Disk Keski Tüketimine Etkisinin Sonlu Elemanlar Yöntemi ile Modellenmesi*, İ.Ü. Fen Bilimleri Enstitüsü, Doktora Tezi.
- Liu, Y., 2003, *Lecture Notes: Introduction to the finite element method*, University of Cincinnati.
- MARC, 2016, *MSC Marc theory manual*, <https://simcompanion.mscsoftware.com/infocenter/index?page=content&id=DOC9245>, [Ziyaret tarihi: 5 Ocak 2016].
- Bilgin, N., 1994, *Yeraltı Kazılarında Mekanizasyon, Ulaşım da yeraltı kazıları 1. sempozyumu*, İstanbul.
- Önce, G., 1991, *Madencilikte kaya mekaniği*, Anadolu Üniversitesi müh. mim. fak. Yayınları, No: 103, Eskişehir, 141 s.
- Özdemir, L., 1995. *Mechanical mining*, Short Course Notebook, Colorado School of Mines, Mining Eng. Dept., Golden.



# Bir Mermer Ocağında Simülasyon Destekli Performans Analizi

## *Simulation Aided Performance Analysis in a Marble Quarry*

A. Sakcalı<sup>1</sup>, M.E. Burhan<sup>2</sup>, M.S. Saraç<sup>1</sup>

<sup>1</sup>*Süleyman Demirel Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Isparta*

<sup>2</sup>*Süleyman Demirel Üniversitesi, Endüstri Mühendisliği Bölümü, Isparta*

**ÖZET** Son yıllarda mermer ocak sayısında meydana gelen artış mermer ocak işletme rekabetinin ortaya çıkmasına neden olmuştur. Bu rekabet mermer ocaklarındaki üretim planlamasının geliştirilmesini ve işletme giderlerinin minimum seviyede tutulmasını gerektirmektedir. Mermer işletmelerinin gelirleri blok satışları olup, maliyetlerini ise blok verimi ve işletme giderleri belirlemektedir. Ocak blok verimi büyük oranda süreksizliklere bağlı olup, mevcut teknolojide değiştirilememektedir. Değişken bir parametre olan işletme giderleri ise kontrol edilebilir bir faktördür.

Simülasyon ve modelleme teknikleri endüstriyel üretimin her alanında bir çözüm aracı olarak kullanılabilir. Bir işletmede optimum seviyeye en yakın sistemi oluşturmak için bir karar aracı olarak simülasyon tekniğine başvurulabilmektedir. Simülasyon ile performans analiz tekniği gerek düşük maliyeti gerekse hızlı sonuç vermesi nedeniyle en sık kullanılan karar araçlarından birisi haline gelmiştir. Bu çalışmada; Rockwell-Arena yazılımı kullanılarak seçilen bir mermer ocağı işletmesinin ayrık-olay modeli oluşturulmuş, simülasyon koşumu yapılarak mevcut durumun analizi gerçekleştirilmiştir. Bundan sonraki aşamada sistem duyarlılık analizi yapılarak sistemin performans göstergeleri değerlendirilmiştir. Bu çalışma sonucunda, mermer ocağı işletmelerinin performansının simülasyon destekli olarak analiz edilebildiği ortaya konmuştur.

**ABSTRACT** In recent years, the increase in the number of marble quarries has led to the emergence of business competition. This competition requires that improving the production planning of marble quarries and keeping operating cost at a minimum level. Revenues of marble quarries are sales of blocks. Cost is determined by block efficiency of quarry and operating cost. Block efficiency of quarry depends largely on discontinuities and can not be changed in existing technology. But operating cost which is a variable parameter is a controllable factor.

Simulation and modelling techniques can be used as a solution tool in all areas of industrial production. Simulation technique can be applied as a decision tool for creating the system closest to the optimum level in an enterprise. Because of its low cost and quick results, performance analysis technique by simulation has become one of the most frequently used decision tools. In this study, discrete-event model of a selected marble quarry operation was generated by using Rockwell Arena software and analysis of the current situation was carried out by simulation run. In the following stage, system sensitivity analysis was performed and the performance indicators of the system were evaluated. As a result of this study, it has been found that the performance of marble quarry enterprises can be analyzed with simulation support.

## 1 GİRİŞ

Tarihsel sürecin her aşamasında mermere olan ihtiyaç söz konusu olduğu için farklı mermer ocak işletmeciliği yöntemleri

kullanılmıştır. Tarihin ilk dönemlerinden itibaren kama/manivela, kesici/çekiç, kuvars kumu/ağaç tapan sürtünme, ateş/su gibi basit yöntemlerle yapılan mermer blok üretimi, 18.

ve 19. yüzyıldaki sanayi devrimi sonra-sında makineleşmenin artışı ile zamanla makine yoğun bir işlem haline gelmiştir. Mermer blok üretim yöntemlerinin günden güne gelişmesi ile günümüzde elmas tel kesme, bantlı veya zincir kollu kesiciler ile mermer blok üretimi yaygın olarak kullanılmaktadır (Kulaksız, 2007).

Son dönemlerde doğal ürünlere olan talep artışına paralel olarak, doğal bir malzeme olan mermer ürünlerine olan talepte de artışlar söz konusu olmuştur. Mermer ürünlerine olan talep artışı hammadde üretiminin artması anlamına gelmektedir. Ticari olarak mermer, kesilip parlatılabilen her tür kayalık olarak tanımlanabilmektedir. Bu nedenle dünyanın çeşitli bölgelerinden farklı renk ve desende mermer blokları çıkarılıp piyasaya sunulabilmektedir.

Mermer sektörüne olan taleple birlikte klasik mermer üretim yöntemlerinin değişmesi, nitelikli işgücü ve ileri teknolojiye dayanan modern üretim yöntemlerinin geliştirilmesi mermer blok üretimine yapılan yatırımların artışına neden olmuştur. Var olan hammadde ve modern mermer blok üretim yöntemleri sayesinde rekabetin fazla olduğu dünya mermer piyasasına katkı sağlayacak mermer ocak sayılarında artışlar söz konusu olmuştur. Türkiye’de yıllık doğal taş üretimi 11,5 milyon ton civarında olup üretimin tamamına yakını özel sektör tarafından yapılmaktadır (Sektör Raporları, 2016).

Madencilik yatırımları mali açıdan büyük bütçeli yatırımlardır. Benzer şekilde mermer ocak yatırımlarının da ilk yatırım maliyeti büyüktür. Bunun yanı sıra ocak işletme masrafları da firmalar için büyük maliyetler gerektirmektedir. Sadece mermer blok satışı yapan mermer ocak işletmesinin karlılığı blok satış tutarına ve maliyetlere bağlıdır. Maliyeti etkileyen en önemli faktör ise blok alma verimidir. Ocak verimi süreksizlik durumuna bağlı olarak değişmektedir. Ocaklarda çeşitli uygulamalara gidilerek blok verimi artırma çabalarına rağmen, çoğu ocakta %2-8 gibi çok düşük verimlerle çalışılmaktadır.

Gelecekte geliştirilebilecek olan yerinde blok güçlendirme teknikleri ile ocak veri-

minde artış söz konusu olabileceği tahmin edilmesine rağmen mevcut teknolojide yaygın olarak kullanılan bir teknik söz konusu değildir. Blok satışlarından elde edilen gelirin büyük oranda artırılması da güçtür. İşletme giderleri ise değişken olup ocağın performans analizinde bu parametre irdelenir.

Performans analizi gerçekleştirilmesinde klasik yöntemler kullanılabildiği gibi modelleme ve simülasyon teknikleri ile de karşılaşılmaktadır. Simülasyon teknikleri; maden planlama mühendislerine, tasarımları değerlendirmek, iyileştirmeler yapmak, karşılaşılan problemleri ortadan kaldırmak ve maliyetleri karşılaştırmak için maden sistemlerinin davranışını madencilik faaliyeti gerçekleştirilmeden önce incelenmesine olanak sağlamaktadır (Panagiotou, 1999).

Wilke ve Heck (1982) nakliyatta kullanılan kamyonun simülasyonu ile ilgili çalışma yapmışlardır. Vagenas ve Forsman (1992) yerüstü maden ocaklarında kullanılan kamyon-ekskavatör kontrolünde simülasyon tekniğini uygulamışlardır.

Panagiotou ve Michalakopoulos (1997) kepçe-kamyon analizi ve planlanmasına yönelik simülasyon çalışması gerçekleştirmişlerdir. Medved ve Runovc (1997) bir uranyum madeninde kamyon ile nakliyatın analizlerini simülasyon yöntemini kullanmışlardır.

Erdem vd. (1997) yerüstü kömür madenlerinde dragline kullanımının simülasyonunu yapmışlardır. Agioutantis ve Stratakis (1998) bir paket program kullanarak yerüstü maden ocağını simüle etmişlerdir. Akkoyun ve Çetin (2007) mermer ocağı yatırım kararı için simülasyon destekli bir yazılım geliştirmişlerdir.

Simülasyon bir karşılaştırma aracı olarak sıklıkla farklı teknikler ile beraber kullanılmıştır. Fioroni vd. (2008) tarafından yapılan çalışmada simülasyon matematiksel modelleme ile birlikte kullanılmış, bakımları rassal kabul edilen yükleme araçları ve kamyonların çizelgelemesi amaçlanmıştır. Matematiksel modelleme ile bulunan çözüm simülasyon ile kontrol edilmiştir.

Yerüstü maden ocaklarında yakıt önemli giderlerden biridir. Yükleme ve taşıyıcı araçların çizelgelemeleri üzerine de çeşitli çalışmalar mevcuttur. Hashemi ve Sattarvand (2014) çalışmalarında yerüstü maden ocağında yükleyici araçların, nakliye araçlarına



sabit ve esnek verilmesinin karşılaştırılmasında simülasyon tekniğini kullanmıştır.

Bunun dışında farklı alanlarda yapılan simülasyon çalışmaları da mevcuttur. Li vd. (2014) yer değiştirme olaylarının simülasyonu ile ilgili çalışmalar gerçekleştirmişlerdir. Özfırat vd. (2015) bir mekanize uzunayağı simülasyon destekli olarak modellemişlerdir. Akkoyun ve Ergene (2015) kazıcı-yükleyici karşılaştırmasını gerçekleştiren bir simülasyon programı geliştirmişlerdir. Anani vd. (2017) yaptıkları çalışmada kömür madenlerinde taşıma optimizasyonunun gerçekleştirilmesinde simülasyonu kullanmışlardır.

Son dönemlerde madencilik sektöründe simülasyon yardımıyla karar verme ve optimizasyon çalışmalarında dikkate değer bir artış söz konusudur. Simülasyon madencilik çalışmalarında nakliye araçlarının izlenmesi, optimizasyonu, kıyaslanması ve verilen kararların etkisinin incelenmesinde kullanılabilir (Turner,1999).

Bir işletmenin performans analizlerinin değerlendirilmesinde simülasyon yöntemi yaygın olarak kullanılan bir yöntemdir. Bu çalışmada, seçilen bir mermer ocağında kontrol edilebilir bir parametre olan giderler göz önünde bulundurularak simülasyon ile ocak performans analizi gerçekleştirilmiştir.

## 2 METOD

### 2.1 Madencilik Faaliyetlerinde Simülasyon

Teknolojinin gelişmesi farklı alanlarda olduğu gibi madencilik alanında da kendini göstermiştir. Hayattaki olayların matematiksel olarak modellenmesi ve olayların zamanla değişiminin simülasyon tekniği ile incelenmesi mümkün hale gelmiştir.

Simülasyon, çeşitli koşullar altında bir sistemin işleyişinin gözlemlenebilmesi için gerçek bir sistemin zaman içerisindeki davranışının modellenmesi olarak tanımlanabilir (Kelton vd., 2002).

Sistem modellemesinin temel amacı, zaman içinde değişiklik gösteren bir sistemin davranışını geliştirilen bir simülasyon modeli ile incelemektir. Bu model, sistemin çalışması ile ilgili kabullerden oluşmaktadır. Bu kabuller sistemin kısıtları ve işletmenin kaynaklarını ifade etmektedir.

Matematiksel modellemenin zor veya imkansız olduğu, deney yapmanın pahalı olduğu tüm durumlarda simülasyon yöntemi yaygın olarak kullanılabilir. Bunları maddeler halinde şöyle sıralamak mümkündür.

- Değerlendirme: Sistemin belirli kriterler ve kısıtlar altında nasıl çalışacağını değerlendirilmesi amacıyla kullanılır.
- Karşılaştırma: Mevcut sistem ve bu sistemin alternatifinin karşılaştırılması amacıyla kullanılır.
- Tahmin: Belirlenen şartlar ve kısıtlar altında sistemin çalışma sürecinin tahmin edilmesi amacıyla kullanılır.
- Duyarlılık Analizi: Sistemin çalışma süreci ve performansı üzerinde hangi faktörlerin etkili olduğu ve etki şiddetlerinin belirlenmesi amacıyla kullanılır.
- Optimizasyon: Sistemin en iyi performans düzeyini veren faktörlerin düzeylerini belirlemek için kullanılır.
- Darboğaz Analizi: Sistem darboğazlarını, sistemin çalışma sürecini olumsuz yönde etkileyen durum ve faktörleri belirlemek amacıyla kullanılır (Kelton vd., 2002).

Madencilik uygulamalarında kullanılan simülasyon kategorilerini ise aşağıdaki gibi sınıflandırmak mümkündür.

- Maden sektöründeki yeni girişimlerin değerlendirilmesi
  - Ön fizibilite ve fizibilite çalışmaları
  - Kapasite değerlendirmeleri
  - Optimizasyon çalışmaları
  - Önerilen alternatif yöntemlerin ve teknolojilerin değerlendirilmesi
- Mevcut bir madende üretim planlaması
  - İşin modellenmesi
  - Üretimin planlanması
- Mevcut bir madende sürekli iyileştirme araştırmaları
- Mevcut tesis üzerinde yeni yöntem ve ekipmanların test edilmesi (Turner,1999).

Günümüzde kolay arayüzleri sayesinde simülasyon yazılımları çok daha fazla kullanıcı tarafından kolayca öğrenilip kullanılmaktadır. Bu çalışmada Rockwell-Arena v.3.7 yazılımı kullanılarak bir mermer

ocağının performans analizi simülasyon tekniği ile değerlendirilmiştir.

## 2.2 Çalışma Sahası

Bu çalışmada Muğla'nın Kavaklıdere mevkiinde yer alan bir mermer ocağının performans analizi simülasyon yöntemiyle gerçekleştirilmiştir. Hali hazırda çalışan bu mermer ocağında makine performansları analiz edilmiştir. Çalışmanın yapıldığı ocağın üstten görünüşü Şekil 1'de, uydudan bir görüntüsü ise Şekil 2'de verilmiştir.



Şekil 1. Çalışmanın yapıldığı mermer ocağından bir görüntü



Şekil 2. Çalışmanın yapıldığı mermer ocağının uydu görüntüsü

## 2.3 Simülasyon Koşumu

Çalışmanın yapıldığı ocakta mermer blok üretiminde elmas tel kesme yöntemi kullanılmaktadır. Mermer blok üretiminin simülasyonundaki iş akışı gerçek iş akışına

paralel olarak gerçekleştirilmiştir. Bu olaylar dizisi şöyle özetlenebilir.

- Elmas tel kesme makinesi ile mermer blok kesimine hazırlanması için mermer sahasının belirlenen yerlerinden sondaj makinesi ile delikler delinir.
- Elmas teller delinen bu deliklerinden geçirilir ve kesim gerçekleştirilir.
- Ekskavatör ve hava yastıkları ile blok devrilir. Daha sonra ekskavatör ve lastik tekerlekli yükleyiciler kırma işlemini gerçekleştirir.
- Blok elde edilecek boyuttaki malzeme hemen yakındaki sayalama makinesine gönderilir.
- Artık malzeme (moloz) ise hafriyat döküm sahasına gönderilir.
- Bu döngü diğer kütlenin devrilmesiyle tekrarlanır.

Çalışmanın gerçekleştirildiği mermer ocağında blok üretiminde 1 adet elmas tel kesme (dağ kesme) makinesi, 14 adet sayalama makinesi, 1 adet sondaj makinesi, 1 adet ekskavatör ve 2 adet lastik tekerlekli yükleyici kullanılmaktadır.

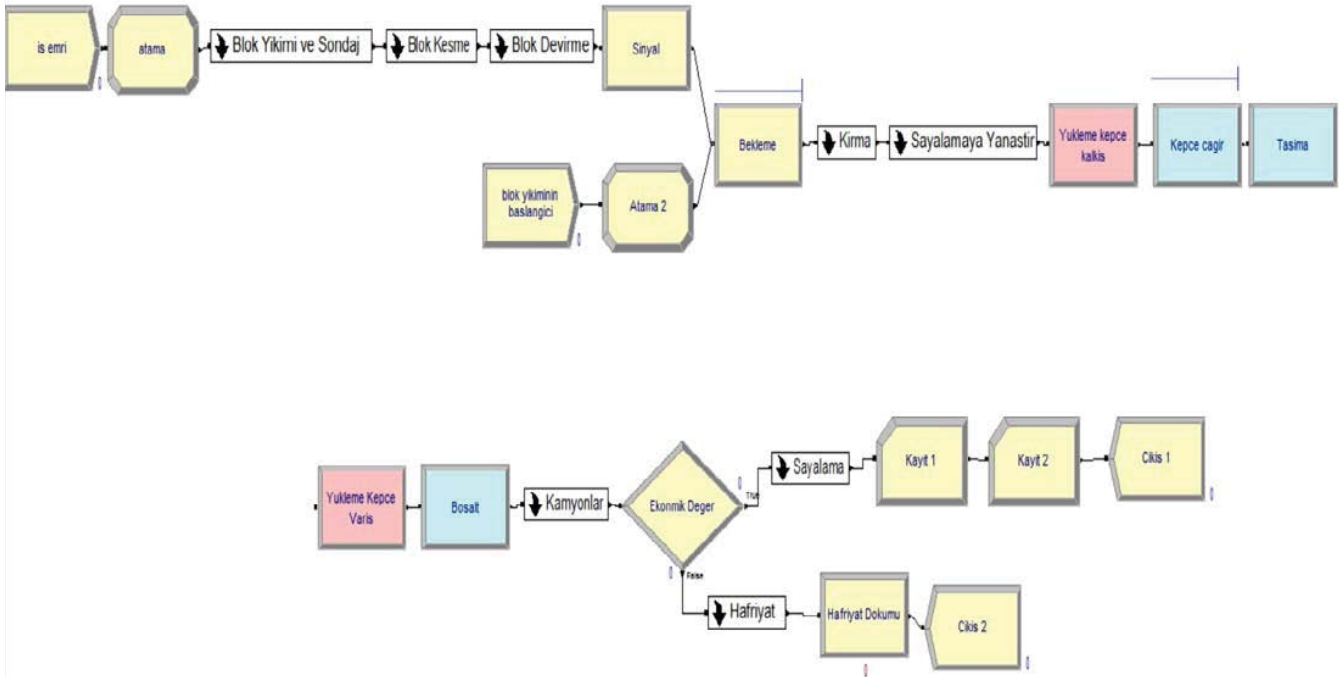
Nakliye sırasında kamyon ve lastik tekerlekli yükleyici için ortalama yükleme-boşaltma mesafeleri belirlenmiştir. Bir kamyon için yükleme-boşaltma mesafesi kesim yapılan yerden mermer bloğunun stoklandığı stok sahasına olan mesafe olup değişiklik göstermektedir.

Bu ocakta bir yıllık süreçte gerçekleşen ortalama bir yükleme-boşaltma mesafesi belirlenmiştir. Bir lastik tekerlekli yükleyici için yükleme-boşaltma mesafesi ise mermer bloğunun alınıp bekleyen kamyonu yüklediği ve tekrar yeni yükleme için bloğun yanına kadar kat ettiği mesafe olup bu mesafe yine bir yıl için ortalama bir mesafe olarak alınmıştır. Yükleme-taşıma makinelelerinin mermer bloklarını stok sahasına taşıyabilmek için kat ettikleri mesafeler Çizelge 1'de verilmiştir.

Çizelge 1. Mermer bloğunun nakliyesi için kat edilen mesafeler

İş makinesi	Yükleme-boşaltma mesafeleri (m)
Kamyon 1	800
Kamyon 2	800
Kamyon 3	800
Lastik tek. yükleyici 1	40
Lastik tek. yükleyici 2	40

Bu mermer ocağının üretim modeli oluşturulurken Arena v.3.7 yazılımı kullanılmıştır. Çalışmanın yürütüldüğü mermer ocağının üretim modeli Şekil 3'te gösterilmiştir.



Şekil 3. Mermer ocağının üretim modeli

### 3 DEĞERLENDİRMELER

Bu çalışmada, bir mermer ocağı için kaynakların (taşıyıcı ve yükleyiciler) performansları ve kapasite kullanım oranları simülasyonla araştırılmıştır.

Mermercilik sektöründe kullanılan makine ve taşıtların yüksek alım bedelleri ve bakım masraflarının fazla olması nedeniyle işletmeler minimum yatırım ile en uygun üretim seviyesini yakalamak isterler. Fakat çoğu durumda önceden üretim kapasitesini ve talebi tahmin etmek zordur. İşletmeler üretim kapasitesi ve talebi tahmin etmedeki zorluklar nedeniyle ihtiyaçlarından fazla sermaye yatırımı yapmaktadırlar. Bunların önüne geçilmesi için işletmelerin işe başlamadan önce kapasite kullanım oranlarını farklı yöntemler kullanarak belirlemeleri büyük önem taşımaktadır.

Gerçekleştirilen bu çalışmada bir mermer ocağının işletme faaliyetleri 1 yıllık süreç için simüle edilmiş, kaynakların performansları incelenmiştir. Mermercilik sektöründe iş makinelerinin bakım ve işletim masrafları en büyük maliyet kalemlerinden biri olduğu için, işletme gerçek ölçekli olarak modellenmiştir. Yakıt ve bakım masrafları detaylı olarak simülasyon modeline aktarılmıştır.

Mermerdeki süreksizliklerden dolayı, üretilen mermer blok boyutlarında farklılıklar olmaktadır. Hem süreksizlikler hem de yüklenebilme boyutları göz önünde bulundurulurken standart bir çalışma boyutu seçilmiş ve simülasyon çalışmaları gerçekleştirilmiştir. Çalışılan mermer ocağındaki mermer blok sayısının simülasyon ile karşılaştırıl-



ması amacıyla üretilen blokların boyutları ortalama olarak  $10 \text{ m}^3$  olarak alınmıştır.

Simülasyonda blok kavramı ticari değeri olan yaklaşık  $10 \text{ m}^3$ 'lük mermer kütlelerini tanımlamaktadır. Çalışılan mermer ocağında planlanan bir alanın toplam kesim/yıkımı ortalama 12.25 iş gününde tamamlanmaktadır.

Bu mermer ocağında yıllık yaklaşık  $10 \text{ m}^3$ 'lük 1090 adet mermer bloğu üretilmekte iken simülasyon çalışması 1228 adet mermer bloğunun üretildiği sonucunu vermektedir. Yani simülasyonla elde edilen değerin gerçek değerden % 12.66 oranında bir sapma ile tahmin edebildiği gözlenmiştir.

Bu sapmanın nedeni işçinin dinlenme, temel ihtiyaçlar gibi iş görememe durumlarının simülasyonda ihmal edilmesidir. İş etüdü tanımlarına göre kişisel ihtiyaç payları % 5 (erkekler için), yorgunluk ve dinlenme payı % 4, değişken paylar ise % 5 olarak alınabilir (Kahya, 2015). Yani toplam çalışma süresinin %14'lük kısmı çalışılmayan süre olarak kabul edilebilir.

Bu çalışmada simülasyonla gerçek üretim miktarı arasındaki sapma % 12.66 iken, bu değer işçinin toplam iş görememe durumu olan % 14'ten küçük olduğu için simülasyon kabul edilebilir.

### 3.1 Üretim Performans Analizi

Çalışmanın gerçekleştirildiği mermer ocağından alınan veriler göz önünde bulundurularak bu mermer ocağında kullanılan iş makinelerinin kapasite kullanım oranları değerlendirilmiştir. Mermer ocaklarında birçok makine genel olarak ihtiyaç olacağı düşünülmesiyle alınmakta ve kullanılmadan makine parkında bekletilmektedir. Makine parkında bekleyen makineler fazladan bir yatırım maliyeti oluşturduğu için işletmenin giderlerinin artmasına neden olmaktadır.

Simülasyon koşumu yapılarak bir işletmenin kaynaklarının (makine parkındaki araçlar) kapasite kullanım oranları tahmin edilebilir. Toplam kapasitenin ne kadarının kullanıldığı kapasite kullanım oranı ile belirlenebilir. Kapasite kullanım oranı, gerçekleşen kapasitenin potansiyel kapasiteye oranı olarak tanımlanabilir.

Çalışmanın gerçekleştirildiği mermer ocağında üretim amacıyla kullanılan makinelerin kapasite kullanım oranları değerlendirilerek üretim performans analizi gerçekleştirilmiştir. Çizelge 2'de üretimde kullanılan kaynakların ortalama kapasite kullanım oranları verilmiştir.

Çizelge 2. Üretimde kullanılan iş makinelerinin kapasite kullanım oranları

İş makinesi	Ort. kapasite kul. oranı
Sondaj makinesi	0.1742
Elmas tel kesme	0.0511
Ekskavatör	0.0013
Sayalama 1	0.3539
Sayalama 2	0.0008
Sayalama 3	0.0004
Sayalama 4	0.0001
Sayalama 5	0.0000
Sayalama 6	0.0000
Sayalama 7	0.0000
Sayalama 8	0.0000
Sayalama 9	0.0000
Sayalama 10	0.0000
Sayalama 11	0.0000
Sayalama 12	0.0000
Sayalama 13	0.0000
Sayalama 14	0.0000
Lastik tek. yükleyici 1	0.7493
Lastik tek. yükleyici 2	0.7494

Çalışmanın gerçekleştirildiği mermer ocağının bir yıllık üretim simülasyonu sonucunda elde edilen bulguları şu şekilde özetlemek mümkündür.

- Bu simülasyon koşumu sonucunda sayalama makinelerinin 10 adetinin hiç kullanılmadığı görülmüştür. 4 adet sayalama makinesinin kapasite kullanım oranları ise sırasıyla %35, %0.08, %0.04 ve %0.01'dir. 1 adet sayalama makinesi bile yeterli olmasına rağmen sayalama makinesine bu kadar fazla yatırımın yapılmış olması gereksizdir. Diğer araç giderleriyle karşılaştırıldığı zaman daha düşük maliyetli de olsa firma için fazladan bir gider oluşturmuştur.
- Lastik tekerlekli yükleyicilerin kapasite kullanım oranları %75'ler seviyesindedir. Mevcut üretim şartlarında 2 adet lastik tekerlekli yükleyicinin firma için yeterli olduğu anlaşılmaktadır. Fakat 1 adet daha lastik tekerlekli yükleyicinin işletme

bünyesine katılması lastik tekerlekli yükleyici ve lastik tekerlekli yükleyici operatörüne düşen iş yükünü azaltacaktır.

- Sondaj makinesinin kapasite kullanım oranı %17 civarındadır. Kapasite kullanım oranı düşük olmasına rağmen blok üretimi için gerekli bir ekipman olduğundan makine parkında bulundurulmalıdır.
- Elmas tel kesme makinesinin kapasite kullanım oranı %5 seviyesindedir. Sondaj makinesinde olduğu gibi kapasite kullanım oranı düşük olmasına rağmen elmas tel kesme makinesi de gerek duyulan bir ekipman olup işletme için gereklidir.

### 3.2 Nakliyat Performans Analizi

Mermer ocaklarında üretim aşamasındaki nakliyat deyiminden, kesilen mermer bloğunun yıkımından sonra artık malzemenin hafriyat sahasına nakli ve üretilen mermer bloğunun stok sahasına taşınması anlaşılmaktadır. Mermer ocaklarında nakliyatta daha çok yüksek manevra yeteneğinden dolayı belden kırmalı kamyonlar tercih edilmektedir. Çalışmanın gerçekleştirildiği mermer ocağında da nakliyat için 3 adet belden kırmalı kamyon ve 2 adet lastik tekerlekli yükleyici kullanılmaktadır.

Ocak içi nakliyatın gerçekleştirilmesinde bu makinelerin yeterli olup olmadığını simülasyon ile analiz etmek mümkündür. Çalışma sahasındaki kamyonlar hafriyatın dökümü ve mermer bloklarının stok sahasına taşınması işi yaparlar. Lastik tekerlekli yükleyiciler ise kamyonlara hafriyat ve mermer bloğu yüklemenin yanı sıra, yıkılan mermer bloklarının sayalama ünitesine yanaştırılmasında da kullanılmaktadırlar.

Simülasyon çalışması ile nakliyata katılan iş makinelerinin kapasite kullanım oranları araştırılmıştır. Mermer ocağında nakliyatta kullanılan iş makinelerinin kapasite kullanım oranları Çizelge 3'te verilmiştir.

Çizelge 3. Nakliyatta kullanılan iş makinelerinin kapasite kullanım oranları

İş makinesi	Ort. kapasite kul. oranı
Kamyon 1	0.3333
Kamyon 2	0.3327
Kamyon 3	0.3336
Lastik tek. yükleyici 1	0.9649
Lastik tek. yükleyici 2	0.9642

Çalışmanın gerçekleştirildiği mermer ocağında nakliyat için 3 adet kamyon ve 2 adet lastik tekerlekli yükleyici çalışmaktadır. Kamyonların kapasite kullanım oranları %33 civarında olup bu ocağın üretim seviyesinde 3 adet kamyonun yeterli olduğu söylenebilir.

Lastik tekerlekli yükleyicilerin kapasite kullanım oranlarının %96 seviyelerinde olduğu görülmektedir. Hem üretimde hem de nakliyatta kapasite kullanım oranı yüksek olduğu için ocağa bir lastik tekerlekli yükleyici daha tahsis edilmesi önerilmektedir.

### 4 SONUÇ

Bu çalışma ile bir mermer ocağının gerçek çalışma koşulları simüle edilmiştir. Bu simülasyon sonucunda üretimde ve nakliyatta kullanılan iş makinelerinin kapasite kullanım oranları değerlendirilmiştir. Bu değerlendirmeler sonucunda elde edilen bulgular aşağıdaki gibi özetlenebilir;

- Bir işletmede geleneksel üretim yöntemi ve makine ekipman seçimi değerlendirme yöntemlerine yardımcı olarak simülasyon yöntemlerinden de yararlanılabilir.
- Bir mermer ocağının üretim performans analizi simülasyonla gerçekleştirilebilir. Bu nedenle simülasyon yöntemi kullanılarak var olan kaynakları en iyi şekilde değerlendirmek ve üretim için gerekli olan yeni iş makinelerinin alımını buna göre yapmak uygun olacaktır.
- Yine aynı şekilde, nakliyat için kullanılan iş makinelerinin kapasite kullanım oranları simülasyonla belirlenebilir.
- Simülasyonla lastik tekerlekli yükleyici-kamyon çalışmasının uyumu kontrol edilebilir.

### KAYNAKLAR

- Agioutantis, Z.G., Stratakis, A., 1998. Simulation of a Continuous Surface Mining System Using the Micro Saint Visual Simulation Package, *Information Technologies in the Minerals Industry*, Rotterdam: Balkema, s. 85.
- Akkoyun, Ö., Çetin, E., 2007. Bilgisayar Simülasyonu ile Mermer Ocağı Yatırım Kararı Analizi, *Uludağ Üniversitesi Mühendislik-Mimarlık Fakültesi Dergisi*, 12 (2), s. 61-70.



- Akkoyun, Ö., Ergene, S.N., 2015. Kazıcı-Yükleyici (Ekskavatör) Karşılaştırması Yapan Bir Simülasyon Programının Geliştirilmesi, *Türkiye 5. Uluslararası Maden Makinaları Sempozyumu ve Sergisi*, Eskişehir, Erişim Tarihi: 23.03.2017, Erişim Adresi: [http://www.maden.org.tr/resimler/ekler/cd6a5dd821b1a54\\_ek.pdf](http://www.maden.org.tr/resimler/ekler/cd6a5dd821b1a54_ek.pdf).
- Anani, A., Awuah-Offei, K., Hirschi, J., 2017. Application of discrete event simulation in optimising coal mine room-and-pillar panel width: a case study, *Mining Technology*, 126 (1), s. 1-9.
- Erdem, B., Celebi, N., Pasamehmetoglu, A.G., 1997. A Computer Simulation Model for Dragline Stripping in Surface Coal Mines with One Flat-lying Seam, *Mine simulation*, Rotterdam: Balkema, s. 3.
- Fioroni, M.M., Franzese, L.A.G., Bianchi, T.J., Ezawa, L., Pinto, L.R., Miranda, G., 2008. Concurrent Simulation and Optimization Models for Mining Planning, *Proceedings of the 2008 Winter Simulation Conference (WSC 2008)*, Miami FL., s. 759-767.
- Hashemi, A.S., Sattarvand, J., 2014. Application of ARENA Simulation Software for Evaluation of Open Pit Mining Transportation Systems: A Case Study, *12th International Symposium Continuous Surface Mining*, Aachen, s. 213-224.
- Kahya, E., 2015. İş etüdü, *Osmangazi Üni. Yayınları*, 1. baskı, 238 s.
- Kelton, W.D., Sadowski, R.P., Sadowski, D.A., 2002. Simulation with Arena, *McGraw-Hill series in industrial engineering and management science*, 2. baskı, 631 s.
- Kulaksız, S., 2007. Doğal Taş (Mermer) Maden İşletmeciliği ve İşleme Teknolojileri, *TMMOB Maden Mühendisleri Odası Yayınları*, Ankara, 634 s.
- Li, D., Petre, C., Kerr, C., Joseph, T., Aburizk, S., Mohamed, Y., 2014. Design and Development of A Distributed Earthmoving Simulation, *26th European Modeling and Simulation Symposium*, s. 334-343.
- Medved, B., Runovc, F., 1997. Computer Analysis of Truck Transport in Uranium Mine, *Mine Simulation*., Rotterdam: Balkema, s. 102.
- Özfirat, M.E., Yetkin, M.E., Şimşir, F., Kahraman, B., 2015. Bir Mekanize Uzunayağın Simülasyon Yöntemi ile Modellenmesi, *Türkiye 5. Uluslararası Maden Makinaları Sempozyumu ve Sergisi*, Eskişehir, Erişim Tarihi: 23.03.2017, Erişim Adresi: [http://www.maden.org.tr/resimler/ekler/c4538c1768bee6b\\_ek.pdf](http://www.maden.org.tr/resimler/ekler/c4538c1768bee6b_ek.pdf).
- Panagiotou, G.N., 1999. Discrete Mining System Simulation in Europe, *International Journal of Surface Mining, Reclamation and Environment*, 13, s. 43-46.
- Panagiotou G.N., Michalakopoulos, T.N., 1997. STRAPAC2: A Tool for Planning and Analysis of Shovel-Truck Operations, *Mine simulation*, Rotterdam: Balkema, s.7.
- Sektör Raporları, 2016. Türkiye Cumhuriyeti Ekonomi Bakanlığı Doğal Taş Sektörü Sektör Raporları, *İhracat Genel Müdürlüğü Maden, Metal ve Orman Ürünleri Daire Başkanlığı*, 8 s, Erişim Tarihi: 22.03.2017, Erişim Adresi: [http://www.ekonomi.gov.tr/portal/content/conn/UCM/uid/dDocName:EK-051196;jsessionid=ctWweJ7Y6\\_r0tf5kCxYV1qCtz79mfQJjseZ4EMLshuXCkHpTPekW!-460925342](http://www.ekonomi.gov.tr/portal/content/conn/UCM/uid/dDocName:EK-051196;jsessionid=ctWweJ7Y6_r0tf5kCxYV1qCtz79mfQJjseZ4EMLshuXCkHpTPekW!-460925342).
- Turner, R.J., 1999. Simulation in the Mining Industry of South Africa, *International Journal of Surface Mining, Reclamation and Environment*, 13, s. 47-56.
- Vagenas, N., Forsman, B., 1992. METAFORA: A simulator for dispatch control of truck/shovel systems in surface mines. *Simulation Conf. and Annual Meeting of the Scandinavian Simulation Society (SIMS'92)*, Lapeenranta, Finland.
- Wilke, F.L., Heck, K., 1982. Simulation studies of truck dispatching, *17th APCOM Proceedings, Col. School of Mines*, Golden, CO and pub. by SME, Littleton, CO, s. 620-626.

# Pirit ile Mikrodalga Piroliz için Mikrodalga Fırın Tasarımı *Microwave Furnace Design for Microwave Pyrolysis by Pyrite*

Yıldırım İsmail Tosun

*Şırnak Üniversitesi, Mühendislik Fak., Maden Mühendisliği Bölümü, Şırnak*

**ÖZET** Güneydoğu Anadolu bölgesinde Ergani ve Siirt bakır yataklarından bakır konsantresi üretilirken pirit atıkları ve yüksek piritli atıklar açığa çıkmaktadır. Bunlar süpürme flotasyonu atıkları ve konsantratör atıkları olarak alınmaktadır. Ergani bakır konsantratörü yaklaşık olarak yıllık 350 bin tonluk pirit atığı sülfürik asit üretimine gönderilirken, Siirt de milyonlarca tonluk pirit içeren tesis atıkları oluşmaktadır. Bu atıklar kömürlerin mikrodalga fırın içersinde pirolizi için değerlendirilebilir. Bant türü mikrodalga fırın tasarımı ile Şırnak Asfaltitleri bünyesindeki mikron boyutunda ve makro boyutlu pirit mineral içeriği mikrodalga ile pirolizi sağlamaktadır. Bu çalışmada % 8 pirit içeren Şırnak Asfaltiti ve Tunçbilek linyit kömürü bant tipi mikrodalga ile 500°C de pirolize tabi tutulmuştur. Nem, uçucu madde çıkışı gözlenmiş ve daha temiz kömür ürün elde edilmiştir. Ayrıca yanabilir kükürt miktarı %23 oranında azalmıştır.

**ABSTRACT** In the Southeastern Anatolian Region of Turkey, in Ergani Elazığ and Siirt Şırvan copper ore concentrators, containing the pyrite and the high pyrite content discarded is received as pyrite concentrate from concentrating copper by flotation swept and waste products. Ergani Concentrator produce the pyrite concentrate by product about 350 thousand tons for sulfuric acid production and about 1,700 thousand tons of pyrite waste sent to dispose, Siirt Şırvan copper pyrite is not also evaluated. These pyrite waste products both should be evaluated by the microwave pyrolysis of Turkish Lignites and Şırnak Asphaltite which contains approximately 8% coal pyrite at seperately disseminated micron and macro sized. The shale and clay content was also separated sellectively in this microwave processing in terms of high carbon contents. In this study, samples are subjected to microwave pyrolysis by roasting of pyrite waste and subsequently pelletized coal samples were subjected to microwave pyrolysis by pyrite at 500°C. Extraction of moisture and volatile matter improves cleaning of coal types for lignites and Şırnak asphaltite at certain degree. The sulfur contents were also decreased at 23% for Şırnak Asphaltite.

## 1 GİRİŞ

Ergani Elazığ ve Siirt Sirvan piritli bakır cevheri flotasyon ile konsantre edilmektedir. Konsantratör de süpürme devresinde atık piritli -74 mikron ve daha ince şlam boyutta olmaktadır. Genellikle Ergani Konsantratörü pirit konsantre ürün sülfürik asit üretimine gönderilmektedir ve ayrıca 1,700 bin ton atık tumba atık sahasına gönderilir. Bu atık ürünler hem bakırca ve diğer metal içerikleri açısından hem de metal Co ve Ag içerikler açısından değerlendirilmelidir. Bu çalışmada kullanılan numuneler iri +10mm lik pirit atık

peleti mikrodalga etkileşim için fırına konmaktadır. Kömürün pirolizi için ağırlık olarak eş değer miktarda piroliz hücrelerine kömür tozu ile mikrodalga etkileşim karışım üzerine uygulanmıştır.

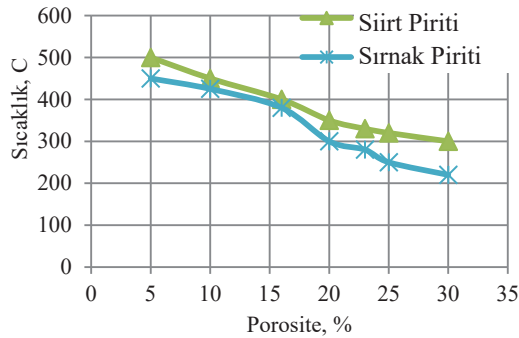
Güneydoğu Anadolu Bölgesi'nin pirit atıklarının tercih edilmesinin asıl nedeni yüksek tenörlü yataklardan oluşmasıdır. Siirt Şırvan da kısmen % 2-4 Cu ihtiva eden kompleks bakır sülfid cevherinden yüksek piritli atık çıkabilmektedir. Benzer şekilde de Ergani ve Hakkari, bakır, kurşun, çinko sülfid yataklarında pirit büyük bir rezerv dağılımı göstermektedir. Bu çalışmada Tunçbilek





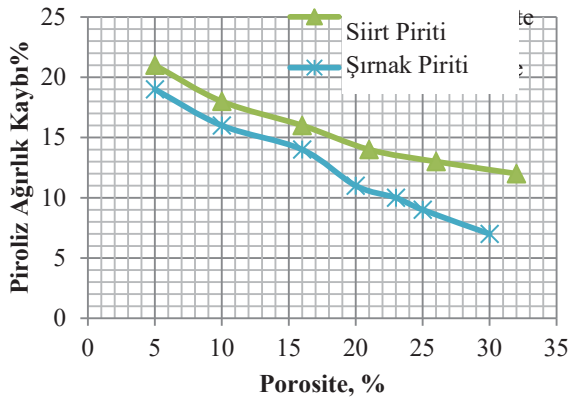


5dklık süre sonunda yeterli bir sıcaklık artışı pelet yüzeyinde gözlenmiştir. Ancak Şırnak asfaltitine ısı iletimi henüz başlayabilmektedir. Porozite nin etkisi mikrodalga fırında 5dk sonrası sıcaklık değişimi olarak belirlenmiştir (Şekil 4)



Şekil 4. Şırnak Asfaltitinin Mikrodalga Piroliz Sıcaklık Değişimi

Şırnak asfaltitinin ısı iletimi porozite ile önemli derecede etkilenmiştir ve %15 in üzerindeki porozitede kısmen ısı iletimi azalmaktadır. Piroliz kütle kaybı kısmi piroliz in gerçekleşebildiğini ve gözenegin pirolize engel olduğu gözlenmiştir (Şekil 5).



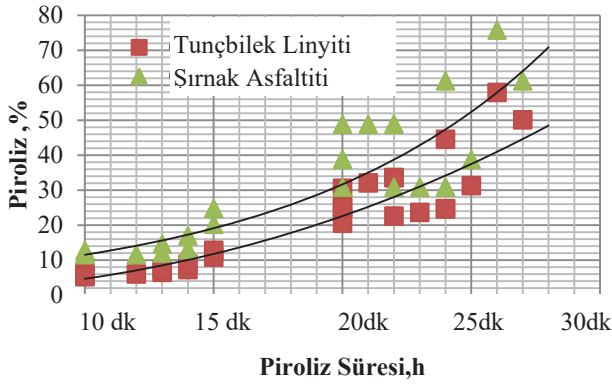
Şekil 5. Şırnak Asfaltitinin Mikrodalga Fırında Piroliz Ağırlık Değişimi (10dk mikrodalga piroliz)

### 3 BULGULAR VE İRDELEMESİ

Farklı tür kömürlerin piroliz koşulları mikrodalga ısı yayılım durumlarına ve metal bileşenlerinin dağılımına bağlı gelişebilmektedir. Optimum koşullarda elde edilen bulgular Şekil 5. 'de gösterilmektedir. Pirit Tipi böyle bir pirolizin avantajları şunlardır. İri kömür parçacıklarının ince tanelerden daha düşük bir ısıtma hızına sahip olması, dolayısıyla piroliz sırasında sıcaklık kontrolü geliştirilmesidir. Buna ek olarak, piroliz sırasında gelişmiş kömür tozu kontrolü olacak ve mikrodalga ısıtma ve

klasik piroliz ile tam piroliz için gereken spesifik enerji tüketimleri sırasıyla yaklaşık 0,18 ve 4,4 kW h/kg olmuştur. Tipik olarak, bilyalı değirmende enerji tüketimi yaklaşık 4,5 ila 9 kWh/kg arasındadır. Bu nedenle, mikrodalga piroliz ve yeniden öğütme için kombine enerji tüketimi hala geleneksel sıcaklığa kıyasla daha düşük olacaktır. Pirit ve demir cevherlerinin iki ana nedeni, karbonlu madde ve ultra-ince sülfür parçacıkları pirit ve demirli iyonların varlığı ve manyetik zayıflamanın varlığıdır. Kömür matrisinde pirotin de pirit den daha etkili sıcaklık artışına neden olabilmektedir.. Kömür maddesinde her iki sülfürün varlığına bağlı olarak daha az geçirimli olduğunda şeyl taşı, silikat, ve kil matrisi şeffaf davranmaktadır ve mikrodalgaları geçirmeden yansıtır. Cevherdeki karbonlu madde sıcaklığı absorbe eder. En önemli husus organik karbon ve kömür karbonudur. Organik karbonun bileşenleri amorf olduğundan yansıtmaya yapabilmektedir. Bu demir cevherleri, sülfidlerin matrisinin ısı taşıyıcı olarak değerlendirmek ve pirolizden önce karbonlu maddeyi piroliz etmek veya pasifleştirmek için ön işleme tabi tutulması yararlı olacaktır. Mikrodalga işleme yöntemleri kavurma, klorlama, basınçlı oksidasyon, kurutma, piroliz ve atıkların çözülmesi ve gazlaştırılmasıdır. Mikrodalga fırınlar kurutma, kireçleme, kavurma ve eritme gibi bazı birim işlemlerinde cevherlerin arıtılması için alternatif bir enerji kaynağı olarak kullanılabilir. Karbon ve metal sülfidlerin çok iyi mikrodalga emiciler olduğu bilinmektedir ve hızlı ve seçici olarak ısıtılabilirler. Bazı araştırmacılar dolaylı olarak mikrodalgalarla ısıtılan ısıyı iyileştirebilir, bu nedenle manyetit bir tutucu olarak kullanılır. Bu çalışmada, kömür numunesinin kömür piriti ve bakır pirit ile mikrodalga pirolizi incelenmiştir. Konsantr, mikrodalga ısıtma işlemine karşı oldukça duyarlıdır. Bu çalışmada, Tunçbilek linyiti ve Şırnak asfaltitinin Şekil 6'te görüldüğü gibi, kısmi pirolizi gerçekleştirebilmiştir ve bazı durumlarda da yavaş piroliz gerçekleştirmiştir.





Şekil 6. Mikrodalga Pirolizinde kütle kaybına piroliz süresinin etkisi (900W)

Şekil 6 görüldüğü gibi, Şırnak piritinin ısıyı soğuran davranışı da izlenmiştir ve piroliz hızı için optimum koşullar oluşturulurken, 50 g numunenin yüzeyi yaklaşık 500 °C 'ye erişirken, numunenin iç kısmı 600 °C 'ye erişmiştir. 10 g örnek kullanıldığında, sıcaklık yaklaşık 700 °C 'ye yükselmiştir. Genellikle, laboratuvar ölçekli mikrodalga işleme, numune sıcaklığı örnek kütlesi ile birlikte artar. Klasik fırında ısıtmanın aksine, mikrodalga sistemlerinde ısı dahili olarak üretilir ve böylece numunedeki ısı kaybı ısıtma davranışını kontrol eden önemli bir faktördür. Nispeten düşük kütleli numuneler için, yüksek yüzey alanı/hacim oranı, sıcaklık artış oranını değiştirir ve maksimum sıcaklığı sınırlar. Sonuç olarak, geçirgenlik değerleri nispeten düşüktür ve numune mikrodalga alanı ile etkili bir şekilde birleştirilemez. Diğer yandan, potanın aynı kesit alanı için, numune kütlesi arttıkça, yüzey alanının hacim oranında bir azalma olur ve içten gelen ısı kaybını azaltır ve daha yüksek hacimli bir numuneyle sıcaklık azalır. Ek olarak, numune kütlesi arttıkça, elektrik alanıyla etkileşime girmek için daha fazla malzeme vardır. Karşılaştırma amacıyla, refrakter konsantredeki sülfidlerin ve karbonlu maddelerin oksidasyonu hem mikrodalga sistemi hem de geleneksel bir direnç fırını içinde gerçekleştirilebilmektedir. Olay 900 W'lık bir mikrodalga gücünde, üretilen ısı, numunenin erimesine neden olabilmektedir ve bu nedenle 600 W'lık mikrodalga gücü daha pirolizde faydalı olacaktır. 600 W'de, sıcaklıkta aşırı yükselme olmadan kayda değer bir oksidasyon elde edilmiştir. Bununla birlikte, bazı numuneler ile sinterleme gözlenmiştir. Şekil 3'deki sonuçlar ile gösterildiği gibi piroliz işlemi yaklaşık 600 °C 'de neredeyse tamamlanır ve bu nedenle geleneksel piroliz 600 °C 'de gerçekleştirilir. Pirolizin 700 °C 'nin üzerine oluşması için, ilave pirit ağırlık olarak

katılması 700 °C'nin üstünde sıcaklık artışına neden olabilmıştır ancak piroliz ekonomik olmamıştır. Şekil 4, klasik ve mikrodalga piroliz için işleme süresinin bir fonksiyonu olarak piroliz süresinin konsantrenin karbon içeriği üzerindeki etkisini göstermektedir. Karbon içeriği, mikrodalga testlerinde konveksiyona göre daha hızlı azaldığı görülmektedir. Karbon kütlenin % 75'inden fazlası mikrodalga piroliz ile 10-30 dakika içinde uzaklaştırılabilmektedir.

Aynı miktarda karbon çıkarma işlemi saatlerce sürer. Kömür piritinin davranışı Şekil 5'de gösterilmektedir. Hem mikrodalga hem de konvansiyonel işleme için, uçtaki sıcaklık oranı muhtemelen numunedeki daha büyük demir miktarını yansıtan kömür piritinden daha yüksektir. 30 dakika sonra kükürdün % 25'i konvansiyonel kavurma ile uzaklaştırıldı, mikrodalga ısıtma için pirit kükürtünün yaklaşık % 13'ü 3 dakika sonunda çıkarıldı. Mikrodalga işlenmesinde, mükemmel mikrodalga emiciler olan kömür parçacıklarının kömür ve pirit içeriğindeki (Şekil 6) piroliz, klasik pirolizden daha yüksek sıcaklıktadır ve bu, daha yüksek piroliz oranlarına neden olur.

Bu çalışmada; Pirit atığının fizikokimyasal özellikli düşük dereceli cevher, gerçekleştirilen test sonuçlarına yer vererek, pirit atıklarının dokusal özellikleri arasındaki fark incelenerek belirlendi. Bu çalışmada Şırnak ve Siirt'deki pirit atığının değerlendirilmesi, temel nitelikler açısından potansiyel bir değerlendirilebilirlik olarak tanımlanmıştır. Pirit piroliz işleminden bu metalik pelet olarak elde edilen demir hammaddesi zengin sıcaklık attrıran ısı taşıyıcı olarak değerlendirilebilir. Özellikle mikrodalga piroliz işlemi çok ekonomiktir. Şekil 6 da görüldüğü gibi Tunçbilek linyiti poroz yapısından ötürü daha az ısı iletimi gözlenmiştir. Şırnak asfaltitinde ısı iletimi daha yüksek olmuştur. Böylelikle, piroliz daha ekonomik olarak belirlenmiştir. Refrakter mineraller mikrodalga ısıtma işleminde yansır. Klasik pirolizde ısı iletimi fırın malzemesi çevresi için enerji kaybedilmektedir. Mikrodalga da gereken spesifik ısı enerji sarfiyatları sırasıyla yaklaşık 0,128 ve klasik fırında ise 4,58 kW h/kg olmuştur. Klasik pirolizde spesifik enerji değerleri daha yüksektir, çünkü mikrodalga işlemi sırasında sadece örnek ve numune taşıyıcısı ısıtılırken klasik fırında çevrenin de ısıtılması gerekir. Sülfidlerin oksidasyon reaksiyonları ekzotermiktir ve eğer ısıtma kontrol edilmemişse sinterleşme

görülebilmektedir. Mikrodalga ısıtmada, geleneksel kızdırmaya göre sıcaklık kontrol etmek daha zordur. Sonuç olarak, bazı yerel bazı camsı madde oluşmuştur ve bir miktar sinterleşme oluşmuştur. Mikrodalga radyasyonla bakır pirit ve demir cevherleri, kömür ve şeyl piritleri pirolizde yanabilmektedir. Test sonuçları sürekli bir kütle kaybı olduğunu ve toplam kütle kaybı % 12 olduğunu göstermiştir. Kömür pirolizinde % 10'un üzerinde büyük kütle kaybı 400 °C ve 600 °C arasında gerçekleşmiştir. Gerçek ve görelî geçirimsizlik çok yüksek frekansın gücü düşürüldükçe önemli ölçüde etkili olmuştur. 400 °C 'nin ötesinde, permitivite azaldı ve bu, piritin çoğunun absorbansından kaynaklanmıştır. Bakır pirit daha hızla mikrodalga ısınmayı sağlamıştır. 30 dk boyunca mikrodalga ısıtmadan sonra 50 gr'lık bir numuneyle 600 °C 'nin üzerindeki sıcaklıklar elde edilebilmiştir. Mikrodalga pirolizi için, gözenekliliğe ve spesifik enerji tüketimine bağlı olarak hem ısıtma hızı hem de piroliz oranları daha yüksektir Şırnak asfaltinin piroliz işlemlerinde, asfaltin pirit içeriği, reaksiyona giren amorf karbon maddenin başarılı bir ölçüde kütle kaybında kolaylıkla etkili olmuştur. Mikrodalga ısıtmada meydana getirilen yüksek sıcaklıklar nedeniyle taşıyıcının kesitleri sinterleşmiş, mikrodalga fırında tamamlanan yaklaşık% 65 pirit oksitleme piroliz işleminde gerçekleşmiştir. Mikrodalgada ısınma davranışının incelenmesi için, mikrodalga gücü artan, işleme süresi ve numune kütlesi. Değiştirilmiştir. Demir maddesinin mikrodalgalara aşırı tepki vermesi nedeniyle, daha yüksek güçler sinterleme ve konsantrenin erimesine neden olurken, 600W'lık düşük bir mikrodalga gücü piroliz için uygun bulunmuştur. Piroliz sonrası Siirt pirit değerleri ile pirolizde kütle kaybı yaklaşık % 25'in üzerine çıkmıştır. Bu değerler klasik pirolizdeki değerlere benzer elde edilmiştir.

Hem mikrodalga hem de konvansiyonel işleme için, uçtaki sıcaklık oranı muhtemelen numunedeki daha büyük demir miktarını yansıtan kömür piritinden daha yüksektir. 30 dakika sonra kükürdün% 85'i konvansiyonel kavurma ile uzaklaştırıldı, mikrodalga ısıtma için pirit kükürtünün yaklaşık% 65'i 3 dakika sonunda çıkarıldı. Mikrodalga kömür piroliz işlenmesinde, mükemmel mikrodalga emiciler olan kömür parçacıklarının kömür ve pirit içeriği etkili olmuştur (Şekil 6). Mikrodalga pirolizde sıcaklık kontrolü zordur ve klasik pirolizden daha yüksek

sıcaklıktadır ve bu, daha yüksek piroliz oranlarına neden olur. Tüm rakamlar, yüksek çözünürlüklü olmalıdır (300 dpi) . Grafikler (örneğin, aşağıda Şekil 1), çizgi çizimleri, fotoğraflar ve diğer illüstrasyonlar içeren şekiller renk olarak tercih edilir. Rakamların ard arda Arap rakamlarıyla (1, 2, 3 vb.) Numaralandırılması ve ilgili metne olabildiğince yakın yerleştirilmesi gerekir. Metinde rakamın görelî konumu değil rakamına bakın. Şekil 7 Mikrodalga Kavurma sırasında permitivite kaybı gözeneklilik etkisi Şekil 8. Mikrodalga Kavurma permitivite kaybı gözeneklilik etkisi Tüm rakamlar ve tablolar ardışık Arapça rakamlarla (1, 2, 3 vb numaralandırılmış olmalıdır ve ilgili metne olabildiğince yakın yerleştirilir . Metinde rakamın görelî konumu değil rakamına bakın.

Bu çalışmada; Pirit atığının fizikokimyasal özellikli düşük dereceli cevher, gerçekleştirilen test sonuçlarına yer vererek, pirit atıklarının dokusal özellikleri arasındaki fark incelenerek belirlendi. Bu çalışmada Ergani ve Siirt'deki bakır konsantrat atığının değerlendirilmesi, temel nitelikler açısından potansiyel bir değerlendirilebilirlik olarak tanımlanmıştır. Pirit külü kavurma işleminden bu metalik değerlerle ?? elde ettikten sonra elde edilen demir hammaddesi zengin ürün olarak değerlendirilebilir. Özellikle mikrodalga kavurma işlemi ile çok ekonomiktir. Şekil 6, akış şemasına göre toplu konsantre akış şemasına göre cevherden elde edilmiştir. 700 °C Kavrulduktan sonra elde edilen külü oksitleyici asidik oksitleme ve mikrodalga yıkama ile RA'da bulunan Co, Cu, Au ve Ag yüksek ekonomik olarak toparlanmıştır. Demir içeriği de daha yüksek olacaktır.

Şekil 9 Mikrodalga pirolizi için, gözenekliliğe ve spesifik enerji tüketimine bağlı olarak hem ısıtma hızı hem de piroliz oranları daha yüksektir Geleneksel piroliz için ilgili değerlerin altındadır. Kızartma ve piroliz işlemlerinde, pirit içeriği, reaksiyona giren maddenin başarılı bir miktarda kolaylıkla etkili olmuştur. Mikrodalga ısıtmada meydana getirilen yüksek sıcaklıklar nedeniyle taşıyıcının kesitleri sinterlenmiş, mikrodalga fırında tamamlanan yaklaşık% 65 pirit oksitleme kavurma işlemi gerçekleştirilmiştir.

#### 4 SONUÇLAR

Testlerde piritin yüksek sıcaklıklara çıkararak pirolizi sağladığı ancak kömür türüne göre mikrodalga etkisi altında ısı iletimini farklılık gösterdiği gözlenmiştir. Bu çalışmada, Ergani bakır konsantratörü ve Siirt'teki atık değerlendirme, temel nitelikler açısından potansiyel ısı iletici olarak değerlendirilebileceği belirlenmiştir. Şırnak ve Siirt Pirit külünün değerlendirilmesi basit bir band akışı ile sağlanabilecektir. Refrakter madde mikrodalga pirolizinde en az miktarda içerilmelidir. Mikrodalga ve klasik fırında konveksiyon yoluyla ısıl oksidasyonun sağladığı ısı iletim için gereken spesifik enerji sarfiyatları sırasıyla yaklaşık 0,128 ve 4,58 kWh/kg olmuştur. Geleneksel pirolizde, spesifik enerji değerleri daha yüksektir, çünkü mikrodalga işlemi sırasında sadece örnek ve numune taşıyıcısı ısıtılırken çevrenin de ısıtılması gerekir. Mikrodalga ısıtmada, geleneksel kızdırmaya göre sıcaklık kontrol etmek daha zordur. Mikrodalga radyasyonla bakır pirit ve demir cevherleri, kömür ve şeyl pirolizde ısı iletiminde faydalı absorbanı sağlamıştır. Tunçbilek linyiti için toplam 10 dk lık bir süre sonunda kütle kaybı %12 ye ulaştığı belirlenmiştir. Kömür pirolizinde % 10'un üzerinde toplam kütle kaybı 400 °C ve 600 °C arasında gerçekleşmiştir. Daha az frekans gücünde 600W düşürüldüğünde önemli ölçüde piroliz gerçekleşebilmiştir. Bakır piriti mikrodalgada daha hızlı ısınmayı sağlamıştır. Piroliz sonrası 50 gr'lık bir numuneyle 600 °C'nin üzerindeki sıcaklıklarda kısa süreli piroliz sağlanabilmiştir. Mikrodalga ısıtma davranış çalışmaları, mikrodalga gücü artan, işleme süresi ve numune kütlesi pirolizi ve kütle kaybında etkili kontrol parametreleri olmuştur ve 600W'lık düşük bir mikrodalga gücü piroliz için yararlı bulunmuştur.

#### KAYNAKLAR

Amankwah, R.K., Pickles, C.A., 2005. Microwave calcination and sintering of manganese carbonate ore. *Canadian Metallurgical Quarterly* 44 (2), 239–248.

Amankwah, R.K., Pickles, C.A., Yen, W.T., 2005b. Gold recovery by microwave augmented ashing of waste activated carbon. *Minerals Engineering* 18 (2), 517–526.

Anonim a, 2016, *Tekfen İnşaat Şirket* web sayfası, <http://www.tekfeninsaat.com.tr>

Anonim b, 2016, *Gayret Makina Şirket* web sayfası, <http://www.gayretmakina.com.tr>

Anonim c, 2016, *Multotec Şirket* web sayfası, <http://www.multotec.com/category/industry/coal>

Anonim d, 2016, *MBE Şirket* web sayfası, <http://www.mbe-cmt.com/en/products/pneufлот%С2%АЕ/pneufлот%С2%АЕ>

Anonim e, 2016, *SCHAUBURG Şirket* web sayfası, [http://www.schauburg-aka.com/index\\_e.html](http://www.schauburg-aka.com/index_e.html)

Anonim f, 2016, *CWP Şirket* web sayfası, <http://cwp.com.tr/en/products.aspx?id=30>

Ateşok, G., 1986, *Kömür Hazırlama*, Kurtuluş Matbaası, İstanbul

Chen TT, Dutrizac JE, Haque KE, Wyslouzil W, Kashyap S. 1984, The relative transparency of minerals to microwave radiation. *Canadian Metallurgical Quarterly*, 123, 3, s. 349–51.

Datta A K; Nelson S O (2000). Fundamental Physical Aspects of Microwave Absorption and Heating in *Handbook of Microwave Technology for Food Applications*. CHIPS Publications, USA

Datta A K; Sun E; Solis A (1995). Food dielectric property data and their composition-based prediction. In: *Engineering Properties of Foods* (Rao M A; Rizvi S S, eds), Chapter 9, 457–494. Marcel Dekker, Inc., New York

Decareau R V (1985). *Microwaves in the Food Processing Industry*. Academic Press, Orlando, FL, USA

DPT, 2013, *Madencilik*, 9 Kalkınma Özel İhtisas Raporu.

El-Shami S M; Selim I Z; El-Anwar I M; Hassan M M (1992). Dielectric properties for monitoring the quality of heated oils. *Journal of the American Oil Chemists' Society (JAOCS)*, 69(9), 872–875

Gabriel C., Gabriel S., Grant E.H., Halstead B.S.J., Mingos D.M.P., 1998, Dielectric parameters relevant to microwave dielectric heating. *Chemical Society Reviews*, 27, s.213–23.

Haque KE. Microwave energy for mineral treatment processes—a brief review, 1999, *International Journal of Mineral Processing*, 57, 1, s.1–24.

Hutcheon, R.M., De Jong, M.S., Adams, F.P., 1992. A system for rapid measurement of RF and microwave properties up to 1400 °C. *Journal of Microwave Power and Electromagnetic Energy* 27 (2), 87–92.

Hutcheon, R.M., De Jong, M.S., Adams, F.P., Lucuta, P.G., McGregor, J.E., Bahen, L., 1992a. RF and microwave dielectric measurements to 1400 °C and dielectric loss mechanisms. In: *Materials Research Society Symposium*



- Proceedings (Microwave Processing of Materials III)*, vol. 269, pp. 541–551.
- Hutcheon, R.M., Hayward, P., Smith, B.H., Alexander, S.B., 1995. High-temperature dielectric constant measurement – another analytical tool for ceramic studies. *Microwaves: Theory and Application in Materials Processing III*, vol. 59. *Ceramic Transactions*, American Ceramic Society, pp. 235–241.
- Jacob J., Chia L.H.L., Boey F.Y.C., 1995, Review—thermal and non-thermal interaction of microwave radiation with materials. *Journal of Materials Science*, 30, 21, s.5321–7.
- Karmazsin, E., 1987. Use of low – and high-power microwave energy for thermal analysis. *Thermochimica Acta* , 110, 289–295.
- Kelly RM, Rowson NA., 1995, Microwave reduction of oxidised ilmenite concentrates. *Minerals Engineering*, 8, 11, s.1427–38.
- Kemal, M., Arslan, V., 1999. *Kömür Teknolojisi*, D.E.Ü. Mühendislik Fakültesi Basım Ünitesi, İZMİR, 975-441-142-5
- Kemal. M., İpekoğlu, Ü. 1985, Türkiye'nin Yakacak Gereksinimi ve Çözüm Olanakları, *Türkiye Madencilik Bilimsel ve Teknik 9. Kongresi*, T.M.M.O.B. Maden Mühendisleri Odası, Ankara
- Kılıç Ö., 2009, Mikrodalga ile Isıl İşlem Uygulamanın Kireçtaşı Kalsinasyonuna Etkisi, *Madencilik*, 48, 3, s 45-53.
- Kingman S.W., Vorster W., Rowson N.A., 1999, The influence of mineralogy on microwave assisted grinding. *Minerals Engineering*, 3,3, s.313–27.
- Kural, O., 1999, *Kömür*,
- Kuyucak, S., Türkiye'nin Pirit Külü Kaynaklarının Demir ve Demir Dışı Metaller Yönünden Değerlendirilmesi, MTA Teknoloji Dairesi, Araştırma Raporu 1, Ankara, Nisan 1977
- Lu, T., Pickles, C.A., Kelebek, S., 2007. Microwave heating behaviour of a gibbsite type bauxite ore. In: Bekguleryuz, M.O., Paray, F., Wells, M. (Eds.), *Proceedings of Symposium on Light Metals in Transport Applications. MetSoc (CIM)*, Toronto, Ont. Canada, pp. 421–449 (August 25–30).
- Ma, J., Pickles, C.A., 2003. Microwave segregation process for nickeliferous silicate laterites. *Canadian Metallurgical Quarterly* 42 (3), 313–326.
- Marland S, Han B, Merchant A, Rowson N., 2000, The effect of microwave radiation on coal grindability. *Fuel*, 79, 11, s.1283–8.
- Metaxas, A.C., Meredith, R.J., 1983. *Industrial Microwave Heating*. Chapter 10, Peter Peregrinus, London, UK.
- Salsman J.B., Williamson R.L., Tolley W.K., Rice D.A., 1996, Short-pulse microwave treatment of disseminated sulphide ores. *Minerals Engineering*, 9, 1, s.43–54.
- Siirt Madenköy Fizibilite Etudu, MTA, Ankara, 1981
- Standish, N., Worner, H.K., Gupta, G., 1990. Temperature distribution in microwave heated iron ore–carbon composites. *J. Microwave Power Electromagnet Energy* 25 \_2., 75–80.
- Standish, N., Worner, H.K., Obuchowski, D.Y., 1991. Particle size effect in microwave heating of granular materials. *Powder Technology* 66, 225–230.
- VanWyk EJ, Bradshaw SM, de Swardt JB., 1998 The dependence of microwave regeneration of activated carbon on time and temperature, *Journal of Microwave Power and Electromagnetic Energy* ,33, 3, s.151–7.
- Veasey TJ, Fitzgibbon KE., 1990, Thermally assisted liberation—a review. *Minerals Engineering* , 3, 1/2, s.181–5.
- Walkiewicz J.W., Clark A.E., McGill S.L., 1991, Microwave assisted grinding. *IEEE Transactions on Industry Applications* ,27, 2, s.239–43.
- Walkiewicz JW, Kazonich G, McGill SL., 1988, Microwave heating characteristics of selected minerals and compounds. *Minerals and Metallurgical Processing* , 5, 1, s.39–42.
- Xia D.K., Pickles C.A., 2000, Microwave caustic leaching of electric arc furnace dust, *Minerals Engineering*, 13, 1, s.79–94.

# Roadheader Cutter Consumption in Rock-Cut Structures Excavation and Comparison with Previous Models

R. Comakli, U. Atici

*Nigde Omer Halisdemir University, Mining Engineering Department, Nigde, Turkey.*

M. Karagollu

*Hoyuk Construction, Nevsehir, Turkey.*

**ABSTRACT** Roadheaders can be used in underground space excavations, such as rock-cut structures (RCS). Rock-cut structures can be designed as a cold storage, hotel, restaurant etc. The use of roadheaders for the excavation of RCSs may show different characteristics in mining and tunneling projects, e.g. water is not used in RCS excavations. For this reason, the cutter consumption of a roadheader may differ from the estimated cutter consumptions in the previous models. In this study, the excavation performances of a roadheader was analyzed in a rock-cut structures designed as a cold storage in Aktaş/Nigde. The cutter consumption of the roadheader was recorded in detail for a month and the average cutter consumption of the machine was determined. The Cerchar abrasivity tests and physico-mechanical tests were carried out on the core samples collected from the project area. The amount of cutter consumption was calculated by using previous models that based on the Cerchar abrasivity index and compared with the field data. In conclusion, it has been determined that the cutter consumption in RCS projects can be estimated using some of the previous models.

## 1 INTRODUCTION

Proper machine selection, estimating the production rate or instantaneous cutting rate, and the cutter consumption are the important parameters for mechanical excavation projects. The parameters that affect the roadheader performance are machine characteristics, intact rock characteristics such as physical-mechanical properties, rock mass parameters such as the number of discontinuity set and operational parameters (Rostami et al., 1994).

The cutter consumption is an important factor to be considered in tunneling and mining projects where mechanical excavators in used. Because, replacement of worn cutters is one of the main operation in the all rock excavation activities and the cutter replacement reduce machine utilization and thus net cutting rate or productivity. For these reasons, the proper cutter selection and minimized of the time of replacement of the cutters as much as

possible are very important for estimating and planning of the total cost of a mining or tunneling project. Therefore, prediction of the cutter consumption of excavators such as roadheader and tunnel boring machine (TBM) is very important for a tunneling or mining project. There are some laboratory tests for using the cutter consumption prediction.

The Cerchar abrasivity index (CAI) is a widely used test method for rocks' abrasivities measurements and this method recommended by the International Society of Rock Mechanics (ISRM) (Alber, et al., 2014) and American Society for Testing and Materials (ASTM) (ASTM, 2010). Many researchers investigated of the relationships between the rock and mineral properties and Cerchar abrasivity index. Al-Ameen and Waller (1994) and Deliormanlı (2012) were reported that there are a strong relation between rock strength and CAI. Altındag et al. (2010) were also found that there are strong relations between CAI and uniaxial



compressive strength (UCS) and brittleness of rocks. Kahraman et al., (2010) were investigated the usability of CAI for the prediction of UCS and E of the misis fault breccia and they presented some methods based on the CAI by using regression and artificial neural network analysis.

Researchers have investigated the relationships between mineralogical and petrographic properties of rocks and CAI (West, 1989; Plinninger et al., 2003; Lassnig et al., 2008, Yarali et al., 2008; Lee et al., 2013). These studies generally showed that there are strong relations between quartz content and CAI but some of them reported that the quartz content of the rock is not alone suited for describe the rock abrasivity.

### 1.1 Roadheaders' Cutter Consumption Estimation Models

Cutter consumption is one of the effective parameters on the economical usability of roadheader and there are some estimation models for cutter consumption. Johnson and Fowell, (1986) derived a cutter consumption estimation model based on Cerchar abrasivity index (Eq. 1)

$$CC = 0.125CAI - 0.07 \quad (1)$$

Where; CC is the cutter consumption (cutters/m<sup>3</sup>) and CAI is the Cerchar abrasivity index.

Another cutter consumption model that based on Cerchar abrasivity index of rock was developed by Ozdemir, (1998) and this model given in Eq. (2).

$$CCI = K_1 \cdot K_2 \cdot (CAI / 4) \quad (2)$$

Where CCI is the cutter consumption rate for excavation of unit volume of rock (cutters/m<sup>3</sup>), CAI is the Cerchar abrasivity index of rock, K<sub>1</sub> is the coefficient varying between 1 and 1.2 related to cutterhead rotation velocity (can be taken as 1 for fast rotations), and K<sub>2</sub> is the coefficient varying between 1 and 0.85 related to water spraying for toll cooling or dust suppression (can be taken as 0.85 for water utilization).

Copur et al., (1998, 1997) defined a cutter consumption index (CCI) and found a good relation between CCI and bit consumption

rate of roadheaders. The related equations are given as follows:

$$BCR = 897.06(CCI)^2 + 6.1769(CCI) \quad (3)$$

$$CCI = UCS / (P \cdot W \cdot CHD) \quad (4)$$

Where; BCR is bit (tool) consumption rate for excavation of unit volume of rock (tools/m<sup>3</sup>), CCI is roadheader cutter consumption index (MPa / (kW × tons × m)), UCS is uniaxial compressive strength (MPa), P is the cutterhead power (kW), and CHD is the cutterhead diameter (m), W is the weight of the roadheader.

## 2 DESCRIPTION OF THE PROJECT

In this study, a rock-cut structure (RCS) in Aktas was analyzed (Fig. 1). This structure has been used as cold storage. Aktaş – Niğde RCS, which is located in Aktaş town in 15 km west of Niğde (Fig. 1).



Figure 1. The location of project area.

The RCS in Aktas – Niğde consists of a main gallery, which is 102 meters in length, 6 meters in height, and 6 meters in width. There are 22 different storage rooms each having 6 m height, 5 m width, and 20 m length on either side of the main gallery. A general view of the RCS in Aktaş – Niğde is given in Fig. 2.



Figure 2. A general view of the RCS in Aktaş – Niğde.

### 3 LABORATORY STUDIES

#### 3.1 Physical and Mechanical Tests

The physical and mechanical property tests were performed on rock samples that were obtained from the RCS project area. The density, uniaxial compressive strength, Brazilian (indirect) tensile strength, Schmidt hammer index test, point load strength and apparent porosity tests were performed on air-dried NX core samples based on the suggestions of the International Society for Rock Mechanics (ISRM, 2007). The summary of the physical – mechanical test results are given in Table 1.

Table 1. Summary of the physical – mechanical test results.

Project name (Rock type)	$\gamma$ (gr/cm <sup>3</sup> )	$\sigma_c$ (MPa)	$\sigma_t$ (MPa)	SHRH	$I_s (50)$ (MPa)	CAI
Aktas/Nigde (Tuff)	1.13	3.45	0.37	16.8	0.19	1.16

$\gamma$ : Natural unit weight (density),  $\sigma_c$ : Uniaxial compressive strength,  $\sigma_t$ : Brazilian (indirect) tensile strength, SHRH: Schmidt hammer rebound hardness,  $I_s (50)$ : Point load strength, CAI: Cerchar abrasivity index.

#### 3.2 Cerchar Abrasivity Index (CAI) Tests

One of the most used laboratory tests for identification of the rock abrasivity is Cerchar Abrasivity Index test. A classification of rock abrasiveness proposed by Cerchar (1986) is given in Table 2.

Table 2. Classification of the rock abrasiveness based on the CAI.

CAI	Classification
0.3 – 0.5	Not very abrasive
0.5 – 1.0	Slightly abrasive
1.0 – 2.0	Medium abrasiveness to abrasive
2.0 – 4.0	Very abrasive
4.0 – 6.0	Extremely abrasive

The Cerchar abrasivity index (CAI) tests were performed using the Cerchar apparatus (Fig. 3) by scratching pins of HRC 54–56 loaded with 70 N in 1 s over a distance of 10

mm. The tests were carried out on the rough surface of broken samples. The images of the pins were obtained from the microscope that equipped with a camera and then they were evaluated with the image processing software. The wear flat at the point of the pin was measured in 0.1 mm units under a microscope and the unit of abrasiveness was defined as a wear flat of 0.1 mm which is equal to 1 Cerchar abrasivity index. The CAI tests were repeated for a total of five pins for each sample and the results were averaged. The average CAI value of the rock in study area is given in Table 1.



Figure 3. Cerchar test apparatus.

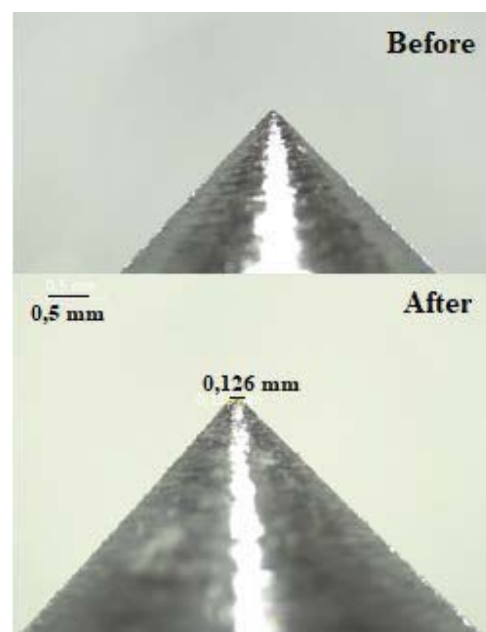


Figure 4. Measurement of the pin wear after CAI test.

## 4 CUTTER CONSUMPTION RATES (CCR) OF ROADHEADER

### 4.1 Field CCR

Since the RCS projects are generally carried out on the very soft tuff formations, the excavations are made easily. However, some tuff formations have high abrasive mineral content, in this case water is not utilized during the excavation. Therefore, the cutter consumption and the project costs increase. The tips of picks are not worn, but the bodies of the picks are worn. In order to reduce the project cost, the contractor company does not completely replace worn cutters, but only welds the back of the tungsten carbide tip.

The some of the field performances of the roadheader are given in Table 4. The average cutter consumption of the roadheader is calculated as 0.071 m<sup>3</sup>/cutter.

Table 4. Summary of the roadheader field performance in RCSs excavation.

Project Name	Date	MUT (%)	DCR (m <sup>3</sup> /day)	CCR (cutter/day)
Aktas/Nigde	21.09.15	39	244.67	19
	26.09.15			
	28.09.15	44	291.83	21
	03.10.15			
	05.10.15	42	308.17	23
	10.10.15			
	12.10.15	46	322.00	17
	17.10.15			
	19.10.15	41	267.17	22
24.10.15				
<b>Average</b>		<b>42</b>	<b>286.77</b>	<b>20.4</b>

MUT: Machine utilization time; DCR: daily cutting rate; CCR: Cutter consumption rate.

### 4.2 Theoretical CCRs

Theoretical cutter consumption rate of the roadheader were calculated using three different equations (Copur et al., 1998, 1997; Johnson and Fowell, 1986; Ozdemir, 1998). These models are given in Chapter 1.1 and since the cutting head is fast rotated and water is not utilized during excavation, the coefficients of K1 and K2 are taken as 1 in the model of Ozdemir, (1998). The theoretical results are given in Table 5.

Table 5. The calculated cutter consumption rates of roadheaders (m<sup>3</sup>/cutter).

Project	Johnson and Fowell (1986)	Ozdemir (1998)	Copur (1997,1998)
Aktas/Nigde	0.075	0.319	0.002

## 5 DISCUSSIONS

The closest results to the field ICRs were obtained from the model suggested by Johnson and Fowell (1986). The models of Johnson and Fowell (1986) and Ozdemir (1998) were based on the results of the Cerchar abrasivity test but since the coefficients of K1 and K2 are taken as 1 the results of Ozdemir (1998) model is higher than field CCR value. As the excavated rock formations had low strength in Nigde Aktas project, the obtained results were not close the results determined by Copur et al (1997, 1998). This model suggested for transverse-type roadheaders used in the excavation of evaporitic rocks up to 60 MPa.

Another important parameter with respect to the cutters in RCS projects is the welding process around the tips of cutters. The contractors of RCS projects welds around the tips of worn cutters but this process changes the cutter design angles such as clearance and rake angles (Fig. 5). As a result, the cutter consumption of the project is increase.



Figure 5. The welded cutter.

## 6 CONCLUSION

The field excavation performances of a roadheader which used in rock cut structure excavation were analyzed. In generally, rock-



cut structures are excavated in easy cutting tuff formation and water not used during the excavation. For these reasons, the usability of the previous roadheader cutter consumption models for the rock cut structure excavation were investigated. The average field cutter consumption rate of roadheader was calculated and field CCR were compared with the results of three different theoretical model. The results obtained from the model derived by Johnson and Fowell, (1986) was consistent with the field CCRs.

## ACKNOWLEDGMENT

This study has been supported by the Scientific Research Project Unit of Nigde Omer Halisdemir University (FEB2016/27-BAGEP).

## REFERENCES

- Alber, M., Yaralı, O., Dahl, F., Bruland, A., Kasling, H., Michalakoulouos, T., Cardu, M., Hagan, P., Aydın, H., Ozarslan, A., 2014. ISRM suggested method for determining the abrasivity of rock by the CERCHAR abrasivity test, *Rock. Mech. Rock Eng.* 47, 261–266.
- Altındag, R., Sengun, N., Sarac, S., Mutluturk, M., Guney, A., 2009. Evaluating the relations between brittleness and Cerchar abrasion index of rocks. *In: Proceedings of the Regional Symposium of the International Society for Rock Mechanics, EUROCK 2009*, pp. 195–200, Dubrovnik, Cavtat, Croatia
- Al-Ameen, S.I., Waller, M.D., 1994. The influence of rock strength and abrasive mineral content on the Cerchar Abrasive Index. *Eng. Geol.* 36, 293–301.
- ASTM Standard Test Method for laboratory determination of abrasiveness of rock using the CERCHAR method, 2010. D7624-10, American Society for Testing and Materials.
- Cerchar, 1986. Centre d' Etudes et Recherches de Charbonnages de France. *The Cerchar Abrasiveness Index*, 12S Verneuil.
- Copur, H., Ozdemir, L., Rostami, J., 1998. Roadheader applications in mining and tunneling. *Min. Eng.*
- Copur, H., Rostami, J., Ozdemir, L., Bilgin, N., 1997. Studies on performance prediction of roadheaders, *in: Proceedings of the 4th International Symposium on Mine Mechanization and Automation.* p. 4A1–4A7, Brisbane, Queensland, Australia.
- Deliormanli, A. H., 2012. Cerchar abrasivity index (CAI) and its relation to strength and abrasion test methods for marble stones, *Construct. Build. Mater.* 30, 16–21.
- ISRM, 2007. In: Ulusay, R., Hudson, J.A. (Eds.) *The Complete ISRM Suggested Methods for Rock Characterization, Testing and Monitoring: 1974–2006.* Ankara, Turkey.
- 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. (Ed.), 27th US Rock Mech. Symp.*, pp. 840–845, New York.
- Kahraman S, Alber M, Fener M, Gunaydin O., 2010. The usability of Cerchar abrasivity index for the prediction of UCS and E of Misis Fault Breccia: Regression and artificial neural networks analysis. *Expert Syst Appl* 2010; 37:8750–6.
- Lassnig K, Latal C, Klima K., 2008. Impact of Grain Size on the Cerchar Abrasiveness Test. Ernst & Sohn Verlag für Architektur und technische Wissenschaften GmbH & Co. KG, *Berlin Geomechanik und Tunnelbau 1*, Heft 1; 2008
- Lee, S., Jeong, H.Y., Jeon, S., 2013. Assessment of TBM cutter wear using Cerchar abrasiveness test. *In: Proceedings of World Tunnel Congress*, pp. 1209–1216, Geneva.
- Ozdemir, L., 1998. *Mechanical Tunneling, Raise Boring and Shaft Drilling.* Short Course. Golden, Colorado.
- Plinninger, R., Käsling, H., Thuro, K., Spaun, G., 2003. Testing conditions and geo-mechanical properties influencing the CERCHAR abrasiveness index (CAI) value. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.* 40, 259–263.
- Rostami, J., Ozdemir, L., Neil, D.M., 1994. Performance prediction: a key issue in mechanical hard rock mining. *Min. Eng.* 1263–1267.
- Yaralı, O., Yaşar, E., Bacak, G., Ranjith, P. G., 2008. A study of rock abrasivity and tool wear in coal measures rocks, *Int. J. Coal Geol.* 74, 53–66.
- West, G., 1989. Rock abrasiveness testing for Tunnelling, *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. Geomech. Abstr.* 26, 151–160.





# Güneydoğu Anadolu Asfaltitlerinin Yıkanabilirliğine Bağlı Tesis Tasarım Etüdü- Pnömatik Flotasyon Tesis Tasarımı

## *Plant Design on Assesment of The Coal Washability of South Eastern Anatolian Asphaltite - Plant Design for Pneumatic Flotation*

Yıldırım İsmail Tosun

*Şırnak Üniversitesi, Mühendislik Fak., Maden Mühendisliği Bölümü, Şırnak*

**ÖZET** Şırnak ilinde toplam yakıt olarak değerlendirilebilecek yaklaşık 120 milyon tonluk görünür-mümkün rezervli asfaltit yatakları bulunmaktadır. Bu çalışmada Şırnak asfaltitlerinin %32-42 Kül % 6,1-6,7 toplam S içeren (Alt ısı değeri 6200-4570 kal/kg) yıkanabilirlik etütleri yapıp, ideal A ve B modeli yıkama tesisi akım şeması geliştirilerek maliyet etüdü irdelenmiştir. Bu etütlere göre yatırım maliyetleri riskleri hesaplanıp, kömürün spiral gravite yıkama ve flotasyon yöntemi ile yıkanarak buna uygun tesis fizibilite koşulları irdelenmiştir. Böylece arama da dâhil olmak üzere yapılan çalışmalarda pnömatik flotasyon ve kolon flotasyonu ile yıkama tesis proje tasarımları irdelenmiştir. Kapasiteye bağlı yatırım ve işletme maliyetleri ve maliyete etki eden parametreler tanımlanmıştır. Sonuç olarak nitelikli temiz asfaltit üretimi (%25 Kül ve %4 Yanabilir S) için gerekli tesisin fizibilitesi değerlendirilmiştir.

**ABSTRACT** In Şırnak City there are valuable asphaltite reserves on possible and available total reserve of about 120 million tons for heating and energy demand. In this study, containing 32-42% Ash, 6,1-6.7% total S (Calorific value 6200-4570 kcal/kg) the standard coal washability studies Şırnak asphaltite were carried out in the spirals, the flotation units and possible advanced washing plant design was developed and discussed on cost risk data. Regarding this study capital and operational cost risk were calculated, The optimum plant units were proposed as pneumatic and column flotation units. Regarding the proposed project capacities, the capital and operational costs, the cost parameters for projected design were determined. Finally, the production of the washed asphaltite (25% ash and 4% combustible S) was proposed in this work.

## 1 GİRİŞ

Ülkemizde enerji ihtiyacına paralel olarak doğal kaynakların değerlendirilmesi akaryakıt ithalatını azaltarak ekonomik fayda sağlayacaktır. Temel olarak enerji üretimi ithal doğalgazdan yapılmaktadır ve % 46 lık bir paya sahiptir. İthal doğal gazdan yapılan enerji üretiminden sonra ikinci sırada kömür yer almaktadır ve kömürün %26'lık bir pay ile termik santrallerde yakılmasıyla sağlanmaktadır (TKİ, 2013). Bu oranın gelecekte enerji talebine bağlı olarak daha da artacağı tahmin edilmektedir (DPT, 2015). Yılda 83 milyon tonluk toplam linyit ve

kömür üretiminin kazanlarda ve endüstriyel fırınlarda ısıtma ve enerji ihtiyacı olarak değerlendirilmiştir. Kalitesiz kömürler mikronize boyutta kül mineral maddesi içermektedir(Kemal ve Aslan, 1999, Kural ,1991, Kemal ve İpekoğlu, 1985, Hsieh ve Wert, 1984, Laskowski J. S., 2001). Bu çalışmada Şırnak yöresinde kapatılan ocakların açılması ve üretilebilecek yüksek kalorili ancak kül oranı ve kükürt oranı yüksek asfaltitlerin yıkanması ekonomik katkısı olacağı düşünülmektedir. Şırnak asfaltitlerinin yıkanabilirlik etütleri yapıp, olası yıkama akım şeması geliştirilerek buna göre yıkama tesis yatırım ve işletme

malijetleri karřılařtırılmıřtır. Fizibilite alıřmaları sonucu uygun tesis belirlenmiřtir.

### 1.1 řırnak Asfaltitleri

řırnak asfaltitleri lkemizin Gneydoęu Anadolu blgesinde řırnak ve Hakkari illerinde bulunmaktadır (MTA 1987). 120 milyon ton grnr + mmkn rezervli řırnak ve Hakkari asfaltitleri % 0,2-1 nem, % 37-65 kl, % 6,3-7.5 toplam kkrt % 5.5-5.7 yanan kkrt, % 60-65 uucu madde ve 2800-5600 kcal/kg alt ısı deęerine sahiptir. řırnak asfaltit yatakları yayılı veya bek řeklinde kaya bořluklarına sıkıřma konumunda bulunmaktadır. Avgamasya ve Karatepe filonlarında yaklařık olarak 15 yıldır retim yapılmaktadır. Avgamasya ve Karatepe filonları 15-25m ve 10-20 m kalınlığında bekler řeklinde dir. Ayrıca Hakkari, Uludere ilesinde ve evrede yayılı 1-20 m kalınlığında daęınık asfaltit beklerine ve tabaka damarlar bulunmaktadır.

Yan kaya olarak yatakta kalker, řeyl, marnlı kil, marn, killi kiretařları yer almaktadır. řırnak asfaltit kmrleri řeyl ile beraber yumuřak olup, kl mineral maddesi olarak mikronize boyutta ve makro boyutta kalsit pirit ve pirotin okeltileri asfaltit kmr ve řeyl ierisinde yaygın olarak bulunmaktadır.

Isıtma amalı kullanılabilir 120 milyon tonluk grnr-mmkn dřk kaliteli rezervlerin ve tespit edilen yeni rezervli asfaltitler bulunmaktadır. Genellikle Gneydoęu Anadolu ve Doęu Anadolu da kmrn yre ısıtmasında deęerlendirilmesi, nfus az yoęun ve yksek rakımlı yrelerde ekonomik olmaktadır. Kmr kaynakları geniř alanlarda aranmaya bařlanıp, arařtırmalar sonucunda veriler elde edildike, nitelikli kmr saha tespiti TKİ' nin srdrdę arama faaliyetleri ile umut vaat etmektedir.

Gneydoęu Anadolu blgemizin coęrafi yapısı, nfus daęılımı incelenecek olursa, řırnak asfaltit rezervlerinin daęılımı ve kalitesi, evre etkileri dikkate alındığında, ısıtma sektrnde tketimini mmkn

kılmaktadır. Para, fındık ve toz asfaltit kmrleri, az kl, az toplam kkrt oranlı ve yksek ısı deęerli olacak temiz asfaltitler řeklinde tkertilmesi ve arzı gerekmektedir. Btn bu zellikleri bir arada ieren, zenginleřtirmeden kullanılabilir ideal řırnak asfaltit yatakları kısmen yoktur.

120 milyon ton řırnak asfaltit rezervimizin; % 95'inin nemi % 1'in altında, % 5'inin kl % 20'nin altında, % 15'inin kkrd % 4 n altında, % 65'inin kkrt % 6'nın altında, % 85'inin alt ısı deęeri 4000 kcal/kg ın stnde, % 15'sinin alt ısı deęeri 3000 kcal/kg' ın stndedir.

Endstriyel fırınlarda toz olarak ve ısıtma sektrnde kazanlarda yakılacak olan řırnak asfaltitlerinin yıkanıp temizlendikten sonra yakılmalarında, ekonomik ve ekolojik olarak byk yararlar vardır.

### 1.2 Kmrn Larcodems ve Humprey Spirali ile Yıkılması

Dřk ve orta yoęunluktaki kmr trleri yıkama iřleminde Larodem ayıra yaygın olarak kullanılmaktadır. Bu yıkama nitesinde tek bir Larcodem ayıra 50 ton/saat gibi yksek kapasitede yıkama saęlayabilmektedir. Bu ayıra ile aęır ortam řartlarında 1-6 mm boyutlarında yksek yanabilir randımanların saęlandığı ve kl oranlarının %15'in altına dřrlebildięi belirlenmiřtir (Anonim f, 2016). zellikle zor yıkanabilen kmrlerde mikst rn eldesi ve bu mikstin tekrar ufalanma sonrası iřlenmesini de mmkn kılmaktadır (Kemal ve Aslan, 1999, Palowitch vd.,1991).

Humprey spiralleri yksek ve orta yoęunluktaki kmrlerin yıkanmasında ve zellikle piritik kkrt olan kmrlerin yıkanmasında ok yaygın olarak tercih edilmektedir (Anonim d,f,e, 2016). Yksek yoęunluktaki ve yksek kll kmrlerin humprey spirallerinde yıkanması esnasında belirli oranda mikst rn miktarının arttırdığı gzlenmiřtir.

### **1.3 Kömür Flotasyonu ile Yıkanması**

Flotasyon ince boyutlu kömürlerin yıkanmasında (Aplan, 1977, Chander vd.,1987, Xie, 2001) en yaygın olarak kullanılan bir yöntemdir. Bazı araştırmalar kömür tane boyutunun ve yoğunluğunun, mineral dağılımının kömür flotasyonunda (Warner, 1985, Oats vd.,2010, Degner, 1986, Kural, 1990, Ateşok, 1986) önemli kinetik ve yanabilir randımanı etkilediğini belirlemiştir. Araştırmalar tane boyutu arttıkça, yanabilir randımanın hızla azaldığını göstermiştir (Schubert, 2008). Genellikle iri taneli kömürlerin flotasyonunda randıman düşer, ancak flotasyon hızı oldukça düşüktür. Tane boyutu çok büyük olduğunda, baloncuklar üzerinde yapışma olmaz. Bunun aksine, ince kömür flotasyonunda randıman yüksektir ve flotasyon kinetiği de artar (Gupta vd., 2001). Buna karşılık, orta boy kömür taneleri için flotasyon hızı tane büyüklüğüne kuvvetlice bağlıdır. Ayrıca kömür parçacıklarının etrafında oluşan kabarcık kümelerinin iri kömür tanelerini de flotasyon ile yüzdürülmesinde etkili olduğu belirlenmiştir(Ata ve Jameson,2005, Ata, 2012). Flotasyonda boyut, katı oranının, reaktif dozajı ve reaktif türünün flotasyon başarısında etkili olduğunu belirtmiştir (Wills ve Napier-Munn , 2006, Feurstenau, 1976).

Kömür flotasyonu üzerindeki tane büyüklüğünün yanında kül mineral maddeleri ile kenetlenme derecesi (Hsieh ve Wert, 1984)ve kül mineral madde örtülmesinin de etkili olduğu belirlenmiştir (Laskowski 2001, Erol vd., 2003). Flotasyonda uygun yıkama boyut aralığının -500 mikron olduğu gözlenmiştir (Chander vd., 1987). Daha iri ve ince tane kömür boyutlarında mekanik karıştırma farklı hidrodinamik etki oluşturmuştur (Jameson, 2001). Daha yüksek enerji ve daha turbülans gerektirdiğini ve böylelikle ince taneciklerin kabarcıklar ile çarpışma olasılığını arttırdığını belirtmiştir. (Ding ve Laskowski, 2006, Klimpel ve Hansen, 1987)

Şırnak asfaltit rezervleriyle ilgili kömürlerin standart flotasyon ile yıkanabilirlik etütlerinde asfaltitlerin petrografik

yapısındaki pirit ve kiltasına bağlı yıkanabilirliği zor kömürler olarak belirlenmiştir.

### **1.4 Kömür Kolon Flotasyonu ile Yıkanması**

Kolon flotasyonunda mikro kabarcıklar ile çok ince kömürün yanabilir verimlerde yüzdürülebildiği belirlenmiştir (Yianatos vd., 1988.). Mikro kabarcıklardan oluşan köpük zonunda düş şeklindeki bir yıkama suyu ilavesi ile daha temiz ürün kömürün alınması mümkün olabilmektedir.( Hadler vd., 2012, Jameson 2001) Özellikle zor yıkanabilen ve sisti ile şeyli yüksek oranda bulunan kömürlerde başarılı olarak kullanılan bir yöntemdir. Tane büyüklüğü ve kömür türü kolon flotasyonu yanabilir randımanını kolaylıkla etkilemektedir. Ancak kolon ünitesinin çalışma parametreleri de özellikle köpük yüksekliği, yıkama suyu ilavesi, ve bias oranı yanabilir randımanı etkileyen çalışma parametreleri olmaktadır. (Falutsu vd.,1992, Yoon, 1993, Yoon, 2000).

Kolon flotasyonunda kömür taneleri ve kabarcıkların hızlı etkileşimi nedeniyle flotasyon süresine olumlu etkilediğini belirtmiştir (Finch ve Dobby, 1990). Ancak randımanda klasik flotasyona göre şlam taneleri, kül mineral maddeleri düşük yanabilir randımana yol açmıştır. Ayrıca, kolon flotasyonu tane boyutu, şlam niteliği ve kömür türü randımanı klasik flotasyona benzer etkilemektedir (Schubert 2008, Xie ve Oua.b, 1999).

Kolon flotasyonunda köpük tabakasına yıkama suyunun düşü kil minerallerinin köpükte sürüklenerek alınmasını azaltmaktadır. Böylelikle yüksek şlamlı kömürlerde daha iyi yanabilir randımanlar elde edilmektedir. Ayrıca şlamlı kömürlerde köpüğün etkinliğini arttırmak için eğimli köpük zonu oluşturulmuştur. Bunun gravite etkisi ile köpüğe sürüklenmeyi azaltacağı belirtilmiştir. Bu esas ilke alan bir siklonik kolon flotasyon hücresi (S-FCMC) eğimli kanallar içeren bir köpük zonu sağlamıştır (FCMC) kömür yıkamada etkili olduğu

kanıtlanmış ve yaygın olarak Çin de (Rubio, 1996) kullanılmıştır. Köpük zonundan üçüncü bir sedimente olan köpük ürünü alınmıştır(Valderrama vd., 2011).

### 1.5 Kömür Yağ Aglomerasyonu ile Yıkanması

Yağ aglomerasyonu mikro boyutlu kömür tanelerini yağ ile seçimli olarak bütünleştirerek, iri aglomerat boyutuna bağlı olarak sulu ortamda çökmesi ile kilinden ayıran bir yöntemdir. Özellikle yüksek killi kömürlerde etkili olarak değerlendirilen bir yöntemdir (Xu ve Yoon, 1990). Çok ince kil minerallerinin mekanik karıştırmada sürüklenmesi ve kömür tanelerine yapışmaları kül oranının düşürülmesinde sorun oluşturmaktadır. Yüksek yoğunluktaki ve düşük gözenekli kömürlerde başarılı olduğu belirlenmiştir. Yüksek yanabilir randıman ve çok ince boyutta kömür yıkanabilmektedir ve şlam kömürler için yaygın olarak değerlendirilmektedir (Melo vd., 2004).

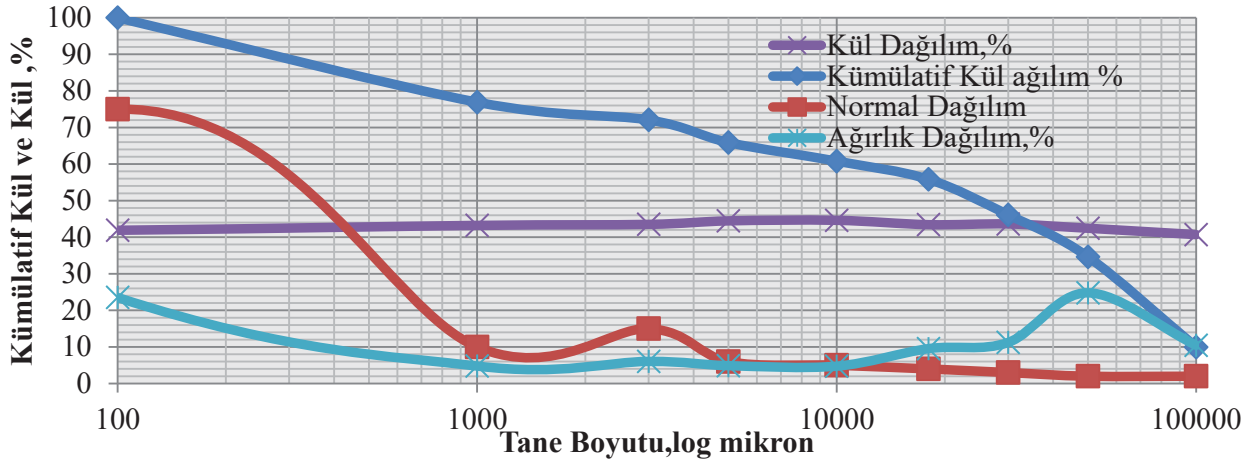
## 2 METOD VE PROJE ETÜD

Avgamasya filonu olarak yaklaşık % 67 asfaltit üretiminin gerçekleştirildiği kömür ocağından alınan temsili 120 kg lık numune konileme-dörtleme ile azaltılarak 18mm nin altına çekiçli kırıcı ile indirilmiştir. Fındık kömür olarak yaygın bir şekilde endüstriyel yakıt olarak satılabilmesi için yüksek kükürlü ve küllü asfaltit kömürünün yıkanarak satışa sunulması düşünülmüştür. Optimum yıkama tesisi yapılan standart test sonuçlarıyla belirlenmiştir. Deneylerde kullanılan Avgamasya filonu asfaltitinin kırma ve eleme öncesi temsili tüvanan boyut ve kül fraksiyonel dağılımı Çizelge 1 de verilmektedir. Şekil 1 de kül, kümülatif boyut ve normal boyut dağılımları tanımlanmıştır. Kül içerik iri ve orta boyutta daha yoğun olduğu, toz boyutta azaldığı gözlenmiştir. Özellikle 18 mm'nin altında kümülatif kül dağılımı yaklaşık %35 oranında kalmıştır. Kül yüzdesi ise bu dağılımda %41,6 olmuştur. Kükürt içeriği ise bütün fraksiyonlarda eş dağılım göstermiştir.

Çizelge 1. Şırnak Asfaltit Kömürlerinin Tane Boyutuna Bağlı Nem, Kül ve Kümülatif Kül dağılımı

Elek Açıklığı mm	Ağırlık,%	Nem,%	Kül,%	Kül içerik	Kül Dağılım,%
	10,44	1,1	40,71	425,01	9,96
	24,8	1,03	42,45	1052,76	24,67
	11,23	1,14	43,62	489,85	11,48
	9,54	1,25	43,43	414,32	9,71
	4,75	1,31	44,62	211,94	4,96
	4,89	1,8	44,47	217,45	5,09
	6,05	1,9	43,51	263,23	6,16
	4,78	2,1	43,23	206,63	4,84
	23,52	2,6	41,9	985,48	23,09
<b>Toplam</b>	100			4266,71	





Şekil 1.Şırnak Asfaltit Kömürlerinin Tane Boyutuna Bağlı Kül Dağılım, Kümülatif Kül Dağılım ve Kül Normal Dağılımı

## 2.1 Şırnak Asfaltitlerinin Yıkanabilirlik Etüdlere

Yıkanabilirlik etütlerinde temsili -10mm boyutundaki 30 kg'lık numuneler kullanılmıştır. -18+10 ve -10+1 mm' tane fraksiyonları için ayrı ayrı yüzdürme-batırma testleri yapılmıştır. Yüzdürme-batırma testlerinde; 1.45; 1.55; 1.65; 1.70; 1.80 ve 2 gr/cm<sup>3</sup> yoğunluklarındaki ZnCl<sub>2</sub> çözeltileri kullanılmıştır. -18+10 mm boyut

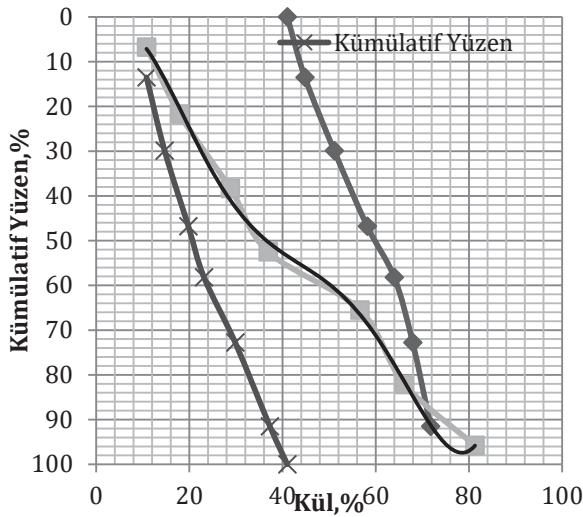
fraksiyonunun test sonuçları benzer olduğu için bu çalışmada -10+1 mm fraksiyonunun değerleri temel alınmıştır.

Tane sınıflarına göre yapılan yıkanabilirlik sonuçlarından; -18+10 mm ve -10+1 mm tane sınıfları için hesaplamalarla elde edilen kümülatif yıkanabilirlik test sonuçları Çizelge 2 de verilmiştir. Bu çizelgedeki verilere göre karakteristik kül eğrileri Şekil 2 de ve yıkanabilirlik eğrileri Şekil 3 de tanımlanmıştır.

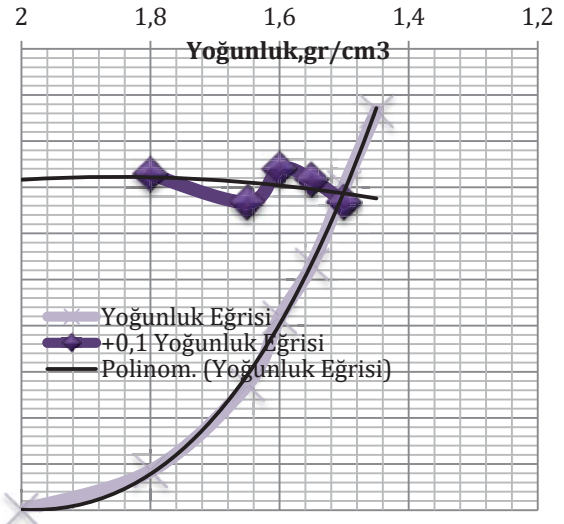
Çizelge 2. Şırnak Asfaltit kömürlerinin Yüzdürme Batırma Test Sonucu; (-18+1) mm Tane Sınıfındaki Yıkanabilirlik Değerleri

Yoğunlu k (g/cm <sup>3</sup> )	Yüze n %	Yüzen Malda % Kül	Kül İçerik.	Kümülatif % Yüzen Ağ.	Kümülatif Yüzen % Kül Ağ.	Yüzen Malda % Kül	Kümülatif % Batan Ağ.	Kümülatif f % Kül Ağ.	Kümülatif % Batan Ağ.	Kümülatif f % Kül
1,45	13,5	10,8	145,8	13,5	145,8	10,8	100	4102,09	41,02	6,75
1,5	16,4	17,9	293,56	29,9	439,36	14,69	86,5	3875,29	44,80	21,7
1,55	16,9	28,8	486,72	46,8	926,08	19,78	70,1	3581,73	51,09	38,35
1,6	11,4	36,9	420,66	58,2	1346,74	23,13	53,2	3095,01	58,17	52,5
1,65	14,6	56,6	826,36	72,8	2173,1	29,85	41,8	2674,35	63,97	65,5
1,8	18,7	66,2	1237,94	91,5	3411,04	37,27	27,2	1847,99	67,94	82,15
2	8,5	81,3	691,05	100	4102,09	41,02	8,5	610,05	71,77	95,75
	100	41,02	4102,09							





Şekil 2. Şırnak Asfaltit Kömürlerinin Karakteristik Kül Eğrisi.



Şekil 3. Şırnak Asfaltit Kömürlerinin Yıkanabilirlik Eğrileri.

Yüzdürme-batırma testlerinde tüvanan numunenin ağırlık olarak %56 sı temsil edilmiştir ve %23,7 küllü temiz kömür %58,2 ağırlık oranında 1,6 yoğunlukta yüzdürülebilmektedir. %29,7 küllü temiz kömür %68,2 ağırlık oranında 1,65 yoğunlukta yüzdürülebilmektedir. Bu da kömürün ağır bir yoğunluğa sahip olduğunu tanımlar. Yoğunluk eğrilerinden 0,1 yoğunluk değişiminde %30(>%10) jig ve masa gibi gravite yıkamanın etkin olmayacağı belirlenmiştir.

### 3 BULGULARIN İRDELENMESİ

#### 3.1 Kömür Humprey Spiralleri ile Yıkanması

Tüvanan numunenin -3+0,5 mm tane fraksiyonundaki yıkanabilirlik etüdü laboratuvar ölçekli spiral testleriyle saptanmıştır. Yapılan 5 adet test sonucunda temiz kömür mikst ve şeyl atık oldukça iyi sonuçlar vermiştir. -3+0,5 mm tane fraksiyonunun humprey spiral ile yıkanması sonucunda elde edilen sonuçlar Çizelge 3 te verilmektedir.

Çizelge 3. Şırnak Asfaltit Kömürlerinin -3+0.5 mm Tane Sınıfındaki Spiral Yıkama Test Değerleri (Tüvanan kömürün ağırlık olarak %26,3'ü, Toz kömürün %65,7'si)

Ürünler	Ağırlık, %	Kül, %	Kül İçerik, %	Yanabilir Kükürt, %	Kükürt İçerik, %	Yanabilir Ürün	Yanabilir Randıman
Temiz Kömür	45	28	30,80	4,40	33,93	67,60	57,11
Mikst	15	42	15,40	4,90	12,59	53,10	14,95
Şeyl Atık Besleme	40	55	53,78	7,80	53,47	37,20	27,93
	100						

Tüvanan kömürün ağırlık olarak %26,3 (-3+0.5) mm boyut fraksiyonunda yıkanması sonucunda, % 57.5 kömür verimi ile % 28.4 küllü toz asfaltit olarak kazanılabileceği Çizelge 3'den görülmektedir.

#### 3.2 Kömür Flotasyonu ile Yıkanması

1 litre Denver laboratuvar flotasyon hücresi kömür flotasyonu testleri için temiz kömür mikst ve atık ürünleri üretmek için

kullanılmıştır. Testlerde 3 dk kondüsyon süresi ve 3 dk kömür, 2dk mikst için flotasyon süresi kullanılmıştır. %20 katı/ıvı oranında 1500rpm karıştırma hızında çalışılmıştır. Kömür flotasyonu testlerinde, kerosen 300 g/ton MIBC 400 g/t kondüsyonlanmıştır

Kömürün % 70.52 si % 56.28 kömür verimiyle % 24.3 küllü yıkanmış kömür olarak kazanıldığında tüvenan kömürdeki külün % 61 i artık şeyl olarak atılacaktır (Çizelge 4).

Çizelge 4. Şırnak Asfaltit Kömürlerinin -0.5 mm Tane Sınıfındaki Kömür Flotasyonu ile Yıkama Test Değerleri. (Tüvenan kömürün ağırlık olarak %17,9'u, Toz kömürün %42,3'ü)

Ürünler	Ağırlık ,%	Kül, %	Kül İçerik, %	Yanabilir r Kükürt, %	Kükürt İçerik,%	Yanabilir Ürün	Yanabilir Randıman
Temiz Kömür	42	24	24,24	5,50	39,74	70,50	56,28
Mikst	18	35	15,15	5,90	18,27	59,10	20,22
Şeyl Atık	40	63	60,60	6,10	41,98	30,90	23,49
Besleme	100		100				100

Tüvenan kömür bazında ağırlık olarak %17,9 unu ve toz kömürün %42,3 ünü teşkil eden -0.5 mm tane boyutundaki şlam Şırnak asfaltiti flotasyon ile yıkadığı zaman yüksek yanabilir randımanlar elde edilmiştir. Bunun asfaltitin bitüm içeriğinden kaynaklandığı düşünülmektedir. Ancak şeyl ile kenetli kömür de paralel olarak temiz kömür ürün olarak alınmıştır. Testlerden elde edilen mikst ile temiz kömürün kümülatif sonuçlarından; % 76,5 yanabilir randımanla ile % 28.4 küllü toz kömür ürün olarak kazanılabileceği Çizelge 4'den görülmektedir.

kullanılan reaktifler kullanılarak kömürün kolon flotasyonu testleri gerçekleştirilmiştir. Kömürün kolon flotasyonu testlerinde kerosen 300 g/ton MIBC 400 g/t kondüsyonlanmıştır Köpük yüksekliği 30 cm olarak sabit tutulmuştur. Sıfır Bias oranı temiz kömür ve şeyl atık ürünleri üretmek için kullanılmıştır. Testlerde 3 dk kondüsyon süresi ve 5 dk kömür için flotasyon süresi kullanılmıştır. %20 katı/sıvı oranında 200ml/dk yıkama suyunda çalışılmıştır.

Kolon flotasyonu testleri sonuçlarından temiz kömür, şeyl atık alınmış ve kül kükürt yanabilir randıman denge dağılımı Çizelge 5'da verilmiştir. Buna göre (-100mikron) mm tane iriliğindeki Şırnak asfaltiti mikst ile temiz kömür kümülatifinde % 60.60 yanabilir randımanıyla % 24.3 küllü yıkanmış kömür olarak kazanıldığında kömürdeki külün % 64'ü şeyl atıkla atılacaktır.

### 3.3 Kömür Kolon Flotasyonu ile Yıkama

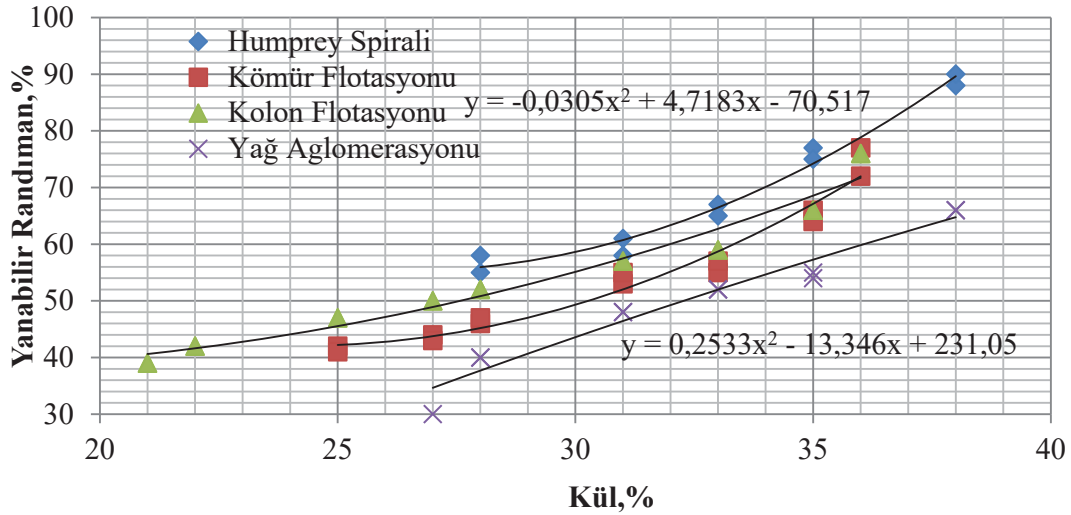
Temsili -0,5 mm numuneler öğütülerek -100mikron boyutuna kontrollü indirilmiştir. 1 m yüksekliğindeki 3cm çapındaki kolon cam hücrede laboratuvar kolon flotasyon hücresi kullanılmış ve testlerde klasik flotasyonda

Çizelge 5. Şırnak Asfaltit Kömürlerinin -0.5 mm Tane Sınıfındaki Kömür Flotasyonu ile Yıkama Test Değerleri (Tüvenan kömürün ağırlık olarak %10,7'si, Toz kömürün %35,2'si)

Ürünler	Ağırlık,%	Kül,%	Kül İçerik,%	Yanabilir Kükürt,%	Kükürt İçerik,%	Yanabilir Ürün	Yanabilir Randıman
TK	35	22	18,68	5,40	32,55	72,60	47,94
Mikst	10	27	6,55	5,60	9,64	67,40	12,71
Şeyl Atık	55	56	74,75	6,10	57,79	37,90	39,33
Besleme	100		100		100		100

Spiral testleri sonuçlarından üretilen temiz kömür ürünlerin randımanları %84 den %26 küllü kömür için %52 değerine düşmüştür. Flotasyon testleri sonuçlarından üretilen temiz kömür ürünlerin randımanları %74 den %24 küllü kömür için %45 değerine düşmüştür (Şekil 4). Şekil 5'de görüldüğü gibi -100mikron numunelerin kolon flotasyonu test sonuçlarından üretilen temiz kömür

ürünlerin randımanları %67 den %22 küllü kömür için %42 değerine düşmüştür. Selektif yağ aglomerasyonunda temiz kömür ürününün randımanı diğer yöntemlere göre daha düşük olmuştur. Aglomerasyonda toz Şırnak asphaltiti %40,6 yanabilir randımanıyla % 27,5 küllü yıkanmış kömür olarak kazanılmıştır.



Şekil 4. Şırnak Asphaltit Kömürlerinin Toz Boyutta Temiz Kömür Külüne Bağlı Yıkama Ünitesi Kömür Randıman Değerleri

#### 4 PROJE TASARIMI - KÖMÜR YIKAMA TESİSİ

Zor yıkanabilen kömürlerin temizlenmesinde yaygın olarak kullanılan iri kömür ağır ortam yıkama teknelerinde veya tamburlarında, ince kömürde (18-1mm) boyutunda ağır ortam siklon ünitelerinde değerlendirilmektedir (Anonim a.b.c.d.e.f.,2015). Şırnak asphaltitlerinin yıkanmasında bu üniteler randıman sağlayamayacağı için Larcodem veya Humprey spiralleri kullanan ince kömür yıkama üniteleri faydalı olacağı düşünülerek yıkama tesis tasarımları yapılmıştır. Yukarıdaki yıkama test sonuçlarına göre aşağıdaki iki farklı tasarım yatırım ve işletme maliyeti açısından irdelenmiştir. Kömür flotasyonu ile birlikte kolon flotasyonu uygulayan tesis tasarımı A Şekil 5 de görülen üniteleri içermektedir. Sadece kömür flotasyonu ünitesinin kullanıldığı tasarım B ise Şekil 6 da görülmektedir.

Esas olarak Tasarım A Tesisi Ağır ortam siklonları, Humprey spiralleri, Pnömatik flotasyon ünitesi masalar ve Jameson/Wemco Kolon flotasyon ünitesini içermektedir. Son zamanlarda geliştirilen yüksek performanslı kolon flotasyon üniteleri de şlam kömür yıkamasında, başarı ile kullanılabilir (Anonim a,b,c,d,e,f., 2015).

Yukarıda belirtildiği gibi Şırnak asphaltitleri 1.7 gr/cm<sup>3</sup> yoğunlukta ortalama % 25.5 küllü yıkanmış temiz kömür olarak elde edilebilmektedir. Şırnak asphaltit kömürlerinin şeyl minerallerinin yoğunluğu 2,5 ve yaklaşık %8 gözeneğe sahiptir. Bu da kömür ile atık arasında yıkama yoğunluğu olarak 0.8 gr/cm<sup>3</sup> lük bir yakın farkı tanımlamaktadır Asphaltit yıkama tesisi akım şeması B tasarımı için aşağıda görüldüğü gibidir.

Ağır ortam yıkama ünitelerinin yatırım ve işletme maliyetleri diğer yıkama ünitelerine göre daha yüksektir. Bu nedenle sadece ağır ortam siklon ünitesi yapılan proje çalışmasında önerilmiştir. Ayrıca ağır ortam

ünitelerinin sürekli olarak denetimi gerekmektedir.

Bu tesis tasarımına göre;

- Tüvanan kömür, asfaltit çekiçli kırıcıda -20 mm' ye ufalanacak, ufalanmayan şistte (+40/50 mm) kalabilecek iri şeyl/marn triyaj bandında elle ayıklanacaktır.
- 100 mm den ince kömür, (-100+18)mm, (-18+2)mm, (-2+0.5)mm, -0.5 mm tane fraksiyonlarına elenecektir.
- (-20+2)mm tane fraksiyonundaki asfaltit ağır ortam siklonunda temizlenecektir.
- Ağır ortam siklon miksti yeterince temiz olmadığından Mikst çekiçli kırıcıda ufalanarak (-2) mm ince kömür Humprey spiriline beslenecek,
- (-2+0.5) mm tane fraksiyonu Humprey spiralinde yıkanacak,
- İnce kömür, -0.5 mm fraksiyonu pnömatikflotasyon ünitesinde yıkanacaktır.
- -0.100 mm şlam kömürü olarak Jameson kolon flotasyon ünitesinde yıkanacak,
- İnce ve şlamşeyl artıklar, tikiner çıkışından pompa ve boru ile uzaklaştırılacaktır.

Yıkama tesisinin talebine göre tüvanan kömür 21 \$/ton parasal değeri karşılığında satın alınarak lavvar tesisinde yıkanacaktır. Önerilen yıkama tesisinde yıkama ince ve toz kömür için yapılacaktır. İnce boyutlu ürün siklonlar ile toz şlam boyutlu asfaltit ise flotasyon ünitesi ile yıkanacaktır. % 43.40'ı % 25,4 küllü yıkanmış ince toz kömür (-2+0.5 mm), olarak üretilebilecektir. % 6,7 ağırlık oranındaki Şlam kömürün ortalama külü ise % 25,4 olacaktır.

Şırnak asfaltitlerinin külü % 25,4 küllü , % 4.7 yanabilir kükürt içeren 7200 kcal/kg alt ısı değerinde (Çizelge 6), ısıtma yakıtı olarak kullanılabilir taşkömürü eşdeğerinde yıkanmış asfaltit üretilebilecektir. 120 milyon ton görünür-mümkün 160 milyon ton Şırnak asfaltit rezervi bulunmaktadır. Bu rezerv 1

milyon ton/yıl kapasiteli üretimle 80 yıldan fazla çalıştırılabilir.

Bu önerilen A Tesis Tasarımı ile yapılacak yıkama işleminde, tesisden, 1.7 gr/cm<sup>3</sup> yıkama yoğunluğunda, yılda;

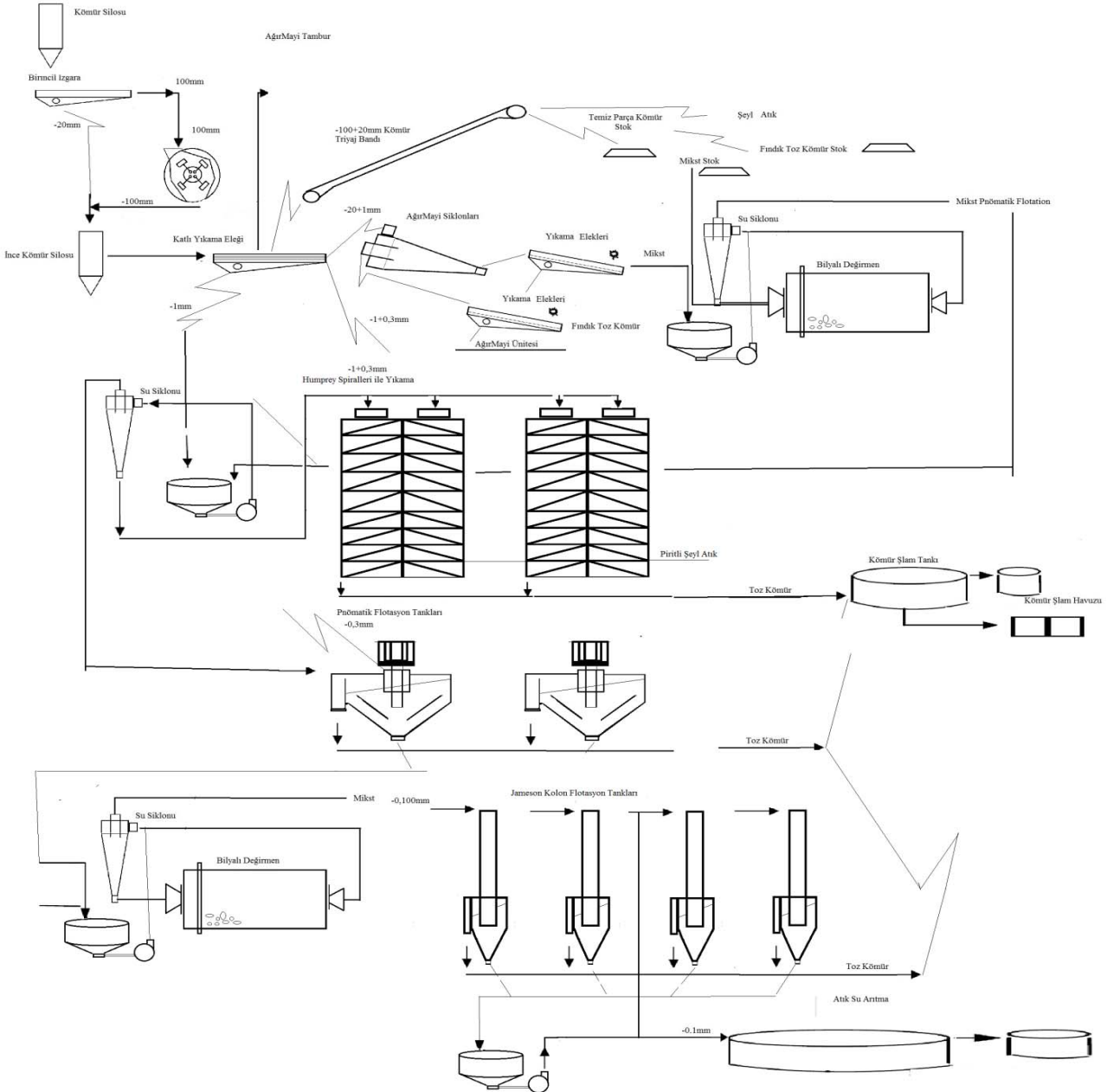
- Ev yakıtı olarak (19-10 mm) 450 000 ton,
- Sanayi yakıtı olarak (-10/-0.5 mm) 200 000 ton,
- Santral yakıtı olarak (-10+2 mm; % 35 küllü mikst asfaltit) 135 000 ton yıkanmış asfaltit üretilebilecektir (Çizelge 5).
- Yıkama tesisinde tüvanan kömürdeki külün % 70-74 ü artık olarak atılabilecektir (Çizelge 3-4-5).
- Tesiste üretilecek 600 000 ton yıkanmış kömürün eşdeğeri 750 000 ton tüvanan kömürdür. Şırnak'da ısınma yakıtı olarak tüvanan kömür kullanma yerine yıkanmış kömür kullanmakla tasarruf edilecek (150 000 ton/yıl) nakliye masrafı yılda 1,2 milyon TL dir. Yaklaşık olarak 35 milyon \$ lık tesis yatırım sermayesi ile, bugünkü banka faizleri (% 7)' ile yılda üretilecek 600 bin ton yıkanmış kömür ve 135 bin ton mikst ürünün yıllık toplam işletme maliyeti 39,32 TL/ton ve bir ton yıkanmış ton kömürün tesiste yıkanma maliyeti yaklaşık olarak 60,68 TL/ton olacağı hesaplanmıştır.
- Kazan taban külünün atımı belediyelerin yükünü ton başına 20 TL/ton değerinde azaltacaktır.

## 5 SONUÇLAR VE ÖNERİLER

Şırnak asfaltitlerinin yüksek kül oranına bağlı olarak klasik flotasyon ve kolon flotasyonunda düşük yanabilir randıman gösterdiği ayrıca yanabilir kükürtün yeterli olarak temiz kömür üründe düşürülemediği belirlenmiştir. Yıkama tesisi ile kömürdeki kül malzemesinin % 62 'isi kömürden atılmaktadır. Böylece hava kirliliği azaltılabilecektir. Yanabilir kükürtün %38'i atılabilmektedir.

Şırnak asfaltitleri, Türkiye'nin asfaltit rezervlerinin (görünür ve mümkün) tamamını içerir. Bu asfaltitleri çıkarıldığı yörede işleyecek bir yıkama tesisi ile yıkanması, kül ve kükürt içerikleri düşürülerek değerlendirilmesi hem taşıma maliyeti hem de çevrenin korunması açısından avantaj

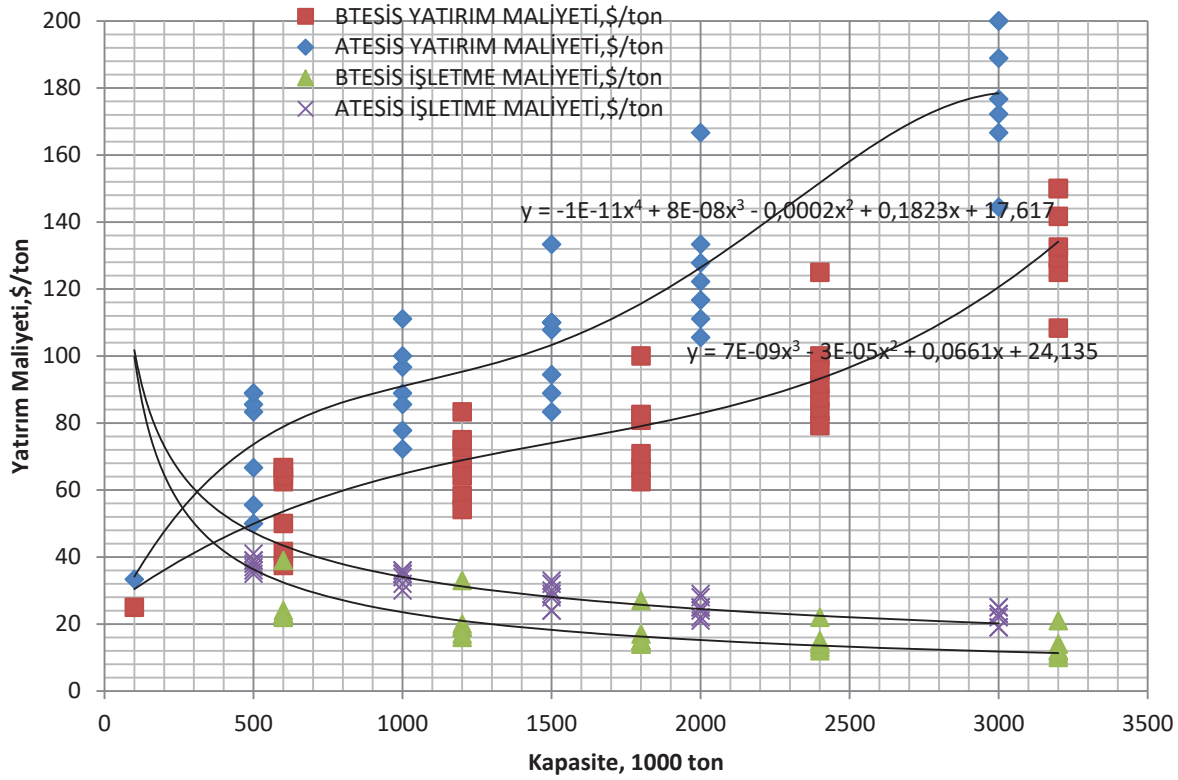
sağlayacaktır. Yıkama işlemi gerçekleştirildiği takdirde % 25,2 kül ve % 4,3 yanar kükürlü, 6700 kcal/kg alt ısı değerli, hem kazanlar için ısıtma amaçlı hem de endüstriyel temiz yakıt olabilecek yıkanmış kömür üretilenmektedir.



Şekil 5. Proje A Tasarımı Şırnak Asfaltiti yıkama tesisi genel akım şeması







Şekil 7. Proje Tesislerinin Yatırım ve İşletme Maliyetlerinin Kapasiteye göre Değişimi

Triyaj uygulaması zaruri olarak gerekmektedir. Özellikle kapalı işletme üretiminde karışacak aynı renkteki şeyl kayaç karışmasıyla kazılan ürün kalitesi azalacaktır. Ayrıca şeyl ve kömür yoğunlukları arasındaki farkın çok az olması nedeniyle yıkama işlemini daha da güçleştirecektir.

Kurulması planlanan bir milyon ton/yıl kapasiteli yıkama tesisinin işletmeye alınma anındaki yaklaşık 39 TL/ton kömür tutarındaki maliyetin %4'ü üç yıllık kuruluş aşamasındaki faiz yükünden kaynaklanmaktadır. 39 TL/ton kömür tutarındaki işletme sermayesine % 40 kar beklentisi ile maliyetler hesaplandığında; üretilen kömürün tesiste maliyeti 76 TL/ton değerine ulaşmaktadır.

Yıkama tesis yatırım maliyetini, işletme maliyetini azaltmak için tesis kapasitesini artırmak ve araştırmalar ile son zamanlarda yaygın kömür yıkamada kullanılan "Larcodem Separatörleri" kullanılabilir (Anonim d,e, f, 2016).

Zor yıkanabilir Şırnak ve Hakkâri asfaltitlerimizin büyük çoğunluğunu

optimum yıkayabilecek yöntemlerin araştırılıp bulunması gerekmektedir.

Ayrıca teknolojik açıdan zor yıkanabilen Şırnak asfaltitlerimizin, yıkama tesis kurulumunu kısıtlayan makro ekonomik faktörler, akaryakıt ithali, çevresel yaptırımlar gibi tehditler ekonomik olarak irdelenmesi gerekecektir.

## KAYNAKLAR

- Akdemir, Ü.,and I. Sönmez. 2003. Investigation of coal and ash recovery and entrainment in flotation. *Fuel Processing Technology* 82(1): 1–9
- Anonim a, 2016, *Tekfen İnşaat Şirket* web sayfası, <http://www.tekfeninsaat.com.tr>
- Anonim b, 2016, *Gayret Makina Şirket* web sayfası, <http://www.gayretmakina.com.tr>
- Anonim c, 2016, *Multotec Şirket* web sayfası, <http://www.multotec.com/category/industry/coal>
- Anonim d, 2016, *MBE Şirket* web sayfası, <http://www.mbe-cmt.com/en/products/pneufloc2%AE/pneufloc2%AE>
- Anonim e, 2016, *SCHAUENBURG Şirket* web sayfası, [http://www.schauenburg-aka.com/index\\_e.html](http://www.schauenburg-aka.com/index_e.html)
- Anonim f, 2016, *CWP Şirket* web sayfası, <http://cwp.com.tr/en/products.aspx?id=30>
- Aplan F.F., 1977, Use of the Flotation Proess Desulphurization of Coal, *Coal Desulfurization:*

- Wheelock T.D.(ed), ACS Symposium Series, Washington
- Ata , S. , and Jameson G. J.. 2005, The formation of bubble clusters in flotation cells, *International Journal of Mineral Processing* 76 : 123 – 139
- Ata, S. 2012. Phenomena in the froth phase of flotation—A review. *International Journal of Mineral Processing* 102: 1–12.
- Ateşok,G., 1986, *Kömür Hazırlama*, Kurtuluş Matbaası, İstanbul
- Chander S.,Mohal B. R., and Aplan F. F. 1987, Wetting Behavior of Coal in the Presence of Some Nonionic Surfactants, *Colloids&Surfaces* , Vol. 26 , pp. 205 – 213.
- Degner V.R., 1986, Flotation Machine Size Selection, *COALPREP86* Conference papers, p319-349
- Ding K. and Laskowski J. S., 2006, Coal Reverse Flotation. Parts I and II , *Minerals Engineering* , Vol. 19 , pp. 72–78, 79–86.
- DPT, 2015, *Madencilik*, 9 Kalkınma Özel İhtisas Raporu.
- Erol, M., C. Colduroglu, and Z. Aktas. 2003. Theeffect of reagents and reagent mixtures on frothflotation of coalfines. *International Journal of Mineral Processing* 71(1): 131–145.
- Falutsu, M., G. S. Dobby. 1992. Froth performance in commercial sized flotation columns. *Minerals Engineering* 5(10): 1207–1223
- Finch J.A., Dobby, G.S.(Eds), 1990, *Column Flotation*, Pergamon Press, Toronto
- Fuerstenau M.C., 1976, *Flotation*, AIME, New York
- Gupta, A. K., P. K. Banerjee, A. Mishra, and P. Satish. 2007. Effect of alcohol and polyglycol ether frothers on foam stability, bubble size and coal flotation. *Fine Coal Processing*, eds. S. K. Mishra and R. R. Klimpel, 78–109. Park Ridge, NJ: Noyes Publications.
- Hadler, K., M. Greyling, N. Plint, and J. J. Cilliers. 2012. The effect of froth depth on air recovery and flotation performance. *Minerals Engineering* 36: 248–253.
- Hsieh K.C. ve Wert, C.A. 1984, Ultra fine Minerals in Coal: Process Mineralogy III Ed. William Petruk, AIME
- Jameson , G. J. 2001 . The flotation of coarse and ultra fine particles .*International Journal of Mineral Processing*72 : 12 – 15
- Kemal, M., Arslan, V., 1999. *Kömür Teknolojisi*, D.E.Ü. Mühendislik Fakültesi Basım Ünitesi, İZMİR, 975-441-142-5
- Kemal. M.,İpekoğlu, Ü. 1985, Türkiye'nin Yakacak Gereksinimi ve Çözüm Olanakları, *Türkiye Madencilik Bilimsel ve Teknik 9. Kongresi*, T.M.M.O.B. Maden Mühendisleri Odası, Ankara
- Klimpel , R. R. , and R. D. Hansen . 1987 .*Fine Coal Processing* . New York : Noyes Publications
- Klimpel, R. R.,and R. D. Hansen. 1987. Chemistry of fine coal flotation. *Fine Coal Processing* 78–109
- Kural, O.,1999, *Kömür*, Özgün Ofset Matbaacılık A.Ş.,İstanbul
- Laskowski J. S., 2001, *Coal Flotation and Fine Coal Utilization* , Elsevier , Amsterdam.
- Melo, M. Pawlik, and J. S. Laskowski, 2004, Effect of Coal Surface Wettability on Aggregation of Fine Coal Particles, InParticle Size Enlargement in Mineral Processing –Proc. 5th UBC-Mc GillInt. Symp. (J. S. Laskowski, ed.), CIM Metallurgical Society , Montreal , 2004.
- Oats, W. J., O. Ozdemir, and A. V. Nguyen. 2010. Effect of mechanical and chemical clay removals by hydrocyclone and dispersants on coal flotation. *Minerals Engineering* 23(5): 413–419.
- Palowitch, E.R.,Deurbrouck, Parsons, T.H.,1991, Part2.Wet fine particle concentration, Coal Preparation (Eds. J.W. Leonard, B.C. Hardinge 5thEd.),SMME,AIME,Colorado.
- Rubio, J. 1996. Modified column flotation of mineral particles. *International Journal of Mineral Processing*48(3): 183–196
- Schubert, H. 2008. On the optimization of hydrodynamics in fine particle flotation. *Minerals Engineering* 21(12): 930–936
- Valderrama, L., M. Santander, M. Paiva, and J. Rubio. 2011. Modified-three-product column (3PC) flotation of copper-gold particles in a rougher feed and tailings. *Minerals Engineering* 24(13): 1397–1401
- Warren, L. J. 1985. Determination of the contributions of true flotation and entrainment in batch flotation tests. *International Journal of Mineral Processing* 14(1): 33–44
- Wills , B. A. , and Napier-Munn T. J., 2006 . *Wills' Mineral Processing Technology* .Boston : Butterworth-Heinemann
- Xie , G. Y. , and Ou Z. S.. 1999 . Research on coal washing desulfurization .*Journal of China University of Mining&Technology* 28 ( 5 ) : 502 – 505
- Xie , G. Y. , and Ou Z. S.. 1999 . The study and practice of cyclonic microbial flotation column of ash and pyritic sulfur rejection from coals .*Mining Science andTechnology*5 : 511 – 514.
- Xie , G. Y. 2001 . *Mineral Processing* .Xu Zhou, China University of Mining and Technology Press
- Xu Z. and Yoon R. H., 1989, The Role of Hydrophobic Interactions in Coagulation , *J. Colloid and Interface Sci.* , Vol. 132 , pp. 532 – 541.

- Xu Z. and Yoon R. H., 1990, A Study of Hydrophobic Coagulation , J. Colloid and Interface Sci. , Vol. 134 , pp. 427 – 434
- Yianatos, J. B., J. A. Finch, and A. R. Laplante. 1988. Selectivity in column flotation froths. *International Journal of Mineral Processing* 23(3): 279–292.
- Yoon, R. H. 1993. Micro bubble flotation. *Minerals Engineering* 6(6): 619–630.
- Yoon, R. H. 2000. The role of hydrodynamic and surface forces in bubble–particle interaction. *International Journal of Mineral Processing* 58(1): 129–143.

# A Comparison on New Generation Stirred Media, Vibrating and Centrifugal Grinding Mills

## *Yeni Nesil Karıştırılmalı Ortam, Titreşimli ve Santrifüjlü Değirmenlerin Kıyaslanması*

B. Tufan, M. Tanrıverdi, E. Tufan, T. Çiçek

*Dokuz Eylül University, Faculty of Engineering, Department of Mining Engineering, Izmir*

**ABSTRACT** Comminution stressing the particles mechanically remain the most practical way to carry out industrial comminution for production of fine materials. Improvement in the energy efficiency and the ground product quantity should be directed towards the design of machines in addition to the process optimization. In this study, the new technology grinding mills utilized in ultrafine grinding was compared based on their operating parameters such as capacity, power consumption, maximum feed size and product size as well as their mechanism of grinding.

**ÖZET** İnce malzeme üretimi için endüstriyel öğütme işlemlerinin uygulanmasında parçacıkların mekanik olarak baskılama amacı ile ufalama aygıtlarının kullanılması en pratik yol olmaya devam etmektedir. Enerji verimliliği ve öğütülmüş ürün miktarında gerçekleştirilecek iyileştirmeler sadece proses optimizasyonuna değil makinelerin tasarımına yönlendirilmelidir. Bu çalışmada, çok ince öğütme işleminde kullanılan yeni nesil değirmenler; kapasite, güç tüketimi, maksimum besleme boyutu ve ürün boyutu gibi öğütme parametreleri açısından kıyaslanmış ve değirmenlerin öğütme mekanizmaları incelenmiştir.

## 1 INTRODUCTION

Milling is the process of reducing materials to a powder of fine or very fine size. It is distinct from crushing or granulation, which involves size reduction to a rock, pebble or grain size. Milling is used to produce a variety of materials which either have end uses themselves or are raw materials or additives used in the manufacture of other products. A wide range of mills has been developed for particular applications. Some types of mills can be used to grind a large variety of materials whereas others are used for certain specific grinding requirements (Fellows and Hampton, 1992).

The use of comminution devices for mechanically stressing particles remain the

most practical way to carry out industrial comminution for production of fine materials. Improvement in the energy efficiency and the ground product quantity should be directed towards the design of machines in addition to the process optimization. The importance of development and application of the new comminution systems has been recognized due to the inefficiency of conventional comminution devices like tumbling ball mills (Wang and Forssberg, 2003; Tufan et al. 2016).

Conventionally, the term fine milling is used for size range below 100  $\mu\text{m}$  and the ultrafine milling for particles size less than 10  $\mu\text{m}$  (Balaz et al., 2005). The ultrafine milling which is mainly utilized in cement



industry makes use of four mill types: the ball mill, the vertical mill, the roller press and the horizontal mill. However, there are several new technology applications in cement grinding. The other grinding mills utilized in ultrafine grinding systems can be listed as; tower/vertimill, Sala agitated mill (SAM), Isamill, pin mill, cage mill, vibrating mill and Hicom (Tufan et al. 2016).

Three sub groups in addition to conventional tumbling mills and specifically utilized mills, classified according to the operating and design parameters in ultrafine grinding are stirred media mills, vibrating/vibratory mills and centrifugal mills. The comparison of the new technology grinding mills utilized in ultrafine grinding was performed according to their operating parameters such as capacity, power consumption, maximum feed size and product size as well as their mechanism of grinding.

## 2 STIRRED MEDIA MILLS

Stirred media mills are usually constructed in the form of a cylindrical drum inside which there are a series of rods, arms or perforated discs which are rotated on a central shaft. The drum is loaded with grinding media, such as metal balls or glass sand. The media and the charge is 'stirred' together and thus the grinding takes place. Generally, they are operated with a fluid, usually a liquid, grinding beads and feed particles leading to a multi-phase flow problem. The motion in the stirred media mill is invoked by stirrers that are fitted with disks or pins driving the flow (Theuerkauf and Schwedes, 1999).

Most of the mills used in wet ultra-fine grinding are stirred media mills due to their high unit outputs and high energy efficiencies. The stirred media mills are equipped with a stationary grinding chamber and a high-speed stirrer fixed on a drive shaft. The grinding chamber is filled with

small grinding media at a high beads load. By stirring a slurry-bead mixture at a high stirring speed, a characteristic flow pattern and a grinding action are generated in the chamber (Blecher et al., 1996; Kapur et al., 1996; Zheng et al., 1997; Bernhardt et al., 1999; He et al., 2006)

Stirred media mills are increasingly used for fine and ultrafine grinding of minerals, ceramic materials, paint pigments, chemical products, microorganisms and other materials. In these mills which are operated mainly wet, the product particles are reduced in size between loose grinding media which are usually made of glass, steel or ceramic materials. Due to a very high number of stress events per unit time and unit volume and due to an appropriate stress intensity, the specific energy consumption of stirred media mills for producing very fine particles is less than the one of tumbling and vibrating ball mills (Kwade, 1999).

Grinding and energy input in stirred media mills have been studied as functions of grinding time, stirring speed, media size and density, solid concentration, ratio of media to particle volume, impeller and tank dimensions and design, and other relevant variables (Zheng et al., 1994; Mende et al., 2003; Stenger et al., 2005).

### 2.1 Sala Agitated Mill (SAM)

A variety of agitated media mills have been developed and applied worldwide during recent years. One of those is the Sala Agitated Mill (SAM) (Table 1) which was developed by the formerly SALA International AB, Sweden. This type of mill is presently manufactured by Grinding Division of Metso Group in UK as vertimill (Fig.1). It is designed for both wet and dry fine grinding. It has been reported that the SAM offers significant reductions in specific energy consumption compared to

conventional grinding (Marmor, 1993; Wang and Forsberg, 2003).

Table 1. Operating parameters of SAM

Type	Output (tph)	Power (kWh)	Feed (mm)	Product ( $\mu$ m)
SAM	4-6	40-200	0.7	125

This vertimill has lower operating costs than ball mills, higher energy efficiency (typically 25-35% more, greater than 50% energy savings), lower media consumption, low maintenance, longer wear life and high availability provided by Metso (Metso, 2017).



Figure 1. Illustration of a Metso brand Vertimill (Metso, 2017)

## 2.2 IsaMill™

The IsaMill, which was specially designed and developed by NETZSCH Feinmahl Technik GmbH, Germany, has been used for very fine grinding of McArthur River and Mount Isa zinc/lead ores in Australia (Enderle et al, 1997). IsaMill is a large-scale, proven, high intensity, compact, continuous ultrafine grinding technology (Table 2, Fig.2). The use of inert grinding media produces clean mineral surfaces that improves flotation and leach recoveries compared to grinding with steel media. A steep particle size distribution is produced in open circuit operation, without the use of troublesome fine separating screens. Replacement of worn components is simple

and quick and can be performed without removal of the shaft, gearbox or motor (Wang and Forsberg, 2003).

Table 2. Operating parameters of IsaMill

Type	Output (tph)	Power (kWh)	Feed (mm)	Product ( $\mu$ m)
IsaMill	10	300-3000	300	15-2

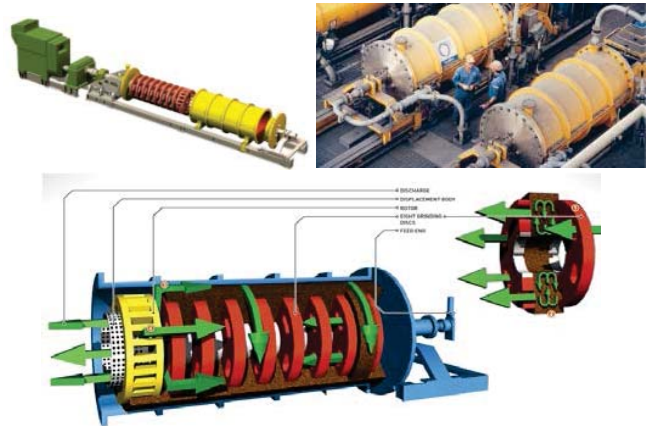


Figure 2. IsaMill™ schematics and application (Xstrata Technology, 2017)

The IsaMill is a horizontal high speed stirred mill that operates with very high-power intensities (up to 350 kW/m<sup>3</sup>). In comparison, the power intensity of a ball mill is about 20 kW/m<sup>3</sup>. The high-power intensity enables the IsaMill to process fine particles at a high throughput that is essential for the economics of the minerals industry. The largest IsaMill currently available has a horizontally mounted grinding chamber shell of about 10 m<sup>3</sup> in working volume. Inside the shell are rotating grinding discs mounted on a shaft which is coupled to a motor and gearbox. To allow quick and simple removal of the grinding chamber to expose the mill internals for maintenance purposes, the shaft is counter-levelled at the feed inlet end. Circular grinding discs agitate the media and ore particles in a slurry that is continuously fed into the feed port. A patented product separator keeps the media inside the mill allowing only the product to exit and simple control strategies based on power draw enable the IsaMill to produce a constant

target product size. The invention of the product separator eliminates screens from ultrafine grinding which delivers a process with the robustness required by the mining industry. The product separator uses the high centrifugal forces generated to retain the media inside the grinding chamber (Xstrata Technology, 2017).

### 2.3 Alpine ATR/ANR Mill

The ALPINE ATR mill is also an agitated ball mill, which has been developed by Hosokawa Alpine AG (Fig.3a and 3c). The ATR mill is reported to be ideal for dry production of ultra-fine mineral powders below 10  $\mu\text{m}$ . The grinding action is based on shear forces resulting from agitation between the grinding bead and the product. A low rotor speed is used to prevent fluidization. The feed material enters from above and the residence time of the material in the mill is regulated by adjusting the speed of metering screw at the mill discharge. The ATR system has a double walled mill jacket to permit water-cooling. Typical applications for the ATR mills include mineral fillers (limestone, quartz and talc), frets and titanium dioxide (Wang and Forssberg, 2003).

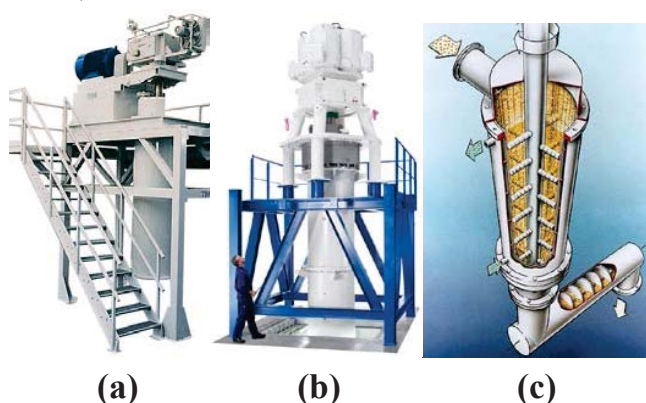


Figure 3. Images of Alpine ATR Mill (a) and ANR Mill (b) with working principles (c) (Hmicronpowder, 2017)

The ANR is designed for the cost-efficient ultrafine grinding of highly concentrated limestone slurries (Fig. 3b). The operating

mode and the design permit the production of extremely high qualities with regard to fineness, degree of whiteness and abrasiveness. The mill design ensures low-maintenance continuous system operation with no expensive downtime periods. The flow pattern through the vertically configured ANR is from bottom to top, whereby the feed material is ground to the required end fineness with the aid of ceramic grinding beads (zirconium silicate or zirconium oxide). The operating parameters are given in Table 3. The grinding beads are separated from the discharging suspension by means of a low-maintenance combination of mechanical and dynamic separating element at the mill head. The low-speed agitator ensures an exceedingly low-energy grinding process at low wear rates and high mill service life. The agitator elements and the grinding chamber wall are made of wear-resistant hardened materials. An efficient cooling of the mill stator removes the heat generated during grinding (Hmicronpowder, 2017).

Table 3. Operating parameters of Alpine ATR/ANR Mill

Type	Output (tph)	Power (kWh)	Feed (mm)	Product ( $\mu\text{m}$ )
ATR/ANR	10	45-2000	0.1	10-2

### 2.4 ANI-Metprotech Stirred Vertical Mill

A large scale stirred vertical mill, ANI-Metprotech has been applied for both fine (20-40  $\mu\text{m}$ ) and ultra-fine (<20  $\mu\text{m}$ ) grinding (Table 4). The feed slurry is pumped directly into the grinding chamber and there is no vertical flow of grinding media in the mill. The ANI-Metprotech mill therefore has a rapid grinding rate, which much reduces the circulating load and the number of cyclones and the sizes of the pumps. The grinding chamber, shaft and agitator arms are provided with a range of replaceable wear



parts designed according to the application and location in the mill (Wang and Forssberg, 2003).

Table 4. Operating parameters of ANI-Metprotech Mill

<i>Type</i>	<i>Output (tph)</i>	<i>Power (kWh)</i>	<i>Feed (mm)</i>	<i>Product (µm)</i>
Metprotech	4-6	20-150	5	40-20

### 2.5 MaxxMill

Existing stirred ball mills are commonly used in wet grinding of material below 200 µm. The design of these machines does not allow a larger feed particle size. MaxxMill, has been developed by Maschinenfabrik Gustav Eirich, Germany expands the application of stirred ball mills to a particle size of several millimeters (Sachweh,1997). The product of this mill can be used as the input for a conventional stirred ball mill for further grinding. This mill consists mainly of a rotating drum, a stirrer and a stationary wall scraper with an integrated filling pipe. The stirrer is located eccentrically to the middle of the drum with the eccentricity. The grinding media like steel, glass or ceramic balls with sizes of 3 to 10 mm are filled up to 80% by volume (Table 5) (Wang and Forssberg, 2003).

Table 5. Operating parameters of MaxxMill

<i>Type</i>	<i>Output (tph)</i>	<i>Power (kWh)</i>	<i>Feed (mm)</i>	<i>Product (µm)</i>
MaxxMill	20	20-150	5	150-5



Figure 4. MaxxMill image and illustration (Eirich USA, 2017)

This mill can be used in dry grinding of aluminum oxide, bauxite, bentonite, calcium carbonate, feldspar, frit, kaolin, pigments, quartz, special cement, talc, clay and zirconium silicate; and wet grinding of aluminum oxide, calcium carbonate, ferrites, glazes, clay and ceramic slurry (Fig. 4) (Eirich USA, 2017).

### 3 VIBRATING MILLS

The idea of employing a swinging motion as a grinding principle was developed in the past century. Since then the demands for product grain size in the mineral processing industry have been constantly increasing, and therefore the vibrating mill has been subject to a continuous improvement (Andres and Haude, 2010). For more than 40 years, vibratory mills have been used for fine grinding and pulverization of raw materials on an industrial scale (Gock and Kurrer, 1999).

The vibrating mill belongs to the group of mills that make use of impact forces. However, in contrast to the so-called impact mill, the size reduction in vibrating mills is primarily caused by the impact energy of the grinding media rather than by friction or by acceleration of the feed material (Andres and Haude, 2010). Vibrating mills can grind hard or soft materials. Maximum throughput is in the order of 20 tph but feed size should be kept fairly small. Although final product size can be as low as 5 µm this type of mill is often used for less fine applications. Product size and shape is a function of the time spent in the mill, media type and size, and frequency of vibration and generally used for ultrafine grinding of gypsum, bauxite, chromite, limestone, sillimanite, fluorite, pigments, dolomite and magnesite.

### 3.1 Palla™ Vibrating Mill

Palla vibrating mills are used for grinding of almost all materials concerning processing industry, from medium-sized lumps up to extra-fine final grains. Their particular fields of application are coal, chemicals, ceramics and pit and quarry industries, including their subgroups like lignite, hard coal, ash, coke, charcoal, dolomite, marble, silica sand, limestone, bentonite, lime, gypsum, pozzolan, bauxite, copper granules, iron oxide, ferrosilicon, magnesium oxide, arsenide, aluminum oxide, silicon carbonate, zirconium, fireclay, corundum and similar products (Fig. 5) (Andres and Haude, 2010).

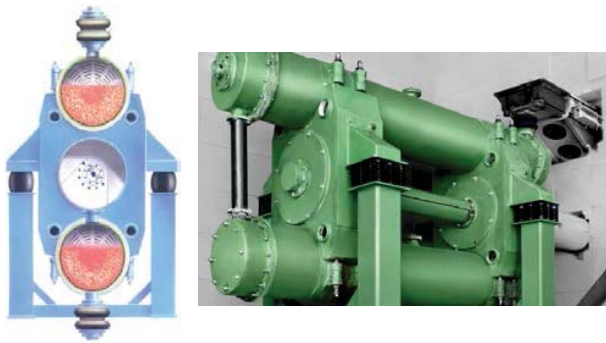


Figure 5. Palla vibrating mill illustration and image (Andres and Haude, 2010; Mbe-Cmt, 2017)

Twin and three-tube vibrating mills are driven by an unbalanced drive. The entire filling of the grinding cylinders, which comprises the grinding bodies and the material intended for grinding, constantly receives impulses from the circular vibrations in the body of the mill. The grinding action itself is produced by the rotation of the grinding bodies in opposite direction towards the driving rotation and by continuous head-on collisions of the grinding bodies. The residence time of the material being inside the grinding cylinders is determined by the quantity of the flowing material. The residence time can also be influenced by using damming devices. The material being ground runs through the grinding cylinders in a helical curve and

slides down from the inflow to the outflow. The high degree of fineness achieved is the result of this long grinding procedure. Continuous charging is carried out by means of a vibrating feeder, rotary valves or conveyor screw. Afterwards the product is then conveyed either pneumatically or mechanically (Aubema, 2014). The operating parameters are given in Table 6.

Table 6. Operating parameters of Palla Vibrating Mill

Type	Output (tph)	Power (kWh)	Feed (mm)	Product ( $\mu\text{m}$ )
Palla VM	20-12	45-135	30-15	25

### 3.2 Eccentric Vibrating Mill (ESM)

In this mill, the pressure from grinding media can be adjusted to achieve an optimal efficiency by variation of the centrifugal force and the flow force. This is performed by a control system with its torque control function. The pressure from grinding media, which can be flexibly selected, also allows the processing of products with a wide variety of rheological characteristics and the utilization of the grinding media diameter in a range of 0.20 to 0.65 mm (Table 7). The design of this mill operates with a high grinding capacity and a good efficiency of the grinding media (Fig. 6). This results in a high productivity in terms of throughput and product quality (Gock and Kurrer, 1998; Kwade and Bernotat, 2002; Wang and Forssberg, 2003).

Table 7. Operating parameters of Eccentric Vibrating Mill

Type	Output (tph)	Power (kWh)	Feed (mm)	Product ( $\mu\text{m}$ )
ESM	10	0.5-160	0.5	5-1

Only the single-tube eccentric vibrating mill executes through an exciter unit provided outside, inhomogeneous movements, comprising elliptical, circular and linear



vibrations. The upshot is a high degree of loosening of the mill filling with very high impact load on the material to be ground, particularly with large amplitudes. The high specific energy input with a high degree of loosening of the mill filling is a decisive benefit of the single-tube principle, which, caused by the design, also makes a clear reduction in the mill mass and thus in the drive energy possible. The eccentrically appointed imbalance excitation generates inhomogeneous vibrations, whereby the main wear zone in the eccentric vibrating mill is distributed more uniformly on the bottom half of the plating. The circulation movement of the grinding-media filling can be discerned, which undertakes transport of the milled material and homogenization of the milled material (Siebtechnik, 2017).

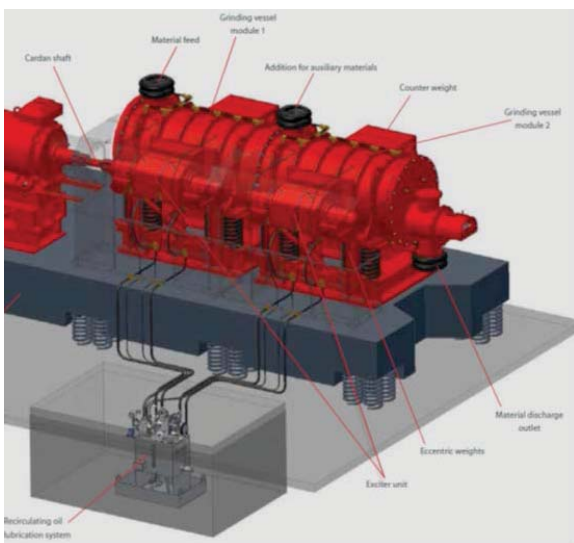


Figure 6. ESM image and illustration (Siebtechnik, 2017)

### 3.3 VibroKinetic Energy (VKE) Mill

This mill which of major developments in vibration mill utilizing a tuned spring system to suspend the grinding chamber and the vibration motor energy source. The VKE mill consists of a lightweight horizontal grinding chamber, supported by radically positioned, tunable springs at each end of the chamber. The springs discharge harmonic and kinetic energy during each cycle of the periodic force generator and supplements the force applied to the grinding chamber by the force generator and thus reducing the overall energy required to grind. Material is continuously fed into the mill by a controlled feeder. Grinding media can be of some different types such as steel rods, ball and cylpebs, ceramic balls or cypelbs. Material ground to the desired size is fluidized by inert gas or air injection for removal from the mill, allowing the remaining over-sized particles to be fractured without the cushioning effect of fine particles. Coarse particles discharged through the end of the mill are recycled back to the feed hopper. This mill has been applied to various materials such as pigments, bentonite, feldspar, zircon, barite, quartz, manganese, alumina, magnetite and precious metal ores (Wang and Forssberg, 2003).

### 4 CENTRIFUGAL MILLS

The centrifugal mill was invented in the 1970s, and can be regarded as a special variation of the planetary mill in which one or more mill tubes are operated in a force field generated by gyrating the tubes about a common axis (Cho et al., 2006). In this concept, the forces in the charge inside the mill are increased by operation of the mill in a centripetal instead of in a gravitation field. Comminution is more rapid, and the size of machine needed for a given milling duty is therefore reduced. A smaller machine would

cost less to build and install, and maintenance would be simpler.

These mills use for crushing and grinding brittle ore materials and non-metallic materials. The material strength and abrasiveness can be very high and it's not a restriction on the application. Centrifugally-impact mill operates by a centrifugal-impact crusher principle. The material fed through the feeder into the rotating mill accelerator, where the material is unwound by the engine. The material is ejected from the accelerator into a grinding chamber under the centrifugal force action. The material disintegrated pieces collide with baffle plates and pieces of material reflected from the baffle plates earlier in the grinding chamber. The impact of pieces between themselves and the baffle plates occurs with great speed. This speed is much greater than the critical rate of material destruction and it leads to the pieces destruction (Inoue and Okaya, 1996).

#### 4.1 Centrifugal Tube Mill

The centrifugal tube mill has a horizontal grinding chamber, which moves in a circular motion (Fig. 7). To be able to do this the grinding tube is supported by crossbeams in eccentric bearings, which are driven by two synchronized motors. It is used for fine grinding of materials with any degree of hardness. Normally, grain sizes of up to 1000  $\mu\text{m}$  are handled. Fine grain sizes of smaller than 0.1  $\mu\text{m}$  can be reached by wet grinding (Table 8). Main applications are in laboratories, the chemical, mineral, pharmaceutical industries, as well as food processing, waste management and mining (Siebtechnik, 2017).

Table 8. Operating parameters of Centrifugal Tube Mill

Type	Output (tph)	Power (kWh)	Feed (mm)	Product ( $\mu\text{m}$ )
CTM	5-3	15-320	1-0.2	20-0.1

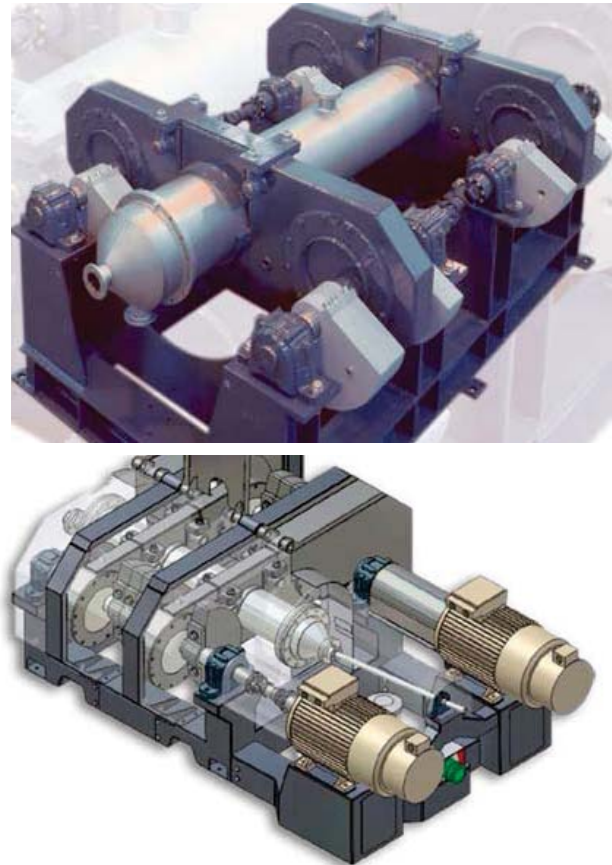


Figure 7. Centrifugal Tube Mill image and illustration (Siebtechnik, 2017)

## 5 COMPARISON OF MILLS

The new generation mills utilized in ultrafine grinding with grinding mechanism of stirred media, vibrating and centrifugal are compared with respect to their output, power consumption, maximum feed size and product size. These values may differ in specifically installed models and brand to brand. A table of comparison is given in Table 9, involving conventional tumbling mills and other widely utilized mill types.

**Table 9. Comparison of different grinding mills utilized in ultrafine grinding**

<b>Type</b>	<b>Output (tph)</b>	<b>Power (kWh)</b>	<b>Feed Size (mm)</b>	<b>Product Size (<math>\mu\text{m}</math>)</b>
Ball Mill	10-50	150-1000	25	400-40
VRM	150-600	50-400	20	35
Horomill	up to 250	200-2500	100	3000-7
HPGR	150-1500	200-3000	40	75
Tower	10-150	10-1000	3	30-15
SAM	4-6	40-200	0.7	125
IsaMill	10	300-3000	300	15-2
Pin Mill	4-100	10-250	0.5	45-10
Cage Mill	20-800	20-600	300	850-75
Vibrating	12-20	45-75	30	10
Palla VM	20-12	45-135	30-15	25
ESM	10	0.5-160	0.5	5-1
MaxxMill	20	20-150	5	150-5
ANI-Metprotech	4-6	20-150	5	40-20
Alpine ATR/ANR	10	45-2000	0.1	10-2
Centrifugal Tube	5-3	15-320	1-0.2	20-0.1
Hicom	0.4-0.8	8-10	5	5

## 6 CONCLUSION

The general purpose of size reduction is to produce a well-defined grain size, to achieve an enlargement of the particle surface, or to decompose adhered materials. Grinding is a unit process used in a broad range of industrial applications to produce fine particles. In recent years, the product size specifications for advanced materials have become extremely fine, sometimes approaching the nano size range. However, it is very difficult to produce particles in this size range by grinding and, moreover, ultrafine grinding is expensive due to low mill capacity and high energy consumption. Therefore, an increase in the efficiency of grinding will have a substantial beneficial effect on the grinding energy consumption and cost. In addition, ultrafine grinding is applied for surface activation within mechanochemistry. When one increases the particle surface, a modification of the original mechanical and chemical character may occur as a result of mechanochemical reactions or mechanochemical activation. To

accomplish this, appropriate mill selection and operation at optimum milling conditions are necessary in addition to high awareness of operating parameters and grinding mechanism of different mills and continuous track of new trends in comminution. Therefore, a review on both operating parameters, schematics, grinding mechanism and suitability for different materials are given in this study by comparison.

## REFERENCES

- Andres, K. and Haude, F., 2010, Application of the Palla™ Vibrating Mill in Ultrafine Grinding Circuits, *The Journal of The Southern African Institute of Min. and Met.*, 110, 125-131.
- Aubema, 2014, Aubema Maschinenfabrik GMBH, [www.aubema.com](http://www.aubema.com)
- Balaz, P., Godocikova, E., Takacs. L. and Gock, E., 2005, Mechanochemical Preparation of metal/Sulphide Nanocomposite Particles, *International Journal of Materials Products Technology*, 23, 26-41.
- Bernhardt, C., Reinsch, E. Husemann, K., 1999, The Influence of Suspension Properties on Ultra-fine Grinding in Stirred Ball Mills, *Powder Technology*, 105, 357-361.



- Blecher, L., Kwade, A., Schwedes, J., 1996, Motion and Stress Intensity of Grinding Beads in a Stirred Media Mill, Part 1: Energy Density Distribution and Motion of Single Grinding Beads, *Powder Technology*, 86, 59-68.
- Cho, H., Lee, H., Lee, Y., 2006, Some Breakage Characteristics of Ultra-fine Wet Grinding With a Centrifugal Mill, *Int. J. Miner. Process.*, 78, 250-261.
- Eirich USA, 2017, <http://www.eirichusa.com/products/eirich/maxxmill-agitated-media-mill>
- Enderle, U., Woodall, P., Duffy, M. and Johnson, N.W., 1997, Stirred Mill Technology for Regrinding McArthur River and Mount Isa zinc/lead ores, *Proceeding of the XX IMPC, Stirred Mills, Vol. 2, Aachen*, 71-78.
- Fellows, P. and Hampton, A., 1992, Small scale Food Processing, Intermediate Technology Publications.
- Gock, E. and Kurrer, K. E., 1998, Increased Efficiency of the Vibratory Milling Process with the Eccentric Vibratory Mill, *Aufbereitungs-Technik*, 39, 3, 103-111.
- Gock, E., and Kurrer, K.E., 1999, Eccentric Vibratory Mills - Theory and Practice, *Powder Technology*, 105, 302-310.
- He, M., Wang, Y., Forssberg, E., 2006, Parameter Effects on Wet Ultrafine Grinding of Limestone Through Slurry Rheology in a Stirred Media Mill, *Powder Technology*, 161, 10-21.
- Hmicronpowder, 2017, <https://www.hmicronpowder.com/brands/alpine/alpine-atr-vertical-dry-media-mill>
- Inoue, T. and Okaya, K., 1996, Grinding Mechanism of Centrifugal Mills – a Simulation Study Based on the Discrete Element Method, *Int. J. Miner. Process.* 44-45, 425-435.
- Kapur, P.C., Healy, T.W., Scales, P.J., Boger, D.V., Wison, D., 1996, Role of Dispersants in Kinetics and Energetics of Stirred Ball Mill Grinding, *International Journal of Mineral Processing*, 47, 141-152.
- Kwade, A. 1999, Wet Comminution in Stirred Media Mills - Research and Its Practical Application, *Powder Technology*, 105, 14-20.
- Kwade, A. and Bernotat, S., 2002, Present and Future Trends in Dry Fine Grinding, *Industrial Minerals*, January, 69-71.
- Marmor, F., 1993, Energy-saving Fine Grinding Using the Sala Agitated Mill (SAM), *Aufbereitungs-Technik*, 34, 10, 506-511.
- MBE-CBT, 2017, <http://www.mbe-cmt.com/index>
- Mende, S., Stenger, F., Peukert, W., Schwedes, J., 2003, Mechanical Production and Stabilization of Submicron Particles in Stirred Media Mills, *Powder Technology*, 132, 64-73.
- Metso, 2017, <http://www.metso.com/products/grinding/vertimill-for-fine-wet-grinding>
- Sachweh, J., 1997, An Eccentrically Agitated Ball Mill for Wet and Dry Grinding, *Proceeding of the XX IMPC, Stirred Mills, Vol. 2, Aachen*, 79-90.
- Siebtechnik, 2017, Germany, [www.siebtechnik.com](http://www.siebtechnik.com)
- Stenger, F., Mende, S., Schwedes, J., Peukert, W., 2005, Nanomilling in Stirred Media Mills, *Chemical Engineering Science*, 60, 4557-4565.
- Theuerkauf, J., Schwedes, J., 1999, Theoretical and Experimental Investigation on Particle and Fluid Motion in Stirred Media Mills, *Powder Technology*, 105, 406-412.
- Tufan, B., Tanriverdi, M., Çiçek, T., 2016, Evaluation of New Grinding Mills Utilized in Cement Industry, *The Journal of Ore Dressing*, Volume 18, Issue 35, 19-25.
- Wang, Y. and Forssberg, E., 2003, International Overview and Outlook on Comminution Technology, Technical Report, Department of Chemical Engineering and Geosciences, Sweden.
- Xstrata Technology, 2017, Xstrata Technology South Africa, [www.xstrata.com](http://www.xstrata.com)
- Zheng, J., Harris, C.C., Somasundaran, P., 1994, A Study on Grinding and Energy Input in Stirred Media Mills, *Powder Technology*, 86, 171-178.
- Zheng, J., Harris, C.C., Somasundaran, P., 1997, The Effect of Additives on Stirred Media Milling of Limestone, *Powder Technology*, 91, 173-179.

## AUTHOR INDEX / YAZAR LİSTESİ

### A

Akkaya, B. ....	193
Aksoy, M. ....	125
Andris, A. ....	47
Ankara, H. ....	125
Aras, H. ....	125
Aritan, A.E. ....	53
Atıcı, U. ....	299
Aydın, G. ....	233
Aydın, H. ....	105, 201, 211

### B

Baktarhan, Y. ....	33
Bilen, M. ....	65, 193
Burhan, M.E. ....	283
Burian, C.S. ....	39, 47

### C, Ç

Can, M.F. ....	53
Colda, C.I. ....	47
Csaszar, T.A. ....	47
Çayırılı, S. ....	245
Çelik, H. ....	169, 263
Çiçek, T. ....	319
Çomaklı, R. ....	299

### D

Darie, M. ....	39, 47
Deliormanlı A.H. ....	153
Demir, İ. ....	1, 33
Duru, H. ....	201, 211

### E

Ersoy, O. ....	245
Eskibalıcı, M.F. ....	73

### G

Gaman, G.A. ....	39
Gökay, M.K. ....	97
Güngören, C. ....	33

### K

Kahraman, E. ....	59
Kandemir, S.Y. ....	125
Karagöllü, M. ....	299
Karakurt, İ. ....	233
Katircioğlu-Bayel, D. ....	81



Kaya, S. ....	233
Kozan, H.....	239
Köken, E. ....	105
Kun, M.....	161
Kurnaz, B.....	193

## M

Magyari, M.....	39
Mallı T.....	117
Moldovan, I. L. ....	39, 47

## O, Ö

Ölmez. A. ....	59
Öney Ö.....	177
Özarslan, A. ....	105
Özcan, B.....	161
Özçelik, Y. ....	143
Özdemir, O. ....	33
Özel, B.T. ....	153
Özer, Ü.....	273
Özkan Ş.G. ....	1, 33, 81

## P

Paraian, M.....	39
Peksel, S.S.....	239

## S, Ş

Sakcalı, A.....	131, 283
Sakız, U.....	201, 211
Samanlı S. ....	177
Saraç, M.S. ....	283
Sopacı, H.E.....	97
Su, O.....	255
Şahinoğlu, Ü.K. ....	273

## T

Tanrıverdi M. ....	19, 319
Terzi M. ....	73, 91
Toraman Ö.Y. ....	13, 81, 239, 245
Toroğlu İ.....	65, 193
Tosun Y.İ. ....	291, 305
Tufan B. ....	319
Tufan E. ....	319
Tümer, M.....	53

## U, Ü

Uçurum, M.....	13, 245
Uygun, C. ....	19
Ünver, İ.K. ....	33, 73, 91

## Y

Yaralı, O. ....	201, 211
Yaşar, S. ....	223
Yavuzdoğan, A. ....	65
Yılmaz, A.O. ....	223
Yılmaz, H. ....	19
Yılmaz, S. ....	65
Yılmazkaya, E. ....	143

# IMMAT



**TMMOB**  
**Maden Mühendisleri Odası**  
**ISBN: 978-605-01-1102-6**

[www.immat.org](http://www.immat.org)