

IX. ULUSLARARASI DELME PATLATMA SEMPOZYUMU

BİLDİRİLER KİTABI

PROCEEDINGS OF THE 9th DRILLING-BLASTING SYMPOSIUM



*01-02 Aralık/December
2017 Ankara*

Editör:

Hasan Aydın Bilgin



**TMMOB
MADEN MÜHENDİSLERİ ODASI**

IX. ULUSLARARASI DELME PATLATMA SEMPOZYUMU BİLDİRİLER KİTABI

***PROCEEDINGS OF THE 9th DRILLING-BLASTING
SYMPOSIUM***

*01-02 Aralık 2017
Ankara*

Editör:
Hasan Aydın Bilgin

Aralık 2017
ANKARA

©All rights reserved. No part of this publication may be reproduced, stored in a retrieval system, or transmitted in any form or by any means, electronic, mechanical, photocopying, recording or otherwise, without the prior written permission of the UCTEA Chamber of Mining Engineers of Turkey. Papers are reprinted as they were submitted after refereeing process. The content of the papers is the sole responsibility of the authors. The publisher takes no responsibility for typographical or other errors.

©Tüm hakları saklıdır. TMMOB Maden Mühendisleri Odası'nın önceden yazılı izni olmaksızın, bu kitabın hiçbir kısmı çoğaltılamaz, bir depolama veya erişim sisteminde saklanamaz veya herhangi bir biçimde elektronik, mekanik, fotokopi, kayıt veya başka yollarla iletilemez. Makaleler, hakemlik sürecinden sonra kabul edildikleri şekilde basılmıştır. Makalelerin içeriği yalnızca yazarların sorumluluğundadır. Yayıncı, yazım veya diğer hatalardan dolayı sorumluluk kabul etmez.

Aralık 2017

ISBN : 978-605-01-1107-1

Sayfa Tasarımı / Page Design: Ayhan Çınar

Baskı : Yorum Basın Yayın Sanayi Ltd. Şti.

Telefon : 0312 395 21 12 – 394 11 06 • Faks : 0312 394 11 09

Publisher / Yayıncı : UCTEA Chamber of Mining Engineers of Turkey /

TMMOB Maden Mühendisleri Odası

Selânik Caddesi No: 19/4 • 06650 Kızılay / ANKARA

Tel : +90 312 425 10 80 – 418 36 57

Fax : +90 312 417 52 90

Oda Web : www.maden.org.tr

Oda E-mail : maden@maden.org.tr

Editor / Editör : Hasan Aydın Bilgin

www.delpatsempozyumu.org

delpat@maden.org.tr

Ankara / TURKEY



YÜRÜTME KURULU / EXECUTIVE COMMITTEE

Başkan	Hasan Aydın Bilgin
Sekreterler	Necmi Ergin
	Halil İbrahim İşçen
	Ümit Kılıç
Sayman	Mehmet Özyurt
Üyeler	Velat Alabaş
	Ergün Alpaydın
	Metehan Derya
	Özkan Düzgün
	Ekrem Elmacı
	Mufit Erdil
	Baran Geçmez
	Sinan Girdaplı
	Gökhan Halıcılar
	Özgün Görkem İlik
	Nizamettin İnel
	Hidayet Osmanoğlu
	Soner Öğretmen
	Orhan Öğün
	Orhan Patır
	Umut Topdemir
	Şemi Tozkoparan
	Şahin Yüksel

TMMOB MADEN MÜHENDİSLERİ ODASI YÖNETİM KURULU

UCTEA THE EXECUTIVE BOARD OF THE CHAMBER OF MINING ENGINEERS

Başkan	: Ayhan YÜKSEL
II. Başkan	: Emre DEMİR
Yazman	: Necmi ERGİN
Sayman	: Mehmet ÖZYURT
Üyeler	: Öznur AKÇA
	Sinan GİRDAPLI
	Veyis SIR

SUNUŞ

Odamızın temel görevlerinden biri de bilimsel çalışmaları ve deneysel yaklaşımları kamuoyuna sunmak ve üyeleri ile paylaşmak için bilimsel toplantılar düzenlemektir. Bu çalışmalardan biri olan Delme Patlatma Sempozyumu'nun dokuzuncusu TMMOB Maden Mühendisleri Odası tarafından 01-02 Aralık 2017 tarihlerinde Ankara'da düzenlenmiştir.

Dinamitin icadını müteakip II. Dünya Savaşı sonrasında iş makinalarının özellikle madencilik sektöründe kullanılmaya başlanması ile yeraltı işletmelerinde ve açık işletme madenciliği önemli bir gelişme kaydedilmiştir. Üretimin sağlanması ve üretime esas çalışmaların sürdürülmesinde kazı kolaylığına olan ihtiyaç; patlatma geometrileri ve patlayıcı türleri ile maden mühendisliği hizmetlerini kaçınılmaz olarak öne çıkarmıştır. Madencilik sektöründe sağladığı kapasite artışlarının yanı sıra; agrega üretimi, karayolları inşası, her türlü tünel imalatlarında ve bina yıkımlarında kullanılan özel tip patlayıcılar ve patlatma geometrileri de gelişerek bu alanlardaki üretim hızlarını arttırmıştır.

Madencilik faaliyetleri, tünel ve karayolları inşası, bina/köprü yıkımları gibi birçok alanda uygulanan delme patlatma işi maden mühendislerinin uzmanlık alanlarındandır. Ancak patlayıcı türlerindeki gelişmeler, patlayıcı geometrileri ve ateşleme işlerinde binlerce metre küp malzeme gevşetildiği gibi meskûn mahallerde de bina yıkımı ya da sanat yapısı işleri için küçük boyutta ateşleme işlemleri yapılmaktadır. İster büyük ölçekte olsun ister küçük ölçekte olsun delme patlatma kısacası ateşleme işleri; işçi sağlığı, insan ve çevre boyutu öncelikli olarak projelendirilerek yapılmalıdır. Bu projede, bilim ve teknolojinin uygulayıcısı olan mühendislerimizin çok önemli sorumluluğu bulunmaktadır. Öncelikle güvenli iş yeri koşullarından taviz vermeksizin, tüm çalışmalarda insan öncelikli düşünerek, çevre uyumu, ekolojik denge etkisi, doğa ve ülke geleceğini göz önünde bulundurarak iş planlaması yapması ve uygulaması gerekmektedir.

Son yıllarda ülkemizde patlayıcı madde üretiminin artması, ürünleri çeşitlenmesi, üretici firmalarda artan maden mühendisi istihdamı sonucu gelişen maden mühendisliği danışmanlık hizmetleri ile gerçekleştirilen bilimsel ve teknik patlatmalar nedeniyle üretim ve verimlilik artarken yaşanan iş kazalarında önemli düşüşler meydana gelmiştir.

TMMOB Maden Mühendisleri Odası; sektörümüzün, mesleğimizin ve meslektaşlarımızın gelişimi için geçmiş yıllarda düzenlediği 8 adet sempozyum ile yapmış olduğu eğitim ve çalıştaylar da olduğu gibi üzerine düşen görevi yapmış ve bundan sonra da yapmaya devam edecektir.

TMMOB Maden Mühendisleri Odası Yönetim Kurulu olarak başta 1954 yılından itibaren Odamızı ve 1994 yılından itibaren Sempozyumumuzu dokuzuncu kez düzenleyerek bizlere bu gururu yaşatan yönetim kurulu üyelerimize, sempozyumumuzun düzenlenmesinde emeği geçen yürütme kurulu üyelerimize, etkinliğin bilimsel niteliğini yükselten bilim kurulu üyelerimize, bildiri ve sunum hazırlayan bilim insanlarına, yönetimleriyle katkı koyan oturum başkanlarımıza, sempozyumumuza desteklerini esirgemeyen tüm sektör kurum ve kuruluşları ile değerli yöneticilerine teşekkür ederiz.

Saygılarımızla,

TMMOB Maden Mühendisleri Odası

Yönetim Kurulu

01 Aralık 2017, Ankara

ÖNSÖZ

Büyüyen madencilik ve enerji işkolları, gelişen şehirleşme ve artan havalanı, kara-yolu, demiryolu, tünel gibi altyapı yatırımları giderek daha yüksek miktarlarda kaya parçalama ve kazı yapılmasını ve hammadde temin edilmesini gerektirmektedir. Yüksek kapasiteli iş makinaları, TBM gibi mekanik kazı olanakları bulunmasına rağmen, teknik ve ekonomik gerekçelerle, çoğu durumlarda kaya parçalama patlatma yöntemi ile gerçekleştirilmektedir. Bilindiği gibi patlatma, patlayıcı maddeler bu amaçla açılmış delikler içine hapsedilmek/gömülme sureti ile ve belirli bir sıra ile ateşlenerek, önceden belirlenmiş miktarda ve sınırları belirli bir alan içinde bulunan kayaların parçalanması ve kazı sınırları dışında kalan kaya kütlelerine hasar verilmemesi anlamını taşır. Ne var ki, patlayıcının yetersiz gömülmesi durumunda aşırı taş savrulması, hava şoku ve gürültü sorunlarına yol açılabilirdiği gibi, patlayıcının aşırı gömülmesi veya gecikme başına belirli bir miktardan fazla patlatılması halinde yer titreşimi yolu ile yakın çevrede bulunan her türlü yapıda yapısal hasarlar meydana getirebilmektedir.

Memnuniyetle ifade edelim ki, bu durumların bilincinde olan mühendis, teknik kişi ve bilim insanı sayımız son yıllarda yeterli düzeye erişmiş ve artmaktadır. Bunun yanı sıra yeni nesil patlayıcıları ve ateşleme gereçlerini üreten, elektronik kapsülleri temin eden ve kullanan çok sayıda yerli patlayıcı üreticimiz vardır. IX. Delme-Patlatma Sempozyumu'nun gerçekleşmesi ve düzenlenmesi için farklı biçimlerde katkı sunan, sempozyum asli bileşeni patlayıcı madde üreticisi ve kullanıcısı şirket ve kuruluşlara sempozyum yürütme kurulu ve Maden Mühendisleri Odası adına içten teşekkürlerimi sunarım. Sempozyum faaliyetinin diğer asli öğeleri bildiri yazarları ile bilim kurulu üyelerine, sempozyum yürütme kurulu üyelerine ve sempozyum çalışmalarında görev alan Maden Mühendisleri Odası yürütme kurulu üyelerine şükranlarımı sunarım.

Bu sempozyumun amacı patlatma işkolu için çalışan insan gücümüzü, üretici ve kullanıcı firmaları biraraya getirmek, en yeni çalışma ve ürünlerini sunmalarını sağlamak, bilgi ve tecrübe paylaşımını gerçekleştirmektir. Sempozyumun amacına ulaşmasını, bildiriler kitabının ülkemize, araştırmacılara, mühendislere ve ilgili şirket ve sektör çalışanlarına yararlı olmasını dilerim.

Saygılarımla,

Sempozyum Yürütme Kurulu adına

Doç. Dr. H. Aydın Bilgin

Sempozyum Yürütme Kurulu Başkanı,

Kasım 2017, Ankara

İÇİNDEKİLER

I KAYAÇLARDA DELİNEBİLİRLİK ve KESİLEBİLİRLİK DRILLABILITY AND CUTABILITY OF ROCKS

Delik derinliğinin darbeli delicilerin delme hızı üzerinde etkisi
The effect of hole depth on the penetration rate of percussive drills
S. Kahraman, K. Develi

3

Murgul Çakmakaya Sahasında Kullanılan Bitlerin Karşılaştırması
Comparison of the bits that using in Murgul Çakmakaya
C. Uzun, Y. Kara, R. Işıkcı

9

Kayaç Kesilebilirliği ve Delinebilirliği Çalışmaları İçin Yeni Bir Kaya Kesme Düzeneği:
Düşey Kayaç Kesme Seti
A New Testing Equipment for Rock Cuttability and Drillability Studies: Vertical Rock Cutting Rig
S. Yaşar, Ö. Yaşar, A.O. Yılmaz

17

II PATLATMANIN ÇEVRESEL ETKİLERİ ENVIRONMENTAL IMPACTS OF BLASTING

Bir Kalker Sahasında Yapılacak Patlatmanın Arkeolojik Yapılara ve SİT Alanlarına Etkisi
The Effect of Blasting on a Limestone Field to the Archaeological Sites and Protected Areas
B. Uz, T. D. Yıldız, A. H. Gültekin, F. Esenli, Ş. Özdamar, O. Kural

27

Patlatmalı İnşaat Temel Kazı Çalışmalarının Yapılar Üzerindeki Etkileri
Effects of Blasting Foundation Building Excavation Studies on Constructions
G. Külekçi, M. Çapık, A.O. Yılmaz

39

Patlatma Kaynaklı Titreşimlerle İlgili "Çevresel Gürültünün Değerlendirilmesi ve Yönetimi Yönetmeliği"nin Örnek Bir Çalışma ile Değerlendirilmesi
Evaluation of Turkish Environmental Noise Regulation Related to Blast Induced Vibrations by a Case Study
F. Cihangir, A. Kesimal, E. Koç, T. Yılmaz, B. Erçikdi

51

Patlatma Kaynaklı Çevresel Etkilerin Titreşim ve Şev Deformasyonları Açısından Araştırılması: Çaykara (Trabzon) Taş Ocağı Örneği
The Investigation of Environmental Impacts with regard to Vibration and Slope Deformations of Blasting: Çaykara (Trabzon) Example of Quarry
S. Alemdağ, G. Külekçi

61

Tekkeköy (Gümüşhane) Yakınlarında Bulunan Taş Ocağının Patlatma Tasarımı ve Çevresel Etkilerinin Değerlendirilmesi <i>The Evaluation of the Environmental Impacts and Blasting Design of the Quarry near the Tekkeköy (Gümüşhane)</i> İ. Çavuşoğlu, S. Alemdağ	73
Patlatma Kaynaklı Titreşim Yayılım Denkleminin Mesafeye Bağlı Hata Oranına Göre Kullanılabilirliği <i>The Usability of Blast Induced Vibration Propagation Equation According to Error Rate</i> A. Karadoğan, Ü. Özer, Ü. Kalaycı Şahinoğlu, M.C. Özyurt, Z. Sertabipoğlu	87
Şehir İçi Patlatmalı Temel Kazılarında Farklı Ateşleme Sistemleri Kullanımının İnsan Algısı Üzerindeki Etkileri <i>The Effect on Human Perception of the Use of Various Ignition Systems in Inner City Foundation Excavation with Explosives.</i> U. Atılhan, Ü.Özer, A.Karadoğan, M.Çallıoğlu, O.Özkul	95
<i>Assessment of the Blast Induced Vibration Prediction in Open Pit Mines</i> Ali Siamaki, Koroush Shahriar, Seyed Hassan Khoshrou, Arash Afsharian	103
<i>Blast Induced Vibration in the Adjacent of Surface and Underground Structures in Dam Construction</i> Ali Siamaki, Koroush Shahriar, Arash Afsharian	111
III PATLAYICI MADDELER VE ATEŞLEME SİSTEMLERİ EXPLOSIVES AND INITIATING SYSTEMS	
Nonel ve Elektronik Ateşleme Sistemlerinin Performans Analizi Değerlerinin Karşılaştırılması <i>Comparison of Performance Analysis Values of Nonel and Electronic Ignition Systems</i> S. Ercins, C. Şensöğüt,	121
Patlayıcı Madde Nedir? Tanımda ve Sınıflandırmada Yaşanan Karışıklığa Bir Yaklaşım <i>What is Explosives? An Approach to the Confusion in Definition and Classification</i> M. Erdil, P. Erdil	131
Elektriksiz ile Elektronik Ateşleme Sistemlerinde Belirlenen Gecikme Sürelerinin Doğruluklarının İrdelenmesi <i>An Evaluation of the Accuracy of Delay Times Used in Non-Electrical and Electronic Initiation Systems</i> Ö. Düzgün, Ö.G. İlik	135

IV PATLATMA UYGULAMALARI
BLASTING PRACTICES AND EVALUATION

AKH Demiryolu Projesi Kapsamında Gerçekleştirilen Patlatmalı Tünel Kazılarında Yelpaze Çekme Metodunun Uygulanması ve Değerlendirilmesi <i>Implementation of Fan-Cut Method in Tunnel Excavations by Drilling and Blasting within the Scope of AKH Railway Project</i> E. Alan, D. Şimşek, A. Domaç	147
<i>Improving the Productivities of Surface Coal Mines in Australia</i> S. Esen	165
Taş Ocaklarında Parçalanma, Yığın Profili ve Taş Savrulmasının Denetlenmesi <i>Controlling Fragmentation, Muckpile Shape and Flyrock at Quarries</i> S. Esen	175
Effect of Drilling and Blasting Performance on the Energy Consumption of a Jaw Crusher R. Comakli, U. Atici, E. Dogangun	187
Küçük Ölçekli Basamak Patlatmalarında Eklem Sistemlerinin Parçalanmaya Etkisinin İncelenmesi <i>Investigation of the Fragmentation Effect of The Joint Systems in Small Scale Bench Blasting</i> O. Altürk, E. Kahraman, A. M. Kılıç	193
Image J Programı ile Parça Boyutu Analizi <i>Analysis of Particle Size Distribution with Image J Programme</i> M. K. Kılıç, A. Kahrman, S. Bağdatlı	203
Patlatmalı Temel Kazısı Uygulaması: Küçük Çamlıca TV – Radyo Kulesi Projesi <i>Application of Blasting Foundation Excavation: Project of Küçük Çamlıca TV – Radio Tower</i> S. Bağdatlı, A. Kahrman, A. Arslantürk, S. Işığı, M. Çam	215
<i>The Effect of Rock Strength on Blast Efficiency</i> Kayaç Dayanımının Patlatma Verimine Olan Etkisi A. Tosun	225
Kırıklı, Çatlaklı, Yatay Tabakalı ve Killi Formasyonlarda Delme ve Patlatma Parametreleri <i>Drilling and Blasting Parameters in jointed, fractured, horizontal layered and clayey formations</i> Ş. Savaş Karademir	233

V PATLATMADA İŞ GÜVENLİĞİ VE SORUMLULUK OCCUPATIONAL HEALTH AND SAFETY AND LIABILITY	
Sorumluluk Sende <i>It is Your Responsibility</i> Ü. Kılıç, M. Derya, V. Alabaş	243
Patlatma Faaliyetleri Kapsamında Tehlike Sorumluluğu <i>Dangerous Liability Within Blasting Activities</i> Av. Serdar Aslan	251
Patlayıcı Maddelerin Karayoluyla Taşınması Esnasında Mobil İletişim Cihazlarının Kullanılmasının Sürüş Güvenliğine Etkisi E. Elmacı	259
VI TASARIM VE ÖZEL UYGULAMALAR BLAST DESIGN AND SPECIAL APPLICATIONS	
<i>Verification of Burden and Specific Charge Formulas by Single Hole Blasting in Limestone</i> Dilim Kalınlığı ve Özgül şarj Formüllerinin Tek Delik Atımlarıyla Doğruluğunun Tetkiki H.T. Özkahraman	269
Zonguldak-Ereğli Bölünmüş Karayolu İnşaatı 2-A Kesiminde Viyadük Ayakları Kazısı Kontrollü Patlatma Uygulamaları Cautious Blasting Practices for Viaduct Footing Excavation at Zonguldak-Ereğli Divided Highway Construction at Section 2-A H. A. Bilgin, M. Kılıç, B. Ünlütürk	279
Şev Ötelemelerinde Patlatma Kaynaklı Malzeme Dökülmesinin Önlenmesi Çalışması <i>Preventive Study on Blast Induced Falling Material During Pit Expansion</i> E. Güngör, E. Bayrak, E. Terzi	293
Ön Kesme Patlatmalarında Ateşleme Sırası ile Ayna Hasarı Arasındaki İlişkinin Belirlenmesi <i>Determination of The Relationship Between Delay Sequence and Bench Face Damage for Presplit Blasting</i> U. Özer, Ü. Kalaycı Şahinoğlu, A. Karadoğan, M.C. Özyurt, Z. Sertabipoğlu	301
<i>Drilling and Blasting Improvement by The Aim of Air-Deck Blasting in The Chadormalu Iron Mine</i> Arash Afsharian, Ali Siamaki	309

I

KAYAÇLARDA DELİNEBİLİRLİK VE KESİLEBİLİRLİK
DRILLABILITY AND CUTABILITY OF ROCKS

Delik derinliğinin darbeli delicilerin delme hızı üzerinde etkisi

The effect of hole depth on the penetration rate of percussive drills

S. Kahraman

Hacettepe Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Ankara

K. Develi

Altuntepe Madencilik, Fatsa, Ordu

ÖZET Bu çalışmada, tepeden ve dipten darbeli delicilerin delme hızlarının delik derinliği ile değişimi araştırılmaktadır. Kalsit ve kireçtaşı ocaklarında delik derinliğine bağlı olarak tepeden ve dipten darbeli delicilerin delme hızları ölçülmüş ve ayrıca pasa irilik katsayısını (PİK) belirleme amacıyla delikten çıkan kırıntılardan örnekler alınmıştır. Verilerin analiz edilmesiyle tepeden darbeli delici için delme hızının deliğin onuncu metresinde yaklaşık olarak % 45, deliğin yirminci metresinde ise yaklaşık olarak % 60 düştüğü ortaya konulmuştur. Dipten darbeli delici delme hızının ise derinlikle değişmediği görülmüştür. Ayrıca, tepeden darbeli delici için PİK ile delik derinliği arasında ters doğrusal bir ilişki bulunurken, dipten darbeli delici PİK'nın önemli bir değişiklik göstermediği gözlenmiştir.

ABSTRACT In this study, the variation of penetration rate of top hammer and down the hole drills with hole depth is investigated. The penetration rate of top hammer and down the hole drills were measured depending on hole depth in calcite and limestone quarries, and drill cuttings were also collected to determine coarseness index (CI). It was revealed by analyzing the data that the penetration rate of top hammer was decreased about 45 % at the 10th meter of the hole, and about 60 % at the 20th meter of the hole. It was also seen that the penetration rate of down the hole drill was not changed with hole depth. On the other hand, it was observed that the CI of down the hole drill was not changed much while there was an inverse relation between the CI and hole depth for top hammer.

1 GİRİŞ

Tepeden ve dipten darbeli deliciler orta ve küçük ölçekli maden ocakları, taş ocakları ve inşaat sektöründe yaygın olarak kullanılmaktadır. Söz konusu delicilerin performanslarının tahmin edilmesi kazı projelerinin planlanması ve maliyet tahmini bakımından önemlidir. Delme hızını etkileyen başlıca parametreler işletme parametreleri ve kayaç özellikleridir. Matkap baskısı, darbe frekansı, devir ve hava basıncı işletme parametreleri olup; operatör tarafından kontrol edilebilir. Kaya malzemesi ve kaya kütle özellikleri ise

kontrol edilemeyen parametrelerdir. Ayrıca, delik eğimi, delik derinliği, operatör tecrübesi, hava şartları gibi parametreler de delme hızını etkilemektedir. İşletme parametreleri ve kayaç özelliklerinin delme hızı üzerindeki etkileri konusunda bir çok araştırma yapılmıştır (Fish, 1968; Selim ve Bruce, 1970; Schmidt, 1972; Pathinkar ve Misra, 1980; Howarth ve Rowland, 1987; Pandey vd., 1991; Wijk, 1991; Kahraman vd., 2000 ve 2003; Kahraman, 2002; vb.) Dipten darbeli deliciler dışında, delme hızının delik derinliği ile düştüğü bilinmektedir. Ancak, literatürde konuyla

ilgili bir çalışma bulunmamaktadır. Bu çalışmada, tepeden ve dipten darbeli delicilerin delme hızlarının delik derinliği ile nasıl değiştiği araştırılmıştır. Ayrıca, delikten çıkan kırıntıların elek analizinden elde edilen pasa irilik katsayısının da delik derinliği ile değişimi de incelenmiştir.

2 PASA İRİLİK KATSAYISI

Birimsiz bir değer olan pasa irilik katsayısı (PİK), delme kırıntılarının elek analizinde yüzde olarak kümülatif elek üstü değerlerinin toplamıdır (Roxborough ve Rispin, 1972). PİK hesaplamasına ait bir örnek Çizelge 1’ de verilmiştir.

Hava hızı yeterli olmadığı zaman kırıntılar delik dibinde yeniden ögütüleceğinden kırıntı boyutu küçülecek ve PİK düşecektir. Bu durumda delme hızını da düşer. Dolayısıyla aynı delme şartları altında PİK yardımıyla delmenin verimli olup-olmadığı değerlendirilebilir.

Literatürde PİK ile delme hızı arasındaki ilişkiyi araştıran bazı çalışmalar bulunmakatadır. Altındağ (2003 ve 2004) tepeden darbeli delici delme hızı ile PİK arasındaki ilişkiyi araştırmış ve iki parametre arasında eksponansiyel bir ilişkiler bulmuştur. Kahraman vd. (2004) ise tepeden ve dipten darbeli delicilerin delme hızı ile PİK arasında lineer ilişkiler bulmuştur. Delme hızı arttıkça PİK’ nın da arttığı görülmüştür.

3 ARAZİ ÇALIŞMALARI

Arazi çalışmaları hidrolik tepeden darbeli ve dipten darbeli deliciler üzerinde yapılmıştır. Niğde ili gümüşler kalsit ocağında kullanılan tepeden darbeli delici 89 mm çapında kabaralı matkaba sahiptir. Delme esnasında uygulanan baskı basıncı 30 bar, darbe

basıncı 110 bar, döndürme basıncı 60 bar ve hava basıncı 5 bar’dır. Gözlem çalışmaları 3650 mm uzunluğa sahip tijlerle 20 m derinliğinde deliklerin delinmesi esnasında dört adet delik için yapılmıştır. Delme esnasında her bir tijin delme süresi kaydedilmiş ve sonra her tij için ortalama delme hızı hesaplanmıştır. Ayrıca, her bir tijin orta mesafesine gelindiğinde delikten çıkan kırıntılardan 1.5-2.0 kg alınmıştır.

Ölçüm yapılan dipten darbeli delici ise Niğde ili Başmakçı kireçtaşı ocağında kullanılmaktadır. Bu delici 90 mm çapında kabaralı matkaba sahiptir. Deliklerin delinmesi esnasında uygulanan baskı basıncı 25 bar, işletme basıncı 10 bar ve döndürme basıncı 20 bar’dır. 3000 mm uzunluğundaki tijlerle 18 m delik delinmesi esnasında bir adet gözlem yapılmıştır. Ölçüm öncesi tijler birer metre aralıklarla boya ile işaretlenmiştir. Delme esnasında her bir metrenin ne kadar sürede delindiği kaydedilmiş ve sonra her bir metre için ortalama delme hızı hesaplanmıştır. Her bir metrenin ortasına gelindiğinde delik kırıntılarından 1.5-2.0 kg alınmıştır.

4 LABORATUVAR ÇALIŞMALARI

PİK değerlerini belirlemek amacıyla laboratuvarda elek analizleri yapılmıştır. Delik kırıntılarının boyutuna uygun olması bakımından elek analizlerinde 4.00, 2.00, 1.00, 0.50mm elek serisi kullanılmıştır. Eleme işlemi elek makinesi ile 5 dk yapılmıştır. Daha sonra elek üstü miktarları terazide tartılmış ve Çizelge 1’ de açıklandığı şekilde PİK değerleri hesaplanmıştır. Elek analizi, 500-600g numune üzerinde yapılmıştır. Her bir numune grubu için analiz üç defa tekrarlanarak ortalama değer alınmıştır.

Çizelge 1. Pasa irilik katsayısı hesaplama örneği.

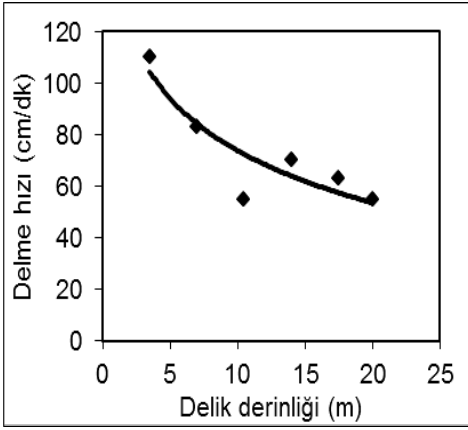
Boyut	Elek üstü (g)	Elek üstü (%)	Kümülatif Elek üstü (%)
+ 4.00 mm	198.0	33.3	33.3
-4.00 mm + 2.00 mm	153.8	25.9	59.2
-2.00 mm + 1.00 mm	156.3	26.3	85.5
-1.00 mm + 0.50 mm	56.6	9.4	94.9
-0.50 mm	30.3	5.1	100.0
Toplam	594.0	100.0	372.9 = PİK

5 VERİLERİN DEĞERLENDİRİLMESİ

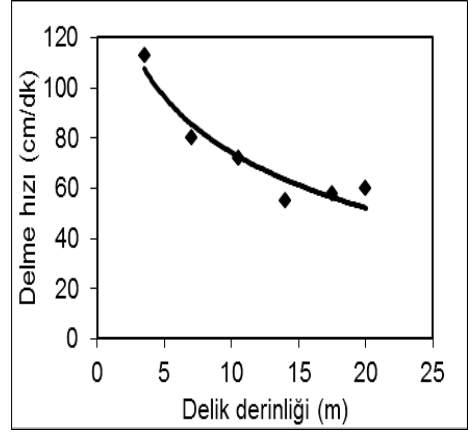
Önce tepeden darbeli delici verileri değerlendirilmiştir. Delme hızlarının delik derinliği ile değişimleri Şekil 1’de görülmektedir. Delik derinliği arttıkça delme hızı logaritmik olarak azalmaktadır. Delme hızındaki azalmanın, deliğin onuncu metresinde yaklaşık olarak % 45, deliğin yirminci metresinde ise yaklaşık olarak % 60 olduğu görülmektedir.

Tepeden darbeli delici için delme hızı ile PİK arasındaki ilişkiler Şekil 2’ de

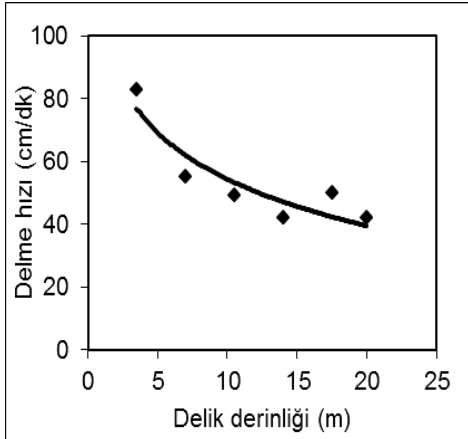
verilmiştir. Delik derinliği arttıkça PİK değerlerinin düştüğü; dolayısıyla delme randımanının azaldığı anlaşılmaktadır. Bu sonuçlar, Şekil 1’ deki sonuçları desteklemektedir. Delik derinliğinin artmasına bağlı olarak PİK değerinin düşmesi, deliğin derinleştikçe hava hızının yeterli gelmemesi nedeniyle iri kırıntıların yeniden öğütülmesinden kaynaklanmaktadır. Bu da, delme işleminin verimsiz olduğunu göstermektedir.



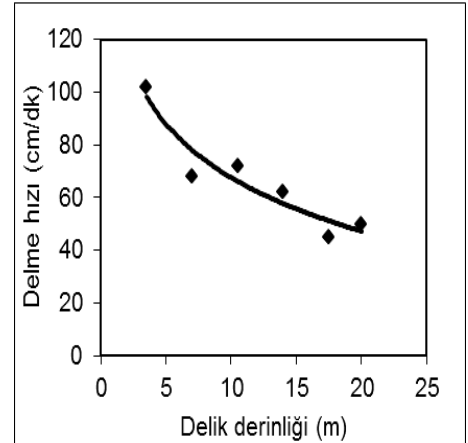
a



b

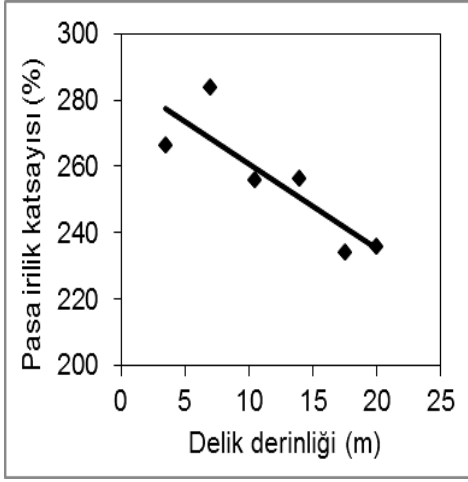


c

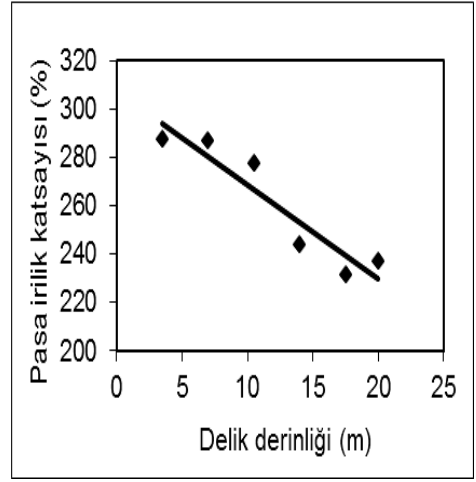


d

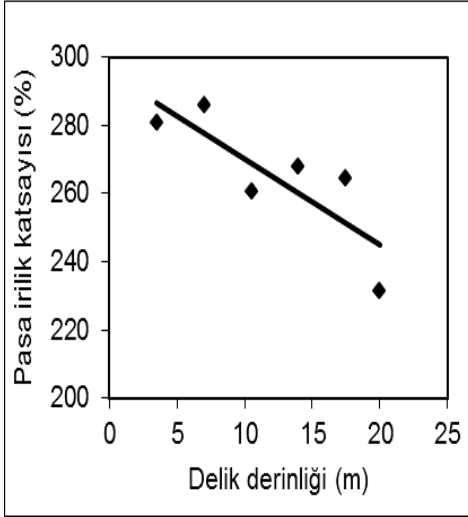
Şekil 1. Tepeden darbeli deliciler için dört farklı delikte delme hızı ile delik derinliği arasındaki ilişkiler.



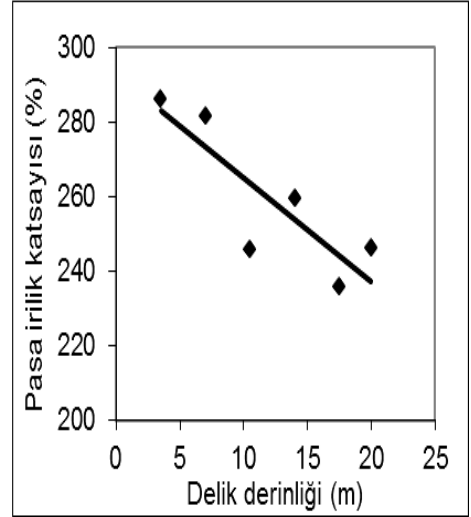
a



b



c

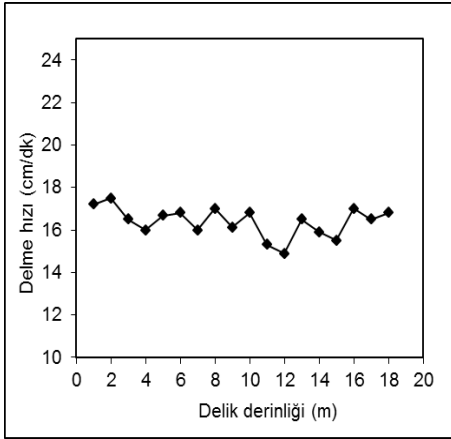


d

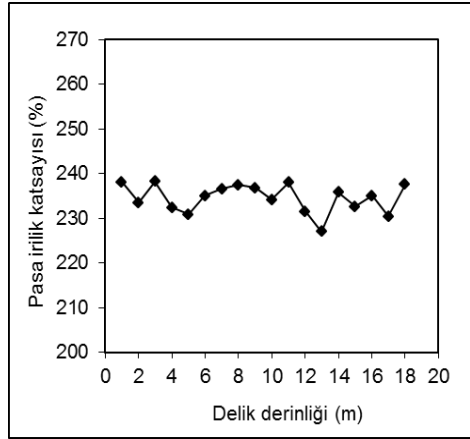
Şekil 2. Tepeden darbeli deliciler için dört farklı delikte PİK ile tij no arasındaki ilişkiler.

Dipten darbeli delici delme hızı delik derinliği ile önemli bir değişiklik göstermemektedir (Şekil 3a). Tepeden darbeli delicilerin aksine tijlerde darbe enerjisi kaybı olmadığı için dipten darbeli delicilerde delme hızı derinlikle azalmadığı

teorik olarak bilinmektedir. Elde edilen sonuç teorik bilgi ile uyumludur. Şekil 3b' de görüldüğü gibi, PİK da delik derinliği ile pek fazla bir değişiklik göstermemektedir.



a



b

Şekil 3. Dipten darbeli delici için delme hızı ile delik derinliği (a) ve PİK ile delik derinliği (b) değişimleri.

6 SONUÇLAR

Tepeden ve dipten darbeli delicilerin delme hızlarının delik derinliği ile değişiminin araştırıldığı bu çalışmada, kalsit ve kireçtaşı ocaklarında yapılan gözlem verileri ile laboratuvarında belirlenen PİK değerlerinin değerlendirilmesi ile aşağıdaki sonuçlar elde edilmiştir:

- Tepeden darbeli delici delme hızı deliğin onuncu metresinde yaklaşık % 45, deliğin yirminci metresinde ise yaklaşık % 60 düşmüştür.
- Dipten darbeli delici delme hızı derinlikle değişmemiştir.
- Tepeden darbeli delici için PİK ile delik derinliği arasında ters doğrusal bir ilişki bulunmuştur.
- Delik derinliğinin artmasına bağlı olarak PİK değerinin düşmesi, delme işleminin verimsiz olduğunu göstermektedir. Deliğin derinleşmesine paralel olarak hava hızının artırılması delme verimini arttıracaktır.
- Dipten darbeli delici için PİK derinlikle değişmemiştir.

Sonuç olarak, tepeden darbeli deliciler için delik derinliğinin delme hızı üzerinde önemli

etkiye sahip olduğu açıktır. Bununla birlikte, ölçümler sadece kalsit ve kireçtaşı ocaklarında yapıldığından, elde edilen bulguların farklı kaya kütle özelliğine sahip formasyonlarda geçerli olmayabileceği göz önünde bulundurulmalıdır.

KAYNAKLAR

- Altındağ, R., 2003. Estimation of penetration rate in percussive drilling by means of coarseness index and mean particle size, *Rock Mech. Rock Eng.*, 36, s.323–332.
- Altındağ, R., 2004. Evaluation of drill cuttings in prediction of penetration rate by using coarseness index and mean particle size in percussive drilling, *Geotechn. Geol. Eng.*, 22, s.417–425.
- Fish, B.G., 1968. The basic variables in rotary drilling, *Mine and Quarry Engineering*, 27, s.74–81.
- Howarth, D.F. ve Rowland, J.C., 1987. Quantitative assessment of rock texture and correlation with drillability and strength properties, *Rock Mech. Rock Eng.*, 20, s.57–85.
- Kahraman, S., Balci, C., Yazıcı, S. ve Bilgin, N., 2000. Prediction of the penetration rate of rotary blast hole drills using a new drillability index, *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, 37, s.729–743.
- Kahraman, S., 2002. Correlation of TBM and drilling machine performances with rock brittleness, *Eng. Geol.*, 65, s.269–283.

- Kahraman, S., Bilgin, N. ve Feridunoglu, C., 2003. Dominant rock properties affecting the penetration rate of percussive drills, *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, 40, s.711-723.
- Kahraman, S., Develi, K., ve Yaşar, E., 2004. Predicting the penetration rate of percussive blasthole drills using coarseness index and median particle size, *CIM Bulletin*, 97, s.1-4.
- Pandey, A.K, Jain, A.K. ve Singh, D.P., 1991, An investigation into rock drilling, *Int. J. Surface Min. Recl.* 5, s.139-14.
- Pathinkar, A.G. ve Misra, G.B., 1980. Drillability of rocks in percussive drilling from 'energy per unit volume' as determined with a microbit, *Min. Eng.*, 32, s.1407-1410.
- Roxborough, F.F. ve Rispin, A., 1972. *The Mechanical Cutting Characteristics of The Lower Chalk*, University of Newcastle Upon Tyne, Newcastle.
- Schmidt, R.L., 1972. *Drillability studies- Percussive drilling in the field*. US Bureau of Mines RI 7684,
- Selim, A.A. ve Bruce, W.E., 1970. *Prediction of penetration rate for percussive drilling*. US Bureau of Mines RI 7396.
- Wijk, G., 1991. Rotary drilling prediction, *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, 28, s.35-42.

Murgul Çakmakmaya Sahasında Kullanılan Bitlerin Karşılaştırması

Comparison of the bits that using in Murgul Çakmakmaya

C. Uzun

Maxam Anadolu Patlayıcı Maddeler

Y. Kara

Eti Bakır A.Ş.

R. Işıkçı

Eti Bakır A.Ş.

ÖZET Günümüzde açık işletmelerde yapılan madencilik çalışmalarında maden fiyatlarının son yıllarda düşüşte olması, yedek parça fiyatlarının ve ilk yatırım maliyetlerinin artması sebebi ile her tüketim giderinin detaylı olarak incelenmesinin gerekliliği oluşmaktadır. Bu nedenle çalışma yoğunluğunda bulunan çözümlerin ne kadar ekonomik ve pratik oldukları mühendislik hesaplarıyla ortaya konulmalı, kullanım sürelerinin ve ekonomikliğinin artırılması önemi irdelenmelidir.

Bu çalışmada Artvin Murgul’da bulunan Eti Bakır A.Ş. ye ait Murgul İşletme Müdürlüğü’ne ait Çakmak kaya sahasında yapılan delme işlemlerinde kullanılan muadil bitler karşılaştırılmıştır, arazide verdikleri çalışma saatleri, metrajlar, kazı miktarları ve genel randıman parametreleri kıyaslanmıştır. Kullanım süresi, verimlilik, zaman kayıpları konularında maliyet analizleri yapılarak gerekli önerilere yer verilmiştir.

ABSTRACT In today's mining operations in open pits, ore prices are tend to fall in recent years, spare parts and initial investment costs have increased, each cost item of the whole operation must be examined. The economical benefits and practicality of the solutions found in the workload must be demonstrated by engineering studies. The importance of increasing economical benefits and decreasing of consumables/spare parts is to be examined.

In this study, Eti Bakır A.Ş. located in Artvin Murgul. We compared comparable drill bits used in drilling operations performed in Çakmakmaya mine site belonging to Eti Bakır A.Ş. and compared the working hours, quantities, excavation quantities and general efficiency parameters given by the mine staff. Cost analysis and suggestions are included in usage time, productivity, time loss.

1 GİRİŞ

Kaya hareketi gerçekleşen şantiyelerde oluşan giderlerin detaylı olarak irdelenmesi gerekliliği artan rekabet, düşük maliyet yüksek kalite, Ar-Ge, iş sağlığı güvenliği giderleri gibi çağımızda zorunluluk haline gelen giderlerin artması nedeniyle gün geçtikçe önem kazanmaktadır. Madencilik yatırım projelerinin değerlendirilmesi, proje gelirlerinin yanında proje maliyetlerinin de gerçeğe yakın tahmin edilmesini gerekli kılmaktadır. Bununla beraber, madencilik faaliyetlerini etkileyen parametrelerin çok sayıda ve oldukça karmaşık olmaları, söz konusu gerekliliğin sağlanmasını güçleştirmektedir. Bu konuda ki çalışma Artvin Murgul'da bulunan Eti Bakır A.Ş. Murgul işletme müdürlüğü bünyesindeki açık kazı çalışma sahasında uygulandı ve kullanılan bitlerin maliyetlerini detaylı olarak inceleyerek, bu çalışmalarda ki aşamalar ve ulaşılan sonuçlar başlıklar halinde sıralanmaktadır. (Tamzok N. 2007)

- Çakmakaya sahası jeolojisi
- Delme ve Patlatma
- Delme
- Kullanılan bitlerin karşılaştırılması
- Hesaplamalar
- Sonuçlar

2 ÇAKMAKKAYA SAHASI JEOLJİSİ

Murgul (Artvin) Yöresi' nde bulunan Çakmakaya bakır yatakları, Doğu Karadeniz Bölgesi' nde yaygın olarak gözlenen ve Kuroko tipi yataklar olarak tanımlanan volkano-sedimanter yan kayaçlı sülfid yataklarının tipik örneklerindendirler.

Çakmakaya yatağında, stockwork tipi cevher zonunun üst ve kenar kesimlerinde ince bir stratiform cevher zonu ile merccek şekilli bir jips zonu gözlenmekte ve üzerleri tavan tüfü ile örtülmektedir.

Cevher kırıntılarının şekli ve büyüklükleri oldukça değişken olup, stockwork tipi cevherleşmede gözlenen mineralleri içermektedirler.

Çakmakaya sahasında yapılan ayrıntılı jeoloji çalışması sonucu sahanın stratigrafik dizilimi ortaya çıkarılmıştır. Çalışma sahasında izlenen birimler tavandan tabana doğru şöyle sıralanırlar. (Aydın O. 2016)

- Andezitik tüf-breş-aglomera
 - Porfiri dasit
 - Mor tüf
 - Bantlı tüf
 - Çamur taşı, Kıltaşı, Siltaşı
 - Tüf-Breş
 - Dasitik tüf
- } Örtü Kayaçlar

2.1 CEVHERLEŞME ŞEKLİ

Çakmakaya açık işletme sahasındaki cevher birbirini kesen çok sık damar ve damarcıklardan oluşmuş ağsal tipte bir cevherleşmedir. Bu esas cevherleşmenin yanında saçınımlı şekilde cevherleşme de gözlenmektedir. Bütün bunların yanında ağsal tip cevherleşmeyi kesen kalınlıkları 5 – 10 metre olan kayaç kuvars – pirit – kalkopirit damarları mevcuttur. (Aydın O. 2016)

3 DELİK DELMEYİ ETKİLEYEN PARAMETRELER

3.1. Delme Hızı

Delik delme işlemi sırasında matkabın kayaç veya cevher kütlesi içindeki ilerleme hızı olup, cm/dak birimiyle ifade edilir.

Delik delme işleminde, delme hızını etkileyen faktörler aşağıdaki gibi sıralanabilir:

- Kayaç veya cevher kitlesinin mineralojik yapısı
- Delme makinesinin gücü
- Matkap ve delici çubuğun yapıldığı malzeme cinsi
- Matkabın tipi ve delik delme çeşidi
- Matkaba yapılan basınç (baskı kuvveti)
- Seçilen delik çapı ve derinliği
- Delik dibi temizleme çeşidi (hava veya su ile)
- Delme makinesine giren havanın basıncı
- Eğik veya dik delik delme
- Döner delicilerin devir sayısı
- Matkap veya tijlerin değiştirilme zamanı
- Ateşleme, kırılmalar ve beklenmeyen arızalar dolayısıyla kaybolan zaman
- Kalifiye işçilik

3.2. Delinecek Formasyonun Özellikleri

Kayaçın sertliği, mukavemeti ve aşındırıcılığı, delme hızı ve delme işlemini etkileyen önemli faktörlerdir. Uygulamalar sırasında, iri tanelerden oluşmuş ve gevrek taneli yapıya sahip kayaçların daha kolay delinebildiği saptanmıştır.

Sertlik, matkabın aşınmasında önemli rol oynar. Kayaçların delinebilmesinde kayaç sertliğinden çok, formasyonun delinmeye karşı gösterdiği direnç ve formasyon içindeki süreksizlikler önemlidir. Süreksizliklerin (çatlak, fay, kırık) çok fazla bulunduğu formasyonlarda delik delme işlemi daha zordur.

Yapılan deneyler sonucunda, kayaçlar, delinebilme esasına göre 4 sınıfa ayrılmıştır. Bu denemelerde granit baz alınmış ve bu kayacın delinme hızı 1.0 olarak kabul edilmiştir.

Buna göre;

- **Çok Sert Kayaçlar:** Delinebilme hızı 0,5 saat/metre ve daha az olan kayaçlardır. Bu tür kayaçlara ince taneli gri hematit ve takonitler örnek gösterilebilir.
- **Sert Kayaçlar:** Delme hızı 0.6-1.0 saat/metre arasındadır. Granitler ve gnays örnek verilebilir.
- **Normal Kayaçlar:** Delme hızı 1.0 - 1.5 saat/metre arasında değişen kayaçlardır. Bu gruba kalker, dolomit, mermer, şist, porfiriler örnek olarak verilebilir. Bu kayaçların delinmesi kolaydır.
- **Yumuşak Kayaçlar:** Delme hızları 1.5 saat/metre ve daha fazla olan kayaçlardır. Bu tür kayaçların delinmesindeki güçlük, delik içerisine dolan kırıntılardan kaynaklanmaktadır.

Yüksek sertlikte ve aşındırıcı özellikteki kayaçlar için ağır darbeli deliciler, orta dayanımlı kayaçlar için orta ağırlıktaki darbeli veya ağır döner deliciler, aşındırıcı ve gevrek kayaçlar için hafif darbeli deliciler veya döner delici makineler kullanılır. (Kara M.Y. 2016)

4 DELME

Çakmakmaya sahasında cevher çıkarma işi delme patlatma ile yapılmaktadır. Üretim dalgeleri L8-Rocklar ile yapılmakta olup patar topuk ve presplitting dalgelerinde D7 Rocklar kullanılmaktadır.

Delgi paterni, cevher ve dekapaj atımları olarak iki farklı şekilde uygulanmaktadır. İlgili veriler aşağıda verilmiştir.

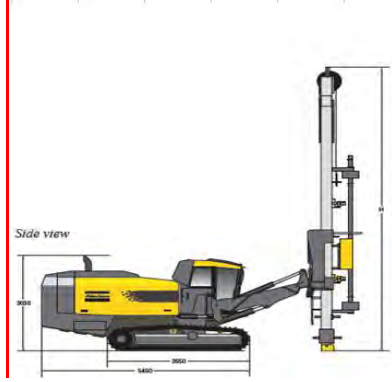
Çizelge 1. Delgi Paternleri

	Cevhe r	Dekapaj
Basamak Boyu (m)	10	10
Delgi Boyu (m)	11	11
Sıkılama (m)	6	6
Kolon Şarj (m)	5	5
Taban Şarj (m)	1	1
Şarj Boyu (m)	7	7
Delik Yükü (m)	5	4,5
Delikler Arası Mes. (m)	5	4,5

Çakmakmaya sahasında L8-Rocklar kullanılmaktadır. Çakmakmaya bölgesinde basamak boyları 10m olarak belirlenmiştir. Yapılan atımlar ve edinilen tecrübeler göre en iyi atım verimliliği için delgi düzeni ve patern; Cevher bulunan kayalarda yapılan delgilerde kare düzen ve delgi paterni delik yükü 4,5 metre delikler arası mesafe 4,5 metre olduğunda, dekapaj kazılarında yapılan delgilerde ise kare düzen ve delgi paterni delik yükü 5 metre delikler arası mesafe 5metre olarak belirlenmiştir.

Çakmakmaya sahasında kullanılan L8-Rockların genel özellikleri aşağıda belirtilmiştir.

- Motor tipi CAT C13, Tier III/stage,
- Motor gücü 328 kW 440 HP
- (h1) Bom yükseklik 3.500 mm
- Makine uzunluk (yürüme pozisyonu) 11.700 mm
- (h2) Yükseklik 3.350 mm
- (l2) Uzunluk 10.700 mm
- (H) Yükseklik bom uzun 11.700 mm
- (H) Yükseklik bom kısa 9.390 mm
- (k)Makinenin yerden yüksekliği 405mm



Şekil 1. Delici Makine (Atlas Copco. 2010, L8 Katalog)

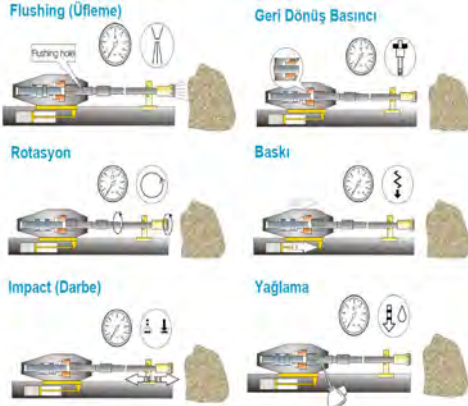
4.1.Delici Takım Ömrüne Etki Eden Faktörler

- Makina ayarları (baskı, rotasyon, darbe, tij ekleme sistemi)
- Operatörün tecrübesi
- Formasyona uygun delici takım ve uç kullanılmaması
- Yıpranmış delici uçların bilenmeden kullanılması

4.2.Delik Delmede Dikkat Edilecek Hususlar

Delme işleminin kalitesini arttıracak her müdahale ve ayrıntı, günün sonunda toplam maden maliyetimizi etkileyecektir. Randımanlı bir delme gerçekleştirilemiyorsa kaliteli bir patlatmadan da söz edilmesi mümkün değildir.

Delik delme sırasında, delici makinenin üzerinde kontrol etmeniz gereken 6 ana parametre vardır. Bu parametrelerin düzenli olarak operatör tarafından kontrol edilmesi; delici takımınıza zarar gelmeden müdahale etmesini sağlayarak, delici takımını korur ve ömrünü uzatır. Bu parametreler şekil 2 de belirtilmiştir.



Şekil 2. Delici Makine Kontrol Parametreleri

Delici takımı ve delici uç seçimi aşağıdaki özelliklere bağlıdır.

- Delik çapı
- Kayaç tipi
- Delici tabanca
- Delik paterni

5. KULLANILAN BİTLERİN KARŞILAŞTIRILMASI

Çakmakkaya sahasında L8-Rocklar da delici makineler da 2 çeşit bit kullanılmaktadır. Bunlar bilen bitler ve bilenmeyen bitler olarak ikiye ayrılır.

Bu iki bitinde kendine göre avantaj ve dezavantajları mevcuttur.

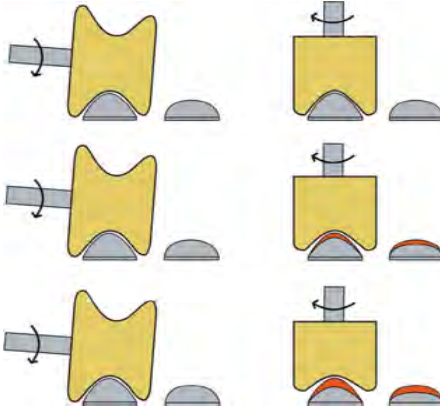
Bilenmeyen bitlerin bilen bitlere göre avantajlarını şu şekilde sıralamak mümkündür.

- Tabanca Değişim Süresi: Eğer buton, buton çapının 1/2 - 3/4 oranında aşırırsa, penetrasyon oranı, orijinal penetrasyon oranına göre 1/3 oranında azalır. Bu durumda delici takım ve bitin üzerindeki baskı artacaktır. Teorik olarak delici takımın ömrü %30 oranında azalır.

- Delgide Yaşanan zaman kaybı: Bilen bitlerde 10m lik basamak boyunda ki dekapaj delgilerinde her 3 delgide 1 cevherli delgilerde ise her delgide bitleri değiştirmek gereklidir. Bu da operatörün ve makine için zaman kaybı demektir.
- Kullanılan bileme taşı ve maliyeti: Bilen bitlerde dekapajda her 3 delgide 1 cevherde ise her delgide 1 bitlerin bilenmesi gerekmektedir. Ortalama bir bit 8 defa bilemeye girmektedir. Bu da ekstra bileme taşı maliyeti anlamına gelmektedir.
- Bileme Ustası: Bilen bitler için ekstra bir bileme ustası çalıştırmak gerekiyor. Bu da ekstra bileme maliyeti makine maliyeti ve iş kazası riskini meydana getirmektedir.
- İş Kaybı: Bilen bitlerde bilenmeyen bitlere göre daha fazla duruş olmaktadır. Bu da beraberinde iş kaybını getirmektedir.
- İş Kazası Riski: Bilen bitlerin bilenmeyen bitlere göre her bir delgide değiştirme zorunluluğu tehlikeli bölgelerde çalışan operatörler için ekstra iş kazası riski doğurmaktadır. Her bit değişiminde operatör makineden inmek zorunda ve iş kazası riski gerek bitleri değişim sırasında gerekse şevlerden gelecek taşlar konusunda iş kazası riskini arttırmaktadır.
- Operatörün Çalışma Performansı: Bitlerin değişimi esnasında operatör sürekli aşağıya inmek zorunda kalmakta bu da o operatörün iş verimliliğini azaltmaktadır.
- Kaybolan Bit Miktarı: Delgi grubu hazırlamak için birden fazla bit gerekmedir. Makinelerin çalışma sahasında kalan bitler zaman içerisinde çamura karışıp kaybolmaktadır ve kaybolan bitler cevher atımlarında yüklenerek çeneli kırıcılara gitmektedir. (Kara M. Y. 2016)

5.1.Bitlerin Bilenme Gerekçeleri

Şekil 4 de verildiği üzere çıplak gözle görülemeyecek büyüklükte kılcal çatlaklar (snake skin) oluşmaktadır. Bu şekilde olan bitlerin mutlaka taşlanması gerekmektedir. Aksi takdirde kılcal kırıklardan başlayarak kırılabilir. Bazen aşınmış olan buton, çok sivri kenarlı şekil alabilmektedir. Bu sivri kenarlar çok kırılmalıdır ve bitin taşlanmadan bu şekilde kullanılması sonucunda buton kırılabilir. Kullanılan süre içinde bitte oluşan aşınma şekil 3 de verilmiştir.



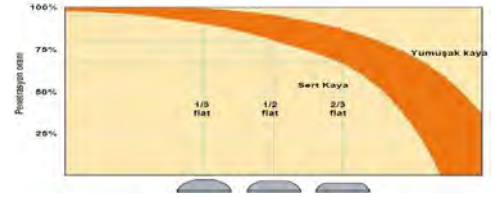
Şekil 3. Kullanım süresince bitin aşınması (Atlas Copco.2016)

Buton %30 oranında aşındığında, butonların kendi arasındaki ve butonların kaya ile arasındaki mesafe %30 oranında azalır. Bu durumda, butonlar tarafından kırılan kaya parçacıkları yeterli oranda temizlenemez ve yeniden kırılacak şekilde delik dibinde kalır. Bu durumda bit yeterli ilerleme sağlayamaz ve darbe mekanizması sıkışan parçaların tekrar kırılması için çaba sarf eder. Bu durumda istenilen penetrasyon oranında delik delinemez, delici takım ve darbe mekanizması yıpranır.İstenilen penetrasyon oranları ile ilgili grafik şekil 5 de verilmiştir. (Kara M.Y. 2016)



Şekil 4. Kılcal çatlaklar (Mertyurek E.2016)

Neden bitleri bilememiz gerekiyor?



Şekil 5. Penetrasyon Oranı (Atlas Copco.2016)

6. HESAPLAMALAR

Yapılan incelemeler ve edinilen tecrübeler sonucunda bilenmeyen bitlerin deldiği metrajlar için aşağıda ki sonuçlar çıkarılmıştır.

Çizelge 2. Uzun ömürlü bit saha denemeleri

İT SAYISI	KOD	TAKİLDİĞİ TARİHİ	TAKİLDİĞİ MOTOR SAATİ	TAKİLDİĞİ TABANCA SAATİ	CEVHER METRAJ (M)	DEKABAJ METRAJ (M)	KARIŞIK METRAJ (M)	SON MOTOR SAATİ	SON TABANCA SAATİ	TOPLAM METRAJ (M)	NET MOTOR SAATİ	NET TABANCA SAATİ
1	C-7097	19.11.2014	4618	1219	1022	303	702	4685	1251	2022	67	32
2	C-7097	03.01.2015	4953	1371	1364	141	176	5045	1415	1681	92	44
3	C-7097	15.01.2015	5045	1415	415	288	1475	5147	1463	2178	102	48
4	C-7097	15.02.2015	5147	1462	307	76	522	5194	1488	905	47	26
5	C-7097	15.02.2015	5205	1492	392	0	968	5278	1532	1360	73	40
6	C-7095	20.11.2014	12815	10959	1306	200	524	15584	11001	1506	2769	42
7	C-7095	03.01.2015	69	11068	1182	129	YOK	138	11102	1311	69	34
8	C-7095	25.01.2015	161	11111	1377	237	336	224	11140	1614	63	29
9	C-7095	20.02.2015	227	11142	908	0	1096	322	11184	908	95	42
10	C-7095	23.01.2015	158	11106	85			161	11111	85	3	5
11	C-7056	31.11.2014	15015	3086	825	428	0	15041	3100	1253	26	14
12	C-7056	16.01.2015	15218	3179	1264	128	172	15299	3219	1564	81	40
13	C-7238	03.01.2015	15699	ARZALI	98	0	1032	15750		1130	51	
14	C-7238	16.01.2015	15750	ARZALI	230	0	1394	15818		1624	68	
15	C-7238	24.01.2015	15818	ARZALI	225	0	1428	15897		1653	79	

Çizelge 2 de görüldüğü gibi bilenmeyen bitler için Çakmakmaya sahasında dekapaj da 10 metrelik delgiler baz alındığında 160 delgi

yani 1600 metre gibi bir ortalama değer, cevherde ise 120 delgi 1200 metre gibi bir ortalama değerden bahsetmek mümkündür.

Şimdi bunları bir örnekte inceleyecek olursak:

Bileme Ustası Maaşı = 2.400 tl

TOPLAM = 236.368 TL

Çakmakkaya Sahasında 1 ay için yapılan cevher ve dekapaj üretim planları

Çakmakkaya Dekapaj 300.000 m³

Çakmakkaya Cevher 100000 m³

6.1. Bilenen Bit

Dekapaj için 1 Bit = Delinen Delgi Sayısı * Basamak Boyu* Bileme Sayısı* Delik Paterni

Dekapaj için

3 Delgi* 10 m *8Bileme=240 m*(5m*5m)=6000m³ 1 Bit için

300000 m³/6000 m³=50 Bit gerekli

1 Bileme Taşı 1 Bit biliyor 50 Bit=50 Bileme Taşı

Cevher için 1 Bit = Delinen Delgi Sayısı * Basamak Boyu* Bileme Sayısı* Delik Paterni

Cevher İçin

1 Delgi* 10 m *8Bileme=80 m*(4,5m*4,5m)=1620m³ 1 Bitin için

100000 m³/1620 m³=62 Bit Gerekli

1 Bileme Taşı 1 Bit biliyor 62 Bit=62 Bileme Taşı

1 Ay için yapılan bilenen bit maliyeti (1 Bit=1.764 tl) (1 Bileme Taşı=325 tl)

50Bit dekapajda + 62 Bit cevherde = 112 Bit *1.764=197.568 tl

50 Bileme Taşı+62 Bileme Taşı= 112 Bileme Taşı*325.00= 36.400tl

6.2.Bilenmeyen Bit

Dekapaj için 1 Bit = Delinen Delgi Sayısı * Basamak Boyu* Delik Paterni

Dekapaj için

160 Delgi *10m*(5m*5m)=40000 m³ 1 Bit için

300000 m³/40000 m³=8 Bit Gerekli

Cevher için 1 Bit = Delinen Delgi Sayısı * Basamak Boyu* Delik Paterni

Cevher İçin

120Delgi*10m*(4,5m*4,5m)=24300 m³

100000 m³/24300 m³=4Bit Gerekli

1 Ay için yapılan bilenmeyen bit maliyeti (1 Bit=7.155 tl)

8Bit Dekapajda =8*7155.00=57.240 tl

4Bit Cevherde =4*7155.00=28.620 tl

TOPLAM= 85.860 TL

7.SONUÇLAR

Örnekte de görüldüğü gibi bilenmeyen bitler bilenen bitlere oranla maliyet açısından yarı yarıya ,verimlilik açısından baktığımızda ise %30 gibi bir verimlilikten bahsetmek mümkündür. Bu miktarda madencilik faaliyetlerinin maddi olarak firmaları zorladığı çağımızda önemli bir tasarruftur. Ayrıca bilenmeyen bitlerde her delgide bit değişimi yapılmayacağından dolayı çok daha sağlıklı bir üretim ve iş kazalarının en aza indirilmesi mümkün olmaktadır. Satın alma maliyeti karşılaştırılabilir diğer muadiline göre 4 katı daha pahalı olmasına rağmen yapılan incelemelerimizde ve edindiğimiz tecrübelerimize göre bilenmeyen bitler, bilenen bitlere göre daha verimli olduğu tespit edilmiştir. Bu çalışmayla mühendislikte hesaplama ve irdelemenin ne kadar önemli ve belirleyici olduğu rakamlarla gösterilmiştir.

KAYNAKLAR

- Tamzok N. 2007, Madencilik yatırım projelerinde işletme dönemi giderleri – Ankara
- Kara M.Y. 2016, Çakmakaya sahası delici makinelerin incelenmesi ve bitlerin karşılaştırılması kişisel çalışma notları (Yayımlanmamış)
- Aydın O. 2016, Çakmakaya saha jeolojisinin incelenmesi kişisel çalışma notları (Yayımlanmamış)
- Atlas Copco. 2010, L8 Katalog
- Atlas Copco.2016, Grinding equipment product catalogue
- Mertyurek E.2016, Delme ekipmanları eğitim notları

Kayaç Kesilebilirliği ve Delinebilirliği Çalışmaları İçin Yeni Bir Kaya Kesme Düzeneği: Düşey Kayaç Kesme Seti

A New Testing Equipment for Rock Cuttability and Drillability Studies: Vertical Rock Cutting Rig

S. Yaşar, Ö. Yaşar, A.O. Yılmaz

Karadeniz Teknik Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Trabzon

ÖZET Bu çalışmada tamamen monte/demonte edilebilir, taşınabilir ve seri üretime uygun olarak tasarlanan düşey kayaç kesme seti (DKKS) genel hatları ile tanıtılmış ve gerçekleştirilen bazı kesme deneylerinin sonuçları özetlenmiştir. Beş farklı kayaç üzerinde gerçekleştirilen pozitif açılı basit kama tipi kesimler ile gerçekleştirilen deneylerin sonuçları sunulmuş ve elde edilen sonuçlar geçmiş çalışmalar ile kıyaslanmıştır. Buna ek olarak, sadece kayaç kesilebilirliği değil delinebilirliği ya da kayaç dayanım tahmininde de kullanılabilen negatif açılı kama tipi kesimler ile yapılan kaya kesme deneyleri gösterilmiştir ve bu deneylerin gelecekte ne gibi faydalar sağlayabileceği tartışılmıştır. DKKS ile kaya kesme deneyleri genel hatları ile irdelenmiş ve üstünlükleri/zayıflıkları tartışılmıştır. Sonuç olarak, DKKS’de kaya kesme deneylerinin rutin bir kaya mekaniği deneyi gibi gerçekleştirilebildiği gösterilmiştir.

ABSTRACT In the present study, vertical rock cutting rig (VRCR), which was designed and produced as a wholly mountable/demountable, mobile and is ready for a mass production, was basically introduced and some experimental results of cutting tests were summarized. Five different rocks were conducted to rock cutting tests with a positive rake angled simple shaped chisel pick and tests results were compared with the previous studies. In addition to this, tests with a negative rake angled chisel pick were demonstrated which is used not only for cuttability estimation but also for drillability and strength prediction of different rocks. Additionally, advantages of the testing with a negative angled pick were showed. Rock cutting with VRCR was investigated briefly and superiorities/drawback of VRCR were discussed. Consequently, it has been shown that rock cutting test with VRCR may be performed like a routine rock mechanics test.

1 GİRİŞ

Her ne kadar delme ve patlatma yöntemi dayanımı ve aşındırıcılığı çok yüksek olan formasyonlarda kaçınılmaz kazı yöntemi olsa da mekanize kazı, madencilik ve tünelticilik kazılarında delme ve patlatma ile kazı yöntemine karşı başvuru olan tek alternatif ekonomik kaya parçalama ve kazı yöntemidir. Mekanize kazı, uygun koşullar altında delme & patlatma yöntemine göre birçok avantaj sunmaktadır (iş güvenliği, yüksek ilerleme

hızı, sürekli kazı vb.). Ancak, kazı makineleri kazı yapılacak olan formasyona uygun bir biçimde seçilmelidir. Aksi takdirde geri dönüşü olmayan ekonomik kayıplara sebebiyet verilebilir.

Bir mekanize kazı projesi öncesinde sorulması gereken üç soru bulunmaktadır (Breeds ve Conway, 1992). Birincisi, söz konusu olan makine formasyonu kesebilir mi? İkincisi, eğer kesebilirse ne kadar hızla kesebilir? Ve son olarak da bu performansı

sağlamanın ekonomik maliyeti nedir? Kesilebilirliğin henüz kabul edilmiş tam bir tanımının olmadığını (Roxborough, 1986) belirtmekle birlikte, yukarıda bahsedilen ilk iki sorunun cevabının aranması işine kesilebilirlik çalışmaları adı verilebilir.

Kazı makinelerinin kesici kafalarında kaya kesme işlemini gerçekleştiren keski bulunmektedir. Bu keskinin performansı ise doğrudan kazı makinesinin performansını etkilemektedir. Sözü edilen makinenin kaya formasyonunu kesilebileceğinin tayin edilebilmesi için öncelikle, kesici kafadaki keskinin tek başına kaya formasyonunu kesmesi gerekmektedir. Bu durumun analizi ise çeşitli yöntemlerle yapılmaktadır. Bu yöntemlere örnek olarak, teorik yöntemler, görgül yöntemler, kaya kesme deneyleri ve sahada kesme denemeleri gösterilebilir (Rostami ve Ozdemir, 1996). Ancak bu yöntemler içinde en hassas olan kaya kesme deneyleridir (Bilgin vd., 2014).

Kaya kesme deneyleri tam boyutlu kesme deneyleri ve küçük boyutlu kesme deneyleri olarak ikiye ayrılmaktadır. Tam boyutlu kaya kesme deneylerinde kesici kafalarda kullanılan keski ve büyük kaya blokları kullanılmaktadır. Ancak bu tip tam boyutlu kesme deney setleri sınırlı sayıda araştırma merkezinde bulunmaktadır ve bu deneyler için gereken büyük kaya numunelerinin elde edilmesi kimi zaman imkansızdır. Bundan dolayı çeşitli araştırmacılar, daha küçük boyutta kesme deneylerinin yapılabilmesi için alternatif kaya kesme deneyleri geliştirmişlerdir (Roxborough ve Philips, 1974; Detournay vd., 1997; Bilgin vd., 2010; Entacher vd., 2014; Kang vd., 2016; Yasar ve Yılmaz, 2017a).

Kaya kesilebilirliği çalışmaları dışında, kaya kesme deneyleri çeşitli amaçlar için de kullanılmaktadır. Bu çalışmalar; kayaçların döner kepçeli ekskavatörler için sınıflandırılması (Bölükbaşı vd., 1991; Ceylanoğlu vd., 1994; Koncagül, 1997), zincirli mermer kesme makinelerinin performans tahmini (Çopur, 2010; Çopur vd., 2011), kömür yan kayaçları için bir ripirlenebilirlik sınıflama sistemi tanımlanması (Başarı ve Karpuz, 2004; Başarı vd., 2008) ve kayaçların dayanım ve

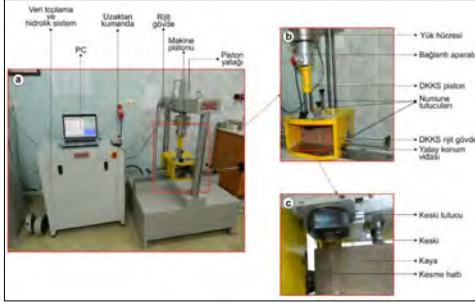
elastik özelliklerinin belirlenmesidir (Mitaim vd., 2004; Richard vd., 2012; Fairhurst, 2014). Bunlara ilave olarak, çeşitli araştırmacılar delinebilirlik ve kesilebilirlik terimlerini birbiri ile ilişkilendirmişlerdir (Yaşar vd., 2015; Yaşar ve Yılmaz, 2016; Yetkin vd., 2016). Son olarak da pik keskinin (kama tipi) döner delme makinelerinde 20. yüzyılın başlarından beri kullanılmasından dolayı (Besson vd., 2000), çeşitli araştırmacılar bu makinelerin delme mekanizmasını incelerken negatif uçlu keskinin kullanıldığı küçük boyutlu kaya kesme deneylerine başvurmuşlardır (Adachi vd., 1996; Dagrain vd., 2001; Dagrain vd., 2002; Gerbaud vd., 2006; Detournay vd., 2008; Zhou ve Detournay, 2014). Çok fazla kullanım alanı bulmasına rağmen, tam boyutlu kesme setleri gibi küçük boyutlu kesme setleri de sınırlı sayıda araştırma merkezinde bulunmaktadır, bu ekipmanların çoğunluğu sabit ve seri üretime çok uygun olmayan tasarımlara sahiptirler.

Bu çalışmada, daha önce geliştirilmiş olan (Yaşar, 2017) taşınabilir ve seri üretime uygun olan düşey kaya kesme seti (DKKS) genel hatları ile tanıtılmıştır. Buna ilave olarak, bazı delme makinelerinde kullanılan keski ile basit şekilli kama keski ile gerçekleştirilen kaya kesme deneylerinden elde edilen sonuçlar özet halinde gösterilmiştir. Ayrıca, negatif açılı bir uç ile gerçekleştirilen kesme deneylerinin sonuçları sunulmuştur. Son olarak, DKKS ile kaya kesme deneylerinin gerçekleştirilmesinin olumlu ve olumsuz yanları tartışılmıştır.

2 DÜŞEY KAYAÇ KESME SETİ (DKKS)

Düşey kaya kesme seti (DKKS), Yaşar (2017) tarafından geliştirilmiştir. Deney düzeneğinin detayları genel olarak çeşitli kaynaklardan takip edilebilir (Yaşar, 2017; Yasar 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 kayaca batarken 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. DKKS ile kaya kesme deneylerinde çeşitli keski kullanılabilmektedir. Bu keski; basit kama tipi, konik ve radyal keskidir (Yaşar, 2017; Yaşar ve Yılmaz, 2017a; 2017b; 2017c).

3 DÜŞEY KAYAÇ KESME SETİ İLE KESME DENEYLERİ

3.1 Basit Kama Tipi Keski ile Kaya Kesme Deneyleri

Beş farklı volkanik kayaç (kırmızı andezit, yeşil tüf, gri tüf, kahverengi vitrik tüf ve sarı vitrik tüf) numunesi üzerinde basit kama tipi keski yardımı ile hem etkileşimli modda hem de etkileşimsiz modda kesme deneyleri yapılmaya çalışılmıştır. Deneylerde kullanılan numunelerin boyutları 10 cm x 23 cm x 20 cm'dir. Bu deney numuneleri orta dayanım sınıfına ait kayalardır, homojenlerdir ve görünür süreksizlik içermemektedirler.

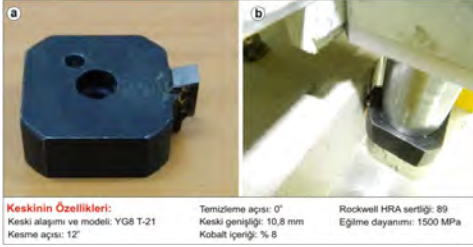
Etkileşimsiz kesme deneyi, birbirini izleyen kesme hatları arasındaki uzaklığın belirli bir değerin üzerinde tutularak kesme hatlarında birbirinden bağımsız olacak şekilde kesme yapılması anlamına gelmektedir. Etkileşimsiz kesmeler 1 mm ile 6 mm arasında değişen kesme derinliklerinde gerçekleştirilmiştir. Her numune her kesme derinliğinde en az iki-üç kez kesilmiştir ve bu değerlerin ortalaması alınmıştır.

Keski kesici kafalara belirli bir dizilimde yerleştirildiğinden dolayı, etkileşimli kesme deneylerine ihtiyaç duyulmaktadır. Keski birbirine öyle bir pozisyonda yerleştirilir ki birbiri ile etkileşirler. Etkileşimsiz kesme deneylerinden elde edilen bilgilerden, spesifik enerjinin 6 mm kesme derinliği civarında yatay asimptota yakınsamaktadır. Bundan dolayı, etkileşimli kesme deneylerinde kesme derinliği 6 mm olarak sabitlenmiştir. Keski arası mesafe (s) ise 3, 4, 5 ve 8 olarak seçilmiştir. Her deney en az üç kere tekrarlanmıştır. Şekil 2'de deneyde kullanılan keski ve özellikleri gösterilmiştir.

3.2 Negatif Açılı Kama Keski ile Kaya Kesme Deneyleri

Negatif uçlu kama keski, Roxborough ve Philips (1974) tarafından geliştirilen karot kesme deneyinde kullanılmaktadır. Buradan elde edilen spesifik enerji değeri, McFeat-Smith ve Fowell (1979) tarafından önerilen metot kullanılarak kollu galeri açma makinelerinin net kazı hızlarının kestirilmesinde kullanılmaktadır. Daha önce

de belirtildiği gibi, negatif uç açılı kama tipi keski ile yapılan kesme deneylerinin sonuçları delme/makinelemede kullanılan keski ile delme/kesme mekanizması ve kayaların dayanım ve elastik özelliklerinin belirlenmesinde kullanılmaktadır.



Şekil 2. (a) Basit kama tipi keski ve özellikleri (b) Basit kama tipi keski ile kaya kesme (Yaşar, 2017).

Buna ilave olarak, Balcı ve Bilgin (2007) karot kesme deneylerinden elde edilen spesifik enerji değerinin tam boyutlu kesme deneylerinden elde edilen optimum spesifik enerji değerine çevrilebilmesi için bir eşitlik (Eşitlik 1) geliştirmişlerdir. Bu eşitlik sayesinde, tek keski ile yapılan karot kesme deneyinden elde edilen spesifik enerji, optimum spesifik enerji değerine çevrilir ve bu değer doğrudan Rostami vd. (1994) tarafından önerilen performans tahmin metodunda (Eşitlik 2) girdi parametresi olarak kullanılabilir. Bu eşitlikler sırası ile aşağıda gösterilmiştir.

$$SE_{opt} = 0,60SE + 0,68 \quad (1)$$

Burada;

SE_{opt} = Tam boyutlu kesme deneyinden elde edilen spesifik enerji, MJ/m³,

SE = Küçük boyutlu kesme deneyinden elde edilen spesifik enerji, MJ/m³'dir.

$$NKH = k \frac{P}{SE_{opt}} \quad (2)$$

Burada;

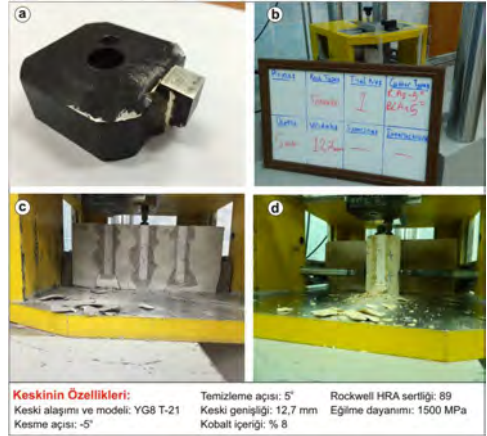
SE_{opt} = Tam boyutlu kaya kesme deneyinden elde edilen spesifik enerji, kW/s/m³,

P = Makinenin kesici kafa gücü, kW,

NKH = Net kazı hızı, m³/s.

k = Enerji transfer oranıdır.

Negatif uçlu kama keski ile kaya kesme deneyleri 6 farklı orta dayanım sınıfında olan volkanik kayaç (kırmızı andezit, gri andezit, yeşil tüf, gri tüf, kahverengi vitrik tüf ve sarı vitrik tüf) üzerinde gerçekleştirilmiştir. Kesme deneyleri 5 mm kesme derinliğinden gerçekleştirilmiştir. Her deney en az üç kez tekrar edilmiştir. Deneyler, basit şekilli kama keski gibi blok numuneler üzerinde uygulanmıştır. Ancak istenildiği takdirde çeşitli çaplardaki karot numuneleri üzerinde de bu keski ile kesme deneyleri yapılabilmektedir. Negatif açılı kama keski, keskinin özellikleri ve bu keski ile kesme deneyleri Şekil 3'te verilmiştir.



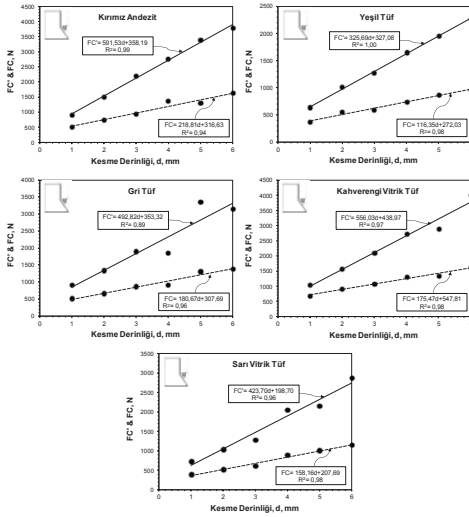
Şekil 3. (a) Karot kesme deneyinde kullanılan keski ve özellikleri (b) Deney öncesi hazırlık (c) Blok numune üzerinde kesme deneyi (d) Karot numunesi üzerinde kesme deneyi (Yaşar, 2017).

4 KESME DENEYLERİ İLE İLGİLİ DEĞERLENDİRME

4.1 Basit Kama Tipi Keski

Teorik ve deneysel çalışmalardan elde edilen sonuçlardan kama tipi keski ile kesmede, kesme kuvvetinin kesme derinliği ile lineer olarak arttığı bilinmektedir (Potts ve Shuttleworth 1958; Evans 1958, 1962; Evans ve Pomeroy, 1966; Nishimatsu 1972, 1993;

Çopur 2010) ve bu aksiyomatik bir durumdur. Şekil 4'de 5 farklı volkanik kayaç için maksimum ve ortalama kesme kuvvetinin kesme derinliği ile değişimi görülmektedir. Bu şekilde maksimum ve ortalama kesme kuvvetinin kesme derinliği ile lineer olarak arttığı görülmektedir ve bu durum geçmiş çalışmalarla örtüşmektedir.

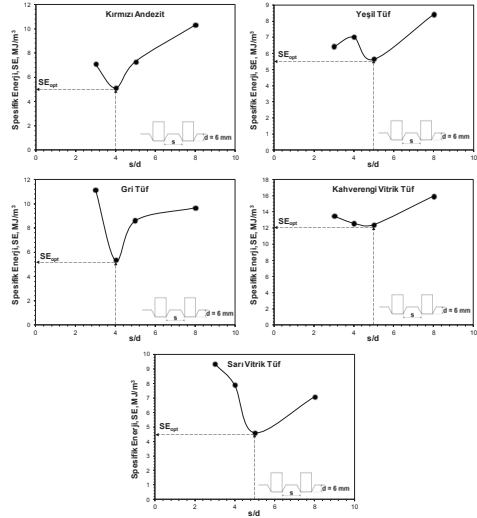


Şekil 4. Maksimum ve ortalama kesme kuvvetinin kesme derinliğine bağlı olarak değişimi (Yaşar, 2017; Yaşar ve Yılmaz, 2017a ve c).

DKKS'de kesme deneylerinin yapılabildiğinin gösterilmesinin ardından, kesme deneylerinin diğer bir modu olan etkileşimli kesme deneylerinin yapılabilirliği denenmiştir. Bu amaç için aynı kayaç numuneleri 6 mm sabit kesme derinliğinde etkileşimli kaya kesme deneylerine tabi tutulmuşlardır. Şekil 5'te spesifik enerji değerinin keski arası mesafenin (s) kesme derinliğine (d) oranı (s/d) ile değişimi verilmiştir.

Beş farklı magmatik kayaç numunesi için optimum keskinin kesme açısı, temizleme açısı ve genişliği gibi keski özellikleri değiştirilerek çeşitli araştırmacılar tarafından önerilen yöntemler yardımı ile gerek delinebilirlik çalışmalarında (Adachi vd., 1996; Dagrain vd., 2001; Dagrain vd., 2002; Gerbaud vd., 2006; Detournay vd., 2008; Zhou ve Detournay, 2014) gerekse de sığ derinliklerde

araştırmacılar da bu değer 2-5 arasında değiştiğini deneysel veriler ile göstermişlerdir (Barker, 1964; Roxborough ve Rispin, 1973; Roxborough, 1976).



Şekil 5. Maksimum ve ortalama kesme kuvvetinin kesme derinliğine bağlı olarak değişimi (Yaşar, 2017; Yaşar ve Yılmaz, 2017a ve c).

4.2 Negatif Açılı Keskinler

Düşey kayaç kesme setinde (DKKS), karot kesme deneyinin yapılabilirliği daha önceki çalışmalarda tartışılmış ve bu deneyin DKKS'de başarılı bir şekilde yapılabileceği gösterilmiştir (Yaşar, 2017; Yaşar ve Yılmaz, 2017a). Bu sayede, daha önceki bölümlerde belirtildiği gibi tek keski ile yapılan kesme deneylerinden elde edilen spesifik enerji değeri rahatlıkla kollu galeri açma makinelerinin performans kestiriminde kullanılabilir (Bkz. Eşitlik 1 ve 2).

Buna ek olarak, bu deney yöntemi negatif açılı keskinin kesme açısı, temizleme açısı ve genişliği gibi keski özellikleri değiştirilerek çeşitli araştırmacılar tarafından önerilen yöntemler yardımı ile gerek delinebilirlik çalışmalarında (Adachi vd., 1996; Dagrain vd., 2001; Dagrain vd., 2002; Gerbaud vd., 2006; Detournay vd., 2008; Zhou ve Detournay, 2014) gerekse de sığ derinliklerde

yapılacak olan kesmelerle kayaçların dayanım ve elastik özelliklerinin tahmininde (Mitaim vd., 2004; Richard vd., 2012; Fairhurst, 2014) kullanılabilecektir.

5 DKKS İLE İLGİLİ GENEL DEĞERLENDİRME

Düşey kayaç kesme seti (DKKS) ile yapılan deneylerden ve elde edilen verilerin değerlendirilmesi ve tartışılması ile birlikte birtakım sonuçlar elde edilmiştir. Bu sonuçları özetlemek gerekirse: etkileşimli ve etkileşimsiz kaya kesme deneyleri yapılabilmektedir, elde edilen kuvvet değerleri harici yük hücresi ile doğrulanmıştır ve kuvvet değerleri doğrudur, DKKS ile karot kesme deneyi (küçük boyutlu kesme deneyi) yapılabilmektedir.

Bunlara ek olarak, 1987 yılında düzenlenen 6. Uluslararası Kaya Mekanik Kongresi'nde toplanan bir grup kayaç kesilebilirliği ve delinebilirliği üzerine bir çalıştay düzenlemiştir. Bu çalıştayda karot kesme deneyi, Uluslararası Kaya Mekanik Derneği (ISRM) tarafından kayaç kesilebilirliği tayininde kullanılabilecek standart bir deney yöntemi olarak kabul edilmiştir. Ayrıca bu çalıştayda, kesilebilirlik ya da delinebilirlik tayininde kullanılacak olan bir deney yönteminin sahip olması gereken tüm özellikler şu şekilde sıralanmıştır (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.

Yukarıda sıralanan kriter/özelliklerin hepsi DKKS tarafından karşılanmaktadır. Buna ek olarak, DKKS tamamen sökülebilir/tekrar

monte edilebilir, taşınabilir ve seri üretime uygun olarak tasarlanmış ve imal edilmiştir. Ayrıca, hemen hemen her kaya mekanik laboratuvarında bulunan hidrolik test makinelerine bir eklenti olarak tasarlanan DKKS ile kaya kesme deneyleri bu ekipmanların olduğu tüm laboratuvarlarda gerçekleştirilebilecektir. Bu sayede, bir kaya kesme deneyi, adeta rutin bir kaya mekanik deneyi olarak kolayca uygulanabilecektir ve böylece kaya kesilebilirliği dolaylı olarak dayanım deneyleri ile değil, doğrudan kaya kesme deneyleri ile tayin edilebilecektir.

Her sistemin şüphesiz üstünlüklerinin yanında birtakım eksiklikleri de bulunmaktadır. DKKS ile ilgili göze çarpan ilk eksiklik keskiye etkileyen üç boyuttaki kuvvet bileşenlerinden yalnızca kesme kuvvetini ölçüyor olmasıdır. Bunun getireceği kısıtlamalar ve eksiklikler dikkatli bir şekilde incelenmelidir. Yanal kuvvet genellikle bir tasarım parametresi olarak kullanılmamaktadır (Yaşar vd., 2015). Ancak normal kuvvet özellikle de tam cepheli tünel açma makinelerinde önemli bir tasarım parametresidir. Ayrıca, kısmi cepheli galeri/tünel açma makinelerinde kesici kafa tepki kuvvetlerinin bulunmasında da normal kuvvete ihtiyaç duyulmaktadır. DKKS'de ise yalnızca kesme kuvveti ölçülmektedir. Kesme kuvveti hareketin yönündeki kuvvet olduğu için dinamiğin temel prensiplerine göre işi yapan kuvvet bileşenidir ve spesifik enerjinin bulunmasında kullanılmaktadır. Performans tahmini ve kesme kuvveti ile ilgili çalışmalarda DKKS şu anki hali ile yeterli olmakla birlikte normal kuvvet ile ilgili gerçekleştirilecek olan çalışmalarda tasarım üzerinde yenilikler yapılması gerekecektir.

6 SONUÇLAR

Bu çalışmada tamamen taşınabilir ve seri üretime uygun bir deney düzeneği olan düşey kayaç kesme seti (DKKS), genel hatları ile tanıtılmıştır. Bu deney setinde basit kama tipi keski ile yapılan kaya kesme deneylerinin sonuçları özet halinde sunulmuştur. Bu sonuçlar ışığında DKKS'de basit kama tipi keski ile kaya kesme deneylerinin başarılı bir şekilde yapılabileceği görülmüştür. Bu tip

keskiler, çeşitli rötari delme makinelerinin delici kafalarında bulunabilmektedir. Buradan elde edilen deneysel sonuçlar bu tip makineler için faydalı sonuçlar önerebilir. Buna ilave olarak, negatif açılı kesme deneyleri ile yapılan deneyler gösterilmiştir. Bu tip keskiler ile yapılan deneylerden elde edilen sonuçlar da delinebilirlik ve kayaçların dayanım ve elastik özelliklerinin belirlenmesinde kullanılabilir. Sonuç olarak, DKKS'nin ISRM tarafından talep edilen tüm kriterlere haiz olduğu ve kaya kesme deneylerinin başarılı bir şekilde yapılabileceği gösterilmiştir. Bu tip bir deney düzeneği sayesinde kaya kesme deneyleri rutin bir kaya mekaniği deneyi gibi yapılabilecektir.

KAYNAKLAR

- Adachi, J.I., Detournay, E., Drescher, A., 1996. Determination of Rock Strength Parameters from Cutting Tests, *2nd North American Rock Mechanics Symposium*, Montreal, Quebec, Canada.
- 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.
- Barker, J.S., 1964. A Laboratory Investigation of Rock Cutting Using Large Picks. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 1, 519–534.
- Bilgin, N., Balci, C., Tumac, D., Feridunoglu, C., Çopur, H., 2010. Development of a Portable Rock Cutting Rig For Rock Cuttability Determination, *EUROCK 2010*, Lausanne, 405–408.
- Bilgin, N., Copur, H., Balci, C., 2014. *Mechanical Excavation in Mining and Civil Industries*, CRC Press, 366 s.
- Besson, A., Burr, B., Dillard, S., Drake, E., Ivie, B., Ivie, C., 2000. On the cutting edge. *Oilfield Review*.
- Bölükbaşı, N., Koncagül, O., Paşamehmetoğlu, A.G., 1991. Material Diggability Studies for the Assessment of Bucket Wheel Excavator Performance, *Mining Science and Technology*, 13, 271-277.
- Breeds, C.D. ve Conway, J.J., 1992. Rapid Excavation, *SME Mining Engineering Handbook*, H.L. Hartman, Ed., Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, 1871-1907.
- Ceylanoğlu, A., Karpuz, C., Paşamehmetoğlu, A.G., 1994. Specific Digging Energy as a Measure of Diggability. *Third international symposium on mine planning and equipment selection*, Istanbul, Turkey.
- Çopur, H., 2010. Linear Stone Cutting Tests with Chisel Tools for Identification of Cutting Principles and Predicting Performance of Chain Saw Machines. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Science*, 47, 1, 104–120.
- Çopur, H., Balci, C., Tümaç, D., Bilgin, N., 2011. Field and Laboratory Studies on Natural Stones Leading to Empirical Performance Prediction of Chain Saw Machines. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Science*, 48, 269–282.
- Dagrain, F., Detournay, E., Richard, T., 2001. Influence of Cutter Geometry in Rock Cutting, *The 38th U.S. Symposium on Rock Mechanics*, 7-10 Temmuz, Washington, A.B.D.
- Dagrain, F., Richard, T., Detournay, E., 2002. Influence of Polished PDC cutters in rock cutting, *NARMS-TAC 2002 Symposium "Mining and Tunneling Innovation and Opportunity"*, Toronto, Kanada.
- Detournay, E., Drescher, A., Hultman, D.A., 1997. Portable Rock Strength Evaluation Device. United States Patent 5670711.
- Detournay, E., Richard, T., Shepard, M., 2008. Drilling response of drag bits: Theory and experiment, *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*, 45, 1347–1360.
- 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., 1958. Theoretical Aspects of Coal Ploughing, *Mechanical Properties of Non-Metallic Brittle Materials*, London, 451–468.
- Evans, I., 1962. A Theory of The Basic Mechanics of Coal Ploughing, *International Symposium on Mining Research*, vol. 2. University of Missouri, Pergamon Press, 761–768.
- Evans, I., ve Pomeroy, C.D., 1966. *The Strength, Fracture and Workability of Coal*. Pergamon Press, 277 s.
- Evans, I., 1972. Line Spacing of Picks for Efficient Cutting, *International Journal of Rock Mechanics and Mining Science & Geomechanics Abstracts*, 9, 355-359.
- Fairhurst, C., 2014. The Scratch Test An Innovative and Inexpensive Method to Determine the Compressive Strength and Mohr-Coulomb Failure Envelope for Sedimentary Rock, *8th Asian Rock Mechanics Symposium*, 14-16 Ekim, Sapporo, Japan, 438-446.
- Gerbaud, L., Menand, S., Sellami, H., 2006. PDC Bits : All Comes From the Cutter Rock Interaction,

- IADC/SPE Drilling Conference, Feb 2006, Miami, A.B.D.
- 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.
- Koncağül, O., 1997. Diggability Assessment of Bucket Wheel Excavators in Elbistan Lignite Mine, Doktora Tezi, Orta Doğu Teknik Üniversitesi, Ankara, 147 s.
- McFeat-Smith, I. ve Fowell, R. J., 1979. The Selection and Application of Roadheaders for Rock Tunneling. *Rapid Excavation Tunneling Conference*, Georgia, 1, 261-279.
- Mitaim, S., Dagrain, F., Richard, T., Detournay, E., Drescher, A., 2004. A Novel Apparatus to Determine the Rock Strength Parameters, *9th National Convention on Civil Engineering*, 19-21 Mayıs, Phetburi, Tayland.
- Nishimatsu, Y., 1972. The Mechanics of Rock Cutting, *International Journal of Rock Mechanics and Mining Science*, 9, 261-270.
- Nishimatsu, Y., 1993. Theories of Rock Cutting, *Comprehensive Rock Engineering*, J.A. Hudson, Ed., Oxford, Pergamon Press, 647-662.
- Potts, E.L.J., ve Shuttleworth, P., 1959. A Study of Ploughability of Coal with Special Reference to the Effects of Blade Shape, Direction of Planning to the Cleat, Planning Speed and Influence of Water Infusion. *Transactions of the Institution of Mining Engineers*, 117, 519-553.
- Richard, T., Dagrain, F., Poyol, E., Detournay, E., 2012. Rock strength determination from scratch tests, *Engineering Geology*, 147-148, 91-100.
- Rostami, J., Özdemir, L., Neil, D., 1994. Performance Prediction: The Key Issue in Mechanical Hard Rock Mining, *Mining Engineering*, 1263-1267.
- Rostami, J., ve Ozdemir, L., 1996. Computer modeling of mechanical excavators cutterhead. *World Rock Boring Association Conference: Mechanical Excavation's Future Role in Mining*, 17-19 Eylül, Laurentian University, Sudbury, Ontario, Kanada.
- Roxborough, F.F., ve Rispin, A., 1973. The Mechanical Cutting Characteristics of the Lower Chalk, *Tunnels and Tunnelling*, January, 45-67.
- 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., 1976. Rock Excavation by Machine-A Comparative Study of Picks and Discs, *Second Australian Tunnelling Conference*, Australia, 133-143.
- Roxborough, F.F. 1986. Breaking coal and rock. *Australasian Coal Mining Practice*, Aus.I.M.M., 130-147.
- Yetkin, M.E., Özfirat, M.K., Yenice, H., Şimşir, F., Kahraman, B., 2017. Examining the Relation Between Rock Mass Cuttability Index and Rock Drilling Properties, *Journal of African Earth Sciences*, 124, 151-158.
- Yaşar, S., Çapık, M., Yılmaz, A.O., 2015. Cuttability Assessment Using the Drilling Rate Index (DRI), *Bulletin of Engineering Geology and Environment*, 74, 4, 1349-1361.
- Yaşar, S., ve Yılmaz, A.O., 2016. Effect of Drilling Strength on Laboratory Scale Rock Cuttability, *EUROCK 2016*, Kapadokya, Türkiye, 193-198.
- 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.
- Zhou, Y., ve Detournay, E., 2014. Analysis of the Contact Forces on a Blunt PDC Bit, *48th U.S. Rock Mechanics/Geomechanics Symposium*, Minneapolis, Minnesota, A.B.D.

II

PATLATMANIN ÇEVRESEL ETKİLERİ

ENVIRONMENTAL IMPACTS OF BLASTING

Bir Kalker Sahasında Yapılacak Patlatmanın Arkeolojik Yapılara ve SİT Alanlarına Etkisi

The Effect of Blasting on a Limestone Field to the Archaeological Sites and Protected Areas

B. Uz

İstanbul Teknik Üniversitesi Jeoloji Mühendisliği Bölümü, İstanbul

T. D. Yıldız

İstanbul Teknik Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü, İstanbul

A. H. Gültekin

İstanbul Teknik Üniversitesi Jeoloji Mühendisliği Bölümü, İstanbul

F. Esenli

İstanbul Teknik Üniversitesi Jeoloji Mühendisliği Bölümü, İstanbul

Ş. Özdamar

İstanbul Teknik Üniversitesi Jeoloji Mühendisliği Bölümü, İstanbul

O. Kural

İstanbul Teknik Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü, İstanbul

ÖZET İncelemeye konu olan taş ocağı sahası, Hatay ili, Merkez İlçesi, Kuruyer Köyü sınırları içinde, Katırtepe Mahallesi ile Narlıca arasında yer almaktadır.

Üretim, delme-patlatma yapılarak malzemenin gevşetilmesine ve kamyonlara yüklenecek tesislerdeki kırıcı-elek sistemine beslenmesine dayanmaktadır. Açık işletme tasarımı basamak şev açısı 60^0 , basamak yüksekliği 10 metre, delik boyu ise 11 metre olacak şekilde planlanmıştır.

Genel olarak maden ve taş ocaklarında 19 mm/sn’lik titreşimlerin altında kalan patlamalara müsaade edilmektedir. Patlamayla oluşan titreşimin 1. derecede arkeolojik sit alanlarına ve kaya mezarlarına etkisi “devine” bağıntısına göre hesaplanarak, titreşimin zararlı olabileceği azami mesafe 69 metre olarak bulunmuştur. Kaya mezarları ve Sit alanları ise, işletme faaliyetleri sürdürülecek olan sahaya 134 - 194 metre arasındaki mesafelerde bulunmaktadır.

Bu veriler ve kaya mezarlarının jeolojisi dikkate alınarak; işletmede her atımda anlık şarj miktarı en fazla 100 kg anfo miktarını aşmayacak şekilde, gecikmeli kapsül kullanılarak gerçekleştirilen patlatmalar sırasında söz konusu korunan alanların zarar görmelerinin beklenmeyeceği tespit edilmiştir.

ABSTRACT The stone quarry that is subject to examination is located between the Katırtepe Quarter and Narlıca in the borders of Hatay Province, Merkez District, Kuruyer Village.

Production is based on loosening of the material by drilling and blasting and loading to the trucks and feeding to the crusher-screen system in the facilities. The operating method is planned to have a step slope of 600, a step height of 10 meters, and a hole size of 11 meters.

Generally explosions are allowed in mines and quarries under vibrations of 19 mm/s. The effect of the vibration caused by the blasting on the archaeological sites at the 1st degree and

grave stones was calculated according to the Devine formula and the maximum distance the vibration could be harmful was found to be 69 meters. The rock tombs and protected sites are located at distances of 134 - 194 meters, where the working activities will continue.

Taking this data and the geology of the rock tombs into consideration; It has been determined that it is unlikely that the protected areas will be damaged during detonation using the delayed detonator, so that the amount of instantaneous charge per operation does not exceed the maximum amount of 100 kg of ANFO.

1 GİRİŞ

Hatay-Merkez Kuruyer Köyü sınırları dahilinde mıcır üretimine yönelik taşocağı faaliyetleri yürütülmektedir. Bu taş ocağı işletmesi, kalker (mıcır) işletme projesi hazırlayarak Maden İşleri Genel Müdürlüğü'ne başvuru ile işletme ruhsatı ve izin talebinde bulunarak işletme ruhsatı almış, uzun yıllardan bu yana da faaliyetini sürdürmektedir. İşletme ruhsat alanı çevresinde tarihsel yapıların (kaya mezarlarının) bulunmasının patlatma sürecinde bazı problemler doğurabileceği göz önüne alınmış ve arkeolojik yapılara zarar verip veremeyeceği konusu bu çalışmanın ana konularından birini oluşturmaktadır. Dolayısıyla bu çalışma; işletme izin alanında yapılacak madencilik faaliyetlerinde patlayıcı madde kullanımı ile ortaya çıkacak titreşimlerin, sahanın kuzeydoğusunda yer alan kaya mezarlarına ve sit alanlarına olan etkisinin belirlenmesini içermektedir. Bu yönlemlle, öncelikle inceleme sahasının bu korunan alanlara uzaklıkları belirlenmiştir. Ardından bölgesel jeoloji ve inceleme sahasının jeolojisi incelenmiş, farklı lokasyonlardan alınan numuneler üzerinde deneyler yapılarak, gerçekleştirilecek patlatmalarda anılan koruma altına alınan alanların etkilenip etkilenmeyeceği saptanmıştır.

1.1 Taş Ocaklarının Konumu

İncelemeye konu olan taş ocağı, Hatay ili, Merkez ilçesi, Kuruyer Köyü sınırları içinde, Katırtepe Mahallesi ile Narlıca arasında yer alır. Türkiye 1/25000 ölçekli topografik haritalarında bütünüyle Hatay p36 d2 paftasında kalan inceleme alanı içinden, yaklaşık kuzey-güney istikametli, iyi konumda, her mevsim ulaşılabilir elverişli

Antakya-Altınözü karayolu geçer. İşletme izin alanını da içeren ruhsat sahası şehir merkezine yaklaşık 13 km'lik bir mesafede bulunur. Antakya şehir merkezine kuş uçuşu uzaklığı ise birkaç km kadardır. İncelemeye konu olan ocağın yeri aşağıda gösterilmiştir (Şekil 1).



Şekil 1. İnceleme alanı yer bulduru haritası

Ocak ve işletme izin sahası birbirine bitişiktir ve ağır tonajlı kamyonların nakliyesine uygun koşullarda yapılmış stabilize kısa bir yolla ana asfalt yola bağlıdır. Bölge işletme için oldukça uygun coğrafi ve iklim koşullarına sahiptir. Ocaklarda bütün yıl boyunca hammadde üretimi rahatlıkla yapılabilir niteliktedir. Yaz-kış faaliyet halindeki işletmeden, oldukça elverişli bir yol ile Antakya ve İskenderun gibi büyük yerleşim alanlarına kolaylıkla ulaşılmaktadır.

1.2 İşletme İzin Sahası - Sit Alanları İlişkisi

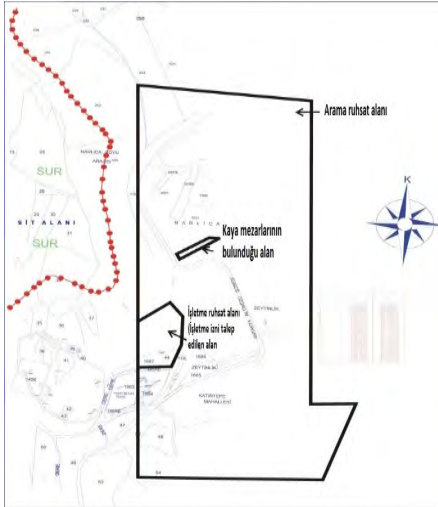
Adana Kültür ve Tabiat Varlıklarını Koruma Bölge Kurulunca bölgede kültür ve tabiat

varlığına yönelik çalışmalarda bulunulmuş, kaya mezarları tespit edilmiştir. Nitekim, genel olarak Hatay bölgesinde arkeolojik yapılara (kaya mezarlarına) sıklıkla rastlanılmakta ve pek çok bölge sit alanı olarak değerlendirilmektedir. Bu çalışmaya konu olan işletme izin alanı, arama ruhsatlı saha içinde kalmaktadır. Arama ruhsat alanı ve işletme izin alanının koordinatları aşağıda verilmiştir (Çizelge 1).

Çizelge 1. Arama ruhsat alanı ve işletme izin alanının koordinatları

Arama ruhsat alanı koordinatları			İşletme izin alanı koordinatları		
Sınır No	Y	X	Sınır No	Y	X
1	248500	4011500	1	248000	4010624
2	248500	4010500	2	248000	4010780
3	248632	4010500	3	248092	4010845
4	248536	4010240	4	248131	4010796
5	248000	4010250	5	248125	4010703
6	248000	4011585	6	248096	4010628
7	248503	4011534			

Ruhsat sahası, işletme izin alanı, kaya mezarları ve inceleme alanına en yakın sit alanı aşağıda gösterilmiştir (Şekil 2).



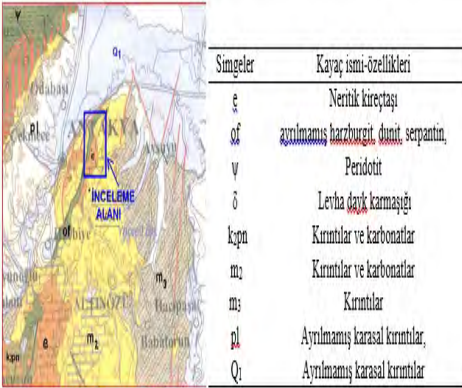
Şekil 2. İşletme izin sahasının yakın sit alanları ve kaya mezarları ile olan ilişkisi

İşletme izin sahasının kuzeydoğusunda, kuzeydoğu-güneybatı doğrultusunda konumlanmış, topografik ölçümlere göre ruhsat sahasına en yakını (1 no'lu kaya mezarı) 151 m, en uzakta ise 194 m olan (3 no'lu) kaya mezarı bulunmaktadır. Yine, sahanın kuzeybatısında Adana Kültür ve Tabiat Varlıklarını Koruma Bölge Kurulunun kararı ile tescilli 1.derece arkeolojik sit alanı bulunmaktadır (Şekil 2, kırmızı sınır işaretli alan). İşletme izin sahasının bu sit alanına en yakın mesafesi 136 m'dir. Bu nokta aynı zamanda arama ruhsat sınırı ile çakıştığından bu yönde işletmenin ilerleyebileceği son noktadır. Diğer bir ifadeyle bu yönde sit alanına en fazla 136 m yaklaşılabılır. Ancak, sahanın kuzeydoğusunda bulunan kaya mezarları, olası bir işletmede ilerleme yönü üzerinde bulunması nedeniyle incelemeye konu alanda yapılacak işletme ile yakından ilişkilidir.

İşletme sürecinde patlayıcı kullanılması nedeniyle, kültür varlıklarına zarar vermeyecek yaklaşım mesafelerinin belirlenmesi, oluşacak titreşimlerin hangi mesafeye kadar kalıntı ve mezarlara zarar verebileceği, bu kültür varlıklarına ne kadar yaklaşılabacağı, ruhsat sahasının sit alanları ile olan ilişkisinde incelenmesi gereken önemli hususlar olarak görülmektedir.

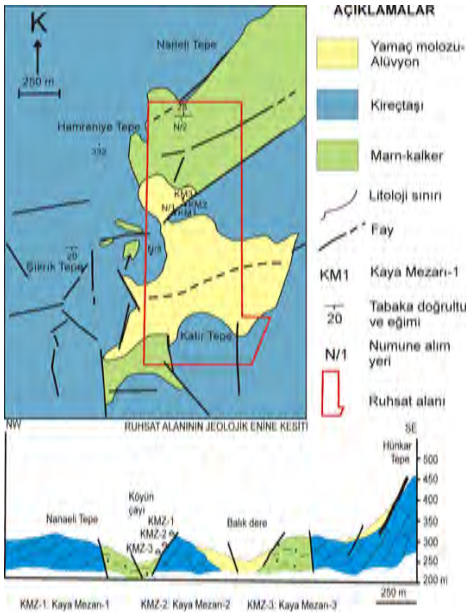
2 İNCELEME SAHASI JEOLJİSİ

Hatay, Doğu Torosların güneye olan uzantısı olan Amanos Dağları ile temsil edilir. Amanos Dağları, yaklaşık kuzey-güney gidişli bir dağ kuşağı olup Alt Paleozoikten günümüze kadar yaygın bir çökel istifi kapsar. Bu bölgesel jeoloji içerisinde incelemeye konu olan sahanın yeri 1/500000 Ölçekli Türkiye Jeoloji Haritasında gösterilmiştir (Şekil 3).



Şekil 3. İnceleme sahasının Türkiye Jeolojik Haritasındaki konumu (MTA)

Ruhsat sahası ve yakın çevresinde yerinde yapılan gözlem ve çalışmalar ile 1/10000'lik jeolojik harita üretilmiştir. Harita üzerinde ruhsat sahaları, kaya mezarları ve sit alanı konumları ile işletme alanı ile yakın civarlarında bulunan kaya mezarları alanının jeolojisi ve ruhsat alanının jeolojik kesiti gösterilmiştir (Şekil 4).



Şekil 4. Arama ruhsat sahası ve yakın civarının jeolojisi ile jeolojik enine kesiti

Bu jeolojik haritada mezarlar; Kaya Mezarı-1 (KM1), Kaya Mezarı-2 (KM2) ve Kaya Mezarı-3 (KM3) olarak işaretlenmiştir. Noktaların bulunduğu alan ve tüm bunların yakın çevresi jeolojik-litolojik olarak kireçtaşı, kalker-marn ve yamaç molozu-alüvyon birimlerinden oluşmaktadır.

Taş ocağı işletmesi tarafından açılması planlanmakta olan işletme sahası agrega üretime uygun bir topografyaya sahiptir. Sahanın yakın çevresinde gözlenen kaya mezarları esas olarak bu tür kalkerli sahalarda sıklıkla gözlenen karstik boşluklar içerisinde bulunmaktadır veya kayaç yüzeyinde oyularak oluşturulmuştur. İçinde bulundukları ana kaya yüzlerin çoğu fay yüzeyleridir ve doğal olarak oluşmuşlardır. Genel olarak bölge yoğun faylanmış, bunun sonucunda blok düşmeleri veya yükselmeleri meydana gelmiştir. Oluşan fay yüzeylerinde kalkerin doğal erimesi ile gelişen boşluklar oda-mezar şeklinde işlenmiş, mezarlar oluşturulmuştur (Şekil 5).



Şekil 5. Kaya Mezarı-1'in ve kireçtaşlarının yakından görünümü

Mezarların tamamı kalker-kireçtaşları içinde bulunmaktadır. Benzer şekilde işletmeye açılacak olan alan da tamamen kalker-kireçtaşı ile kaplıdır. Aşağıda (solda) Gedikağı Tepe'de kireçtaşı-marnlı seriler, tesisler ve kırmataş ocağı ile; (sağda) kırmataş ocağı sahasında kireçtaşı-marn fay sınırı ve kireçtaşı-marn aynası görülmektedir (Şekil 6).



Şekil 6. Kireçtaşı-marnlı seriler, tesisler

Kireçtaşları genelde dış yüzeylerinde grimsi renklerde, taze yüzeylerinde ise bej, beyazımsı bej, gri, sarımsı bej, sarımsı gri renklerde olabilirler. Yoğun şekilde faylanmışlardır. Ruhsat sahası içinde gözlenmemekle birlikte birkaç km doğuda bindirme hatları boyunca serpantinler tarafından üzerlenmiştir. Tabakalanma, nadir bazı mostralarda dışında izlenmez. Masif bir görünüm vardır. Genelde yayvan, oval, düzgün mostra yüzeyleri gösterirler. Ancak, basamak yüzeylerinde ve aşınmış alanlarda çok yoğun karstik yapı gösterirler. Çok küçük, küçük ve iri boyutlarda boşluklar içerirler. Bu boşluklar genelde daire, elips veya gelişigüzel şekillerdedir.

Bazıları içeri doğru genişler, bazıları daralır. İri boyutlarda olan bazı karstik boşluklar ise mağara görünümü, oda görünümü şeklini almıştır (Şekil 5). Marn-kalker birimi esas olarak sahanın kuzey kesiminde yer alır ve kireçtaşlarına oranla daha fazla heterojen bir yapıya sahiptir. Aşağıda (solda), ruhsat sahasının kuzeyinde kireçtaşı-marnlı kireçtaşının faylı sınırı; (sağda) çalışma alanı kuzeyinde açılmış kaya mezarları görülmektedir (Şekil 7).



Şekil 7. Ruhsat sahasının kuzeyinde kireçtaşı-marnlı kireçtaşının faylı sınırı-kaya mezarları

Burada tabakalanma yapıları çok daha belirgindir. Yer yer ince kil bandları ile ardalıdır. Bu birimin üstünde, tepelerde kireçtaşları faylı bir şekilde yer alır. Sahanın orta kesiminde faylarla şekillenmiş ve bir tür çöküntü alanı olarak gözlenen alanda yamaç molozu ve alüvyonlar geniş bir alan kaplar. 1/500000'lik Türkiye jeolojik haritasında bunlar kuvaterner yaşlı ayrılmamış karasal kırıntılar olarak ifade edilmiştir (Şekil 3 ve 4).

Diğer taraftan, kireçtaşı biriminde genelde kuzeydoğu-güneybatı ve kabaca kuzey-güney doğrultusuna yakın doğuya eğimli basamak faylar gelişmiştir. Esasen Amik Ovası uzun hattına paralel bu faylar bölgede büyük ölçekte bir ana fayın parça ve kollarıdır. Faylar genelde normal fay türündedir ve düşen blokta fazla kırıklı olmayan, çatlak sıklığı çok az olan homojen ve masif bir kireçtaşı litolojisi izlenir. Aşağıda (solda), ruhsat sahası kuzey kesiminde kireçtaşı-marnlı kireçtaşı ve faylı sınırı; (sağda) kireçtaşı-marnlı kireçtaşlarının dokanağı ve uzaktan 3 ayrı kaya mezarı görülmektedir (Şekil 8).



Şekil 8. Ruhsat sahası kuzeyinde kireçtaşı-marnlı kireçtaşı faylı sınırı, 3 kaya mezarı

İşletme izni alınmak istenen saha ile bu sahanın içinde bulunduğu arama ruhsat alanı sınırları içerisinde ve kaya mezarından olmak üzere toplam 3 adet örnek alınmıştır. Örnek yerlerinin koordinatları ölçülmüş (Çizelge 2), makroskopik özellikleri not edilmiş ve jeolojik haritada yerleri işaretlenmiştir (Şekil 4).

Çizelge 2. Sahadan alınan örnek kayaçların lokasyonları/koordinatları (WGS 84)

Alınan örnekler	Lokasyon	Koordinatları		
		Y	X	Z
1 No'lu örnek	Kaya Mezarı-1	248125	4011009	287
	Kaya Mezarı-2	248196	4011050	286
	Kaya Mezarı-3	248205	4011066	285
2 No'lu örnek	Arama ruhsat alanı	248186	4011468	254
3 No'lu örnek	İşletme izin alanı	248090	4010722	118

2.1 Kaya Mezarı-1 (KM1)

KM1 kireçtaşı içinde açılmıştır. Kısmen çöküntü halinde izlenen 1,5 m genişliğindeki bir ağızdan kaya mezarı içine girilmektedir. İç kısımları bölmelidir. Nispetten iyi korunmuştur. Geniş bir oda ve bu odanın duvarlarında açılmış mezar boşluklarından

oluşur. Odanın genişliği yaklaşık 3 x 3 m kadardır. Giriş kapı ağız ise 0,70 x 3 m'dir. Kireçtaşları kısmen rekristalizedir ve fosil izleri belirgindir. Masif, sert ve homojen bir yapı sergilerler. İnce ve orta taneli, bej renkli kayaçlardır. KM1 alanından 1 no'lu örnek alınmıştır. Ruhsat sahası kuzeyinde KM1 ve kırıklı-boşluklu ve bej renkli kireçtaşları gözlenmektedir (Şekil 5).

2.2 Kaya Mezarı-2 (KM2)

Kaya Mezarı-2, KM1 gibi kireçtaşı içinde açılmıştır. Aralarında 15 m kadar bir mesafe bulunmaktadır ve yine benzer şekilde fay aynasında açılmıştır. İlk mezara göre daha küçük ölçeklidir. Bu alanda kireçtaşları bej renkli, kristalize, ince taneli, yer yer kumlu ve karstik boşluklu özelliktedir. Genel olarak masif sert olup çatlaklı bir yapı sergilerler.

2.3 Kaya Mezarı-3 (KM3)

Kaya Mezarı-3, kireçtaşı üst seviyelerinde tekne biçimli oyuntu halinde izlenir. Tamamlanmış bir mezar odası içermez. Oyuntunun genişliği 1,5-2 m kadardır. Derinliği ise 0,5 m olarak ölçülmüştür. Bu alandaki kireçtaşları diğer kaya mezarı alanındakilerle aynıdır. Gri-bej renkli, yarı mikritik, yarı rekristalize türdedirler. Yer yer breşik dokuya geçilir. Esasen birbirlerine yakın konumlanmış mezarlardır. Bu alanda başka kaya mezarı gözlenmemiştir. Aşağıda (solda), sahanın kuzeyinde KM3 civarında fay düzlemi, yarım kalmış dikdörtgen şekilli (35 x 75 cm ve 110 x 120 cm) kaya mezarı benzeri şekilleri; (sağda) KM1'den yaklaşık 40 metre kuzeyde, faylı ve fosilli kireçtaşları ve kaya mezarı izleri görülmektedir (Şekil 9).



Şekil 9. Kaya mezarı benzeri şekiller ve kaya mezarı izleri

2.4 Arama Ruhsat Alanı

Ruhsat alanı içerisindeki kireçtaşları sert, masif, yer yer oldukça homojen, çatlaklı, boşluklu yapı ve doku gösterir. Kayaç dokusunda rekristalize kalsit oranı kriptokristalen kalsit oranına göre daha yüksektir. Renk bej, beyazımsı bej ve açık gridir. Marn - kalker birimi boz renkli, bazen gri tonlarda gevşek tutturulmuştur ve en iyi bir şekilde Antakya yol yarmalarında gözlenmiştir. Marnlarda yaklaşık doğu-batı tabaka doğrultusu ve kuzeye 20° eğimler ölçülmüştür. Arama ruhsat alanı içerisinde 2 no'lu örnek alınmıştır.

2.5 İşletme İzin Alanı

Bu sahadan 3 no'lu kireçtaşı örneği alınmıştır. Bu örneğin alındığı alanda kireçtaşları daha masif yapıda ve oldukça sert özelliktedir. İnce-orta kristalleşme mevcuttur.

3 MİNERALOJİ-PETROGRAFİ

İncelenen alanlardan alınan söz konusu üç örnek laboratuvarında mineralojik-petrografik açıdan incelemeye tabi tutulmuştur. İnce kesit haline getirilen örnekler petrografik-polarizan mikroskop (Leica Model) ve kayaç parçaları ise binoküler mikroskop (Leica Model) altında etüt edilmiş ve fotoğrafları alınmıştır (Şekil 10, 11 ve 12).

3.1 Örnek No 1 (KMZ 1)

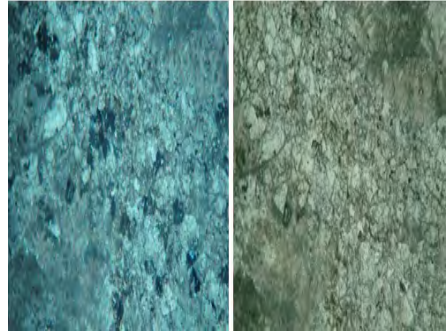
Makroskopik inceleme

Beyaz, açık bej tonlarında, yer yer boşluklu ikincil demir-limonit dolgulı kayaçtır. İnce-

orta taneli bir görünüm verir. Kayaç % 10'luk (seyreltik) HCl ile hızlı bir şekilde reaksiyon verir. Buradan kayacın karbonat grubuna ait olduğu anlaşılır. Kayacın sertliği 3-3,5 Mohs olarak ölçülmüştür. 0,5 cm'lik ince plaka kesiminde köşe-kenar kopmalar izlenmez. Cila kabul orta düzeydedir. Makroskopik olarak bozulmalar ve ikincil demir oluşumları izlenir.

Mikroskopik inceleme

Bol oranda boşluk içeren ince-orta ve yer yer iri taneli kristalin bol fosilli bir doku izlenir. KMZ 1 alanında 1 No'lu örneğin çift ve tek nikelde polarizan mikroskop görüntüleri (x 100) aşağıda görülmektedir (Şekil 10).



Şekil 10. 1 No'lu örneğin mikroskop görüntüleri

Mineraller

Başlıca mineral kalsittir. Kalsitler iri (0,6–1,2 mm) ve orta (0,45–0,55 mm) taneli olup öz şekilli kristaller halinde gözlenirler. Bu tür kalsitlere ilave olarak tane boyutları 0,09-0,15 mm aralığında olan ince taneli kristallerine de rastlanılır. Opak mineral olarak ikincil demir oksit/hidroksit oluşumlarına rastlanılır. Bunlar daha çok limonit bileşimindedir. Kayacın modal bileşimi aşağıda verilmiştir (Çizelge 3). Kayaç, “bol fosilli kireçtaşı”dır.

Çizelge 3. 1 No'lu örneğin mineral bileşimi / modal oranı

Mineral Bileşim	Modal oranı (%)
Kalsit (birincil, özşekli, orta iri taneli)	50 - 65

Kalsit (ikincil, ince taneli)	
Opak mineraller	15 - 20

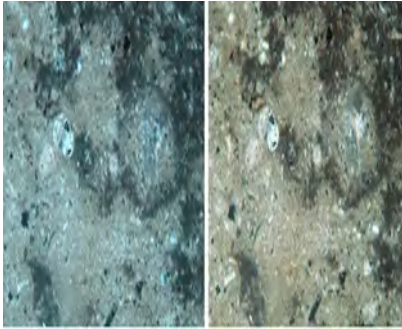
3.2 Örnek No 2 (Arama ruhsat alanı)

Makroskopik inceleme

Grimsi bej tonlarında, elde kolaylıkla ufalanabilen, dayanımsız bir kayaç örneğidir. Çok ince taneli katmansı bir görünüm verir. Kayaç % 10'luk HCl ile reaksiyon verir. Buradan kayacın karbonat grubuna ait mineraller içerdiği anlaşılr. Kayacın sertliği 2,5 - 3 Mohs olarak ölçülmüştür. Killeşme ve ikincil demir oluşumları izlenir.

Mikroskopik inceleme

Boşluklu, çok ince taneli kriptokristalen bir doku izlenir. Fusilinlere rastlanılır. 2 No'lu örneğin çift ve tek nikol altında polarizan mikroskop görüntüleri (x 100) aşağıda görülmektedir (Şekil 11).



Şekil 11. 2 No'lu örneğin mikroskop görüntüleri

Mineraller

Başlıca mineral kalsittir. Kalsitler ince kriptokristalli, opak ve kil mineralleri ile iç içe izlenir. Yer yer mikritik karakterdedir ve birincil bir mineraldir. Bu minerale belli bir oranda kuvars+albit eşlik eder. Kuvars ve albitler ince taneli olup tabular özellikler de gösterir. Opak mineral olarak, diğer örnekte olduğu gibi ikincil demir oksit/hidroksit oluşumlarına rastlanılır. Çoğunlukla biçimsiz, oval taneler halinde bulunurlar. Kayacın modal bileşimi aşağıda verilmiştir (Çizelge 4). Mikroskop inceleme sonuçlarına göre

kayaç “marn (killi, karbonatlı kireçtaşı)” olarak adlandırılmıştır.

Çizelge 4. 2 No'lu örneğin mineral bileşimi / modal oranı

Mineral Bileşim	Modal oranı (%)
Kalsit (birincil, kriptokristalen+kil)	63 - 72
Kuvars+albit	8 - 12
Boşluk	12 - 15
Opak mineraller (gri-siyah, limonit, hematit)	8 - 10

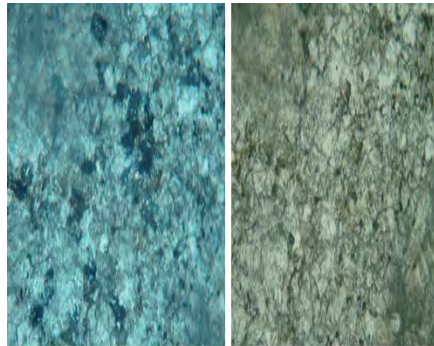
3.3 Örnek No 3 (İşletme izin alanı)

Makroskopik inceleme

Beyaz, bej tonlarında, masif ve homojen görünümlüdür. İnce-orta taneli ve kristalin özelliklerdedir. Yer yer boşluklu ikincil demir-limonit dolgulu kayaçtır. Kayaç % 10'luk HCl ile hızlı bir şekilde reaksiyon verir. Buradan kayacın karbonat grubuna ait olduğu anlaşılr. Kayacın sertliği 3-3,5 Mohs olarak ölçülmüştür. 0,5 cm'lik ince plaka kesiminde kopmalar izlenmez. Orta düzeyde cila kabul eder. İkincil demir oluşumları izlenir.

Mikroskopik inceleme

Boşluk içeren, ince-orta taneli, kristalin fosilli bir doku izlenir. 3 No'lu örneğin çift ve tek nikol altında polarizan mikroskop görüntüleri (x 100) aşağıda görülmektedir (Şekil 12).



Şekil 12. 3 No'lu örneğin mikroskop görüntüleri

Mineraller

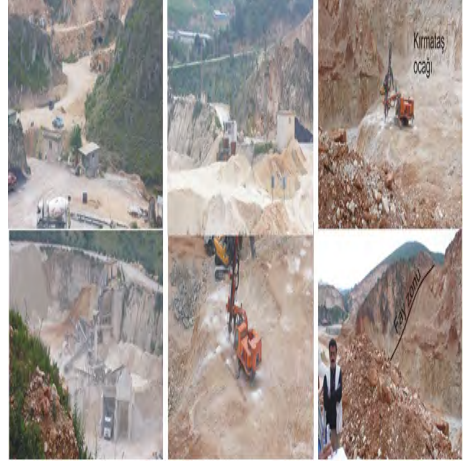
Kalsit, mineral bileşimindeki başlıca mineraldir. Kalsitler genelde iri-orta (0,07 – 1,2 mm) taneli olup bazı alanlarda öz şekilli kristaller halinde gözlenirler. Bu tür kalsitlere ilave olarak tane boyutları 0,09 mm'nin aralığında olan ince taneli kristallerine de rastlanılır. Opak mineral olarak limonit ve hematit türü ikincil demir oksit/hidroksit oluşumlarına rastlanılır. Kayacın modal bileşimi aşağıda verilmiştir (Çizelge 5). Kayaç “kireçtaşı”dır.

Çizelge 5. 3 No'lu örneğin örneğin mineral bileşimi / modal oranı

Mineral Bileşim	Modal oranı (%)
Kalsit (birincil, özşekilli, orta-iri taneli)	82 - 86
Kalsit (ikincil, çatlaklarda)	10 - 12
Opak mineraller	4 - 6

4 ÜRETİM YÖNTEMİ & ÖNGÖRÜLEN PATLATMA PARAMETRELERİ

Bölgede taş ocağı işletmeciliği oldukça eski tarihlere kadar gitmektedir. İnceleme sahasında bulunan taş ocağı işletmesi 1970'li yıllarda agrega üretimi yapmak üzere kurulmuş, 2005 yılına kadar sadece taş ocağı olarak faaliyetini sürdürmüştür. 2005 yılında faaliyet alanına betonu da eklemiş olan bu işletme, söz konusu yıldan sonra agrega üretimini sadece kendi beton üretiminde kullanmak üzere yapmaya başlamıştır. Günümüzde bu faaliyet alanlarına ilave olarak asfalt tesisi kurma çalışmaları da devam etmektedir. İşletmeye ait bir taş ocağı, işletme izin alanından yaklaşık 4 km kadar güneyde bulunur ve burada 3500 ton/gün kapasiteyle üretim yapılmaktadır. İşletme izin alanına yakın olan, işletmeye ait diğer taş ocağında ise üretim yaklaşık 1500 ton/gün olarak sürdürülmektedir. Bu üretim rakamlarının tesislere yapılacak ilavelerle önümüzdeki dönemlerde artış göstermesi mümkündür. Aşağıda, solda kırmataş üretim tesisleri ve ulaşım yolları; (ortada) inceleme alanı ruhsat sahası, üretim aynası ve stoklar; (sağda) Kuruyer-Şıkrik tepede kırmataş ocağı ve faylı, bol opaklı zon görülmektedir (Şekil 13).



Şekil 13. Ruhsat sahasında üretim tesisleri ile stoklar

Her iki ocak da kireçtaşlarından oluşur ve başta beton santralleri ve asfaltlama çalışmalarında olmak üzere çeşitli sektörlerle kalker kökenli mıcır üretimi yapmaktadır. Ocaklarda uygun şev ve genişlikte basmaklar oluşturularak açık işletme yöntemi ile çalışma sürdürülmektedir. Yer yer oldukça sert olan kalkerin kazı işleminde patlayıcı kullanılmaktadır. Üretim kapasitesi ile patlayıcı madde arasında önemli bir ilişki bulunmaktadır.

İnceleme konusu işletme izin sahası yaklaşık 10 hektar büyüklüğünde olup ekonomik değeri yüksek kalker-kireçtaşı rezervine sahiptir. Açık işletme yöntemi ile çalışılacak olan sahada delme patlatma yöntemi ile yılda yaklaşık 300 bin ton üretim planlanmaktadır.

İşletme yöntemi; basamak şev açısı 60°, basamak yüksekliği 10 m, patlatma için delik boyu 11,5 m olacak şekilde, basamaklarda 89 mm çapında delikler delinip, patlayıcı madde ile doldurularak patlatmanın yapılmasına, böylece malzemenin gevşetilerek kamyonlara yüklenip tesislerdeki kırıcı-elek sistemine beslenmesine dayanmaktadır. Taş ocağı sahasında uygulanacak patlatma parametreleri ve patlatma sonrası alınması planlanan malzeme miktarı aşağıda görülmektedir (Çizelge 6).

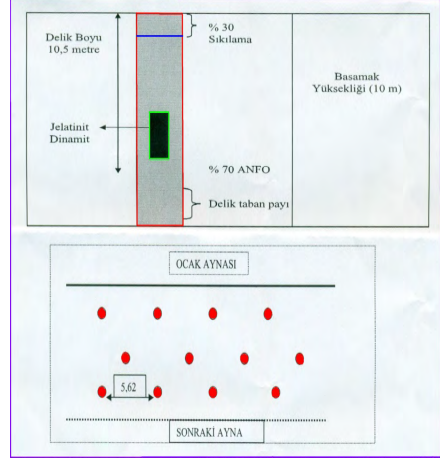
Çizelge 6. Taş ocağı sahasında uygulanacak patlatma parametreleri

Parametreler	Miktarları
Basamak sayısı	5
Basamak yüksekliği	10 m
Toplam patlatma yapılan delik adedi	33 adet
Delikler arası mesafe	5 - 6 metre
Dilim kalınlığı (mesafesi)	3 m
Delik derinliği	11,5 metre
Deliklerin çapı	89 mm
Deliklerin sıralanışı	2 sıra halinde
Sıkılama boyu	4,5 m
Şarj boyu	6,5 m
Delik taban payı	0,5 m
Bağlantı şekli	Seri bağlantı
Elektrikli kapsül	33 adet
Basamak yüksekliği ve açısı	10 m, 60°
Kullanılan patlayıcılar	
Anlık şarj (Anfo)	33 kg (Azami 100 kg)
Toplam Anfo	530 kg (Azami 1650 kg)
Anlık şarj (dinamit)	Azami 0,9 kg
Toplam dinamit	~ 15 kg
Patlatmada çıkan malzeme	
Malzemenin yoğunluğu	2,5 ton/m ³
Bir delikten alınan malzeme	168,8 m ³
Bir delikten sökülen malzeme	422 ton
Bir patlatmada elde edilen malzeme	13926 ton

Genel olarak bölgede bulunan taş ocaklarında patlatma parametreleri birbirine benzerdir. Bu özellik, üretim yapılan kayaların mineralojik ve kimyasal olarak birbirine benzer olması, benzer jeolojik zamanlarda sedimanter türde oluşmalarına dayanmaktadır. Üretim yapılan kayalar, homojene yakın özellikler içeren kireçtaşlarıdır.

İşletmede delikler araziye şeş-beş olarak 5,62 m aralıklarla dizilecektir. Her patlatmada 33 adet delik delinerek, 16 kademededen oluşan gecikmeli elektrikli kapsüller kullanılacaktır. Bu tür kapsüllerin kullanılması ile titreşimler minimize edilerek kültür varlıklarına olan zararların önüne geçilmektedir. Son yıllarda

gecikmeli kapsüllerin kullanılmaya başlanmış olması ile titreşimler elektrikli kapsüllere göre çok daha fazla oranda minimize edilmiştir. İşletmede uygulanan delik düzeni ve patlatma tasarımı aşağıda verilmiştir (Şekil 14).



Şekil 14. İşletme sahasında uygulanması planlanan patlama düzeni

Patlatma parametrelerinin seçiminde ve patlatma tasarımında Hatay'ın 1. derecede deprem bölgesinde bulunması dikkate alınmıştır. Nitekim, inceleme bölgesinde pek çok fayın gözlenmiş olması, bölgenin tektonik olarak hareketliliğini göstermektedir. Genel olarak bu tür deprem bölgelerinde uluslararası bir kriter olan "Devine" kurallarına göre hesaplanan güvenli bölge mesafelerinin zorunlu olarak karşılanması gereklidir. Bu konuda yapılan çalışmalarda, patlatma sırasında ölçülen " V_o " değerleri ve Devine bağıntısının ortaya koyduğu anlık şarja göre belirlenen deplasman değerleri kıyaslanmakta, sonuçta en küçük değer baz alınmaktadır.

Genel olarak patlatma sonucu oluşan yıkıcı, zarar verici nitelikteki şok dalgaları atım yerinden uzaklaştıkça, içinde yayıldıkları kayanın özelliğine bağlı olarak sönümlenme eğilimi gösterir. Patlamayla oluşan titreşimin çevre yapılarına etkisi Devine bağıntısı ile bulunur. Devine bağıntısı; $V = k (D / \sqrt{W})^{-1.6}$ formülü ile ifade edilir. Burada " V ", mm/sn olarak kayaç içinde yayılan

titreşim hızını; “k”, kayaç türüne bağlı katsayıyı; “D”, m olarak patlatma noktası ile çevre yerleşim birimleri arasındaki etkili olan “etki mesafesi”ni; “W” ise bir gecikme aralığındaki patlayıcı madde miktarını (kg) göstermektedir.

İnceleme alanındaki kayaçlar dikkate alındığında “k” katsayısı 50 olarak alınmaktadır. Kalkerlerin kırıklı, yer yer erime boşluklu olması süreksizliklere işaret etmekte olup, “k” katsayısının 50 olarak alınmasında fayda vardır (Kılıç ve Kahraman, 2016).

Her deliğe 50 kg’lık Anfo doldurulup patlatıldığında ve seri olarak 0-16 kademe gecikmeli elektrikli kapsül kullanıldığında ve (2 delik aynı anda patlatılmak suretiyle) anlık şarj olarak da 100 kg anfo ile 540 gr dinamit kabul edildiğinde elde edilen sonuçlar aşağıda gösterilmiştir (Çizelge 7).

Çizelge 7. Mesafeye göre titreşim hızı değerleri

k (sabit)	D (metre)	V (mm/sn)	V ₀ (1/5 V) (mm/sn)	V ₀ (1/2 V) (mm/sn)
50	5	1083	216,597	541,493
50	25	82,465	16,493	41,2326
50	50	27,203	5,44068	13,6017
50	75	14,219	2,84385	7,10963
50	100	8,9738	1,79475	4,48688
50	125	6,2794	1,25588	3,1397
50	150	4,6906	0,93812	2,3453
50	185	3,3535	0,6707	1,67676
50	200	2,9602	0,59205	1,48012
50	250	2,0714	0,41429	1,03472
50	430	0,8698	0,17396	0,43491
50	750	0,3572	0,07143	0,17859

Çizelgede gösterilmiş olan değerler dikkate alındığında, “V” mm/sn olarak mesafeye göre değişen kayaç titreşim hızını, “V₀” ise (1/2 V ve 1/5 V) bina temelindeki titreşim hızını göstermektedir. Diğer yandan binalardaki hasarların ölçülmesinde titreşim genliği açısından da inceleme yapılmalıdır. Patlatma sonucu oluşan titreşimlerin azami genliğini, diğer bir ifade ile etkili olduğu mesafeleri belirlemek için de şu formül kullanılmaktadır: $A = (K \sqrt{W}) / D$

Burada “A”, mm olarak patlama sonucu oluşan titreşimlerin azami genliğini; “W”, kg

olarak bir gecikme aralığında azami ateşlenen patlayıcı miktarını; “D”, metre olarak patlatma kaynağı ile çevre yerleşim birimleri arasındaki etkili mesafeyi; “K” ise kayaç türüne bağlı bir katsayıyı göstermektedir. Binalarda herhangi bir hasarın oluşmaması için genlik değerinin 0,05 mm’nin altında olması gerekir. Patlatma yapılan temel birim kaya olduğu için “K” katsayısı kaya+toprak için 1,15 alınmalıdır (Armec Printing Company). Buradan $A = 0,05 = [(1,15 \times \sqrt{100}) / D] \Rightarrow D > 230$ m olarak bulunmaktadır. Bu mesafe, patlatma programının uygulanacağı yere güven içinde yaklaşabilecek minimum uzaklığı göstermektedir.

Bu mesafeye karşılık gelen titreşim değeri Çizelge 7’ye bakıldığında 2,96 mm/sn – 2,07 mm/sn arasında olup 2,604 mm/sn değerine karşılık gelmektedir. bina temelinde meydana gelen titreşim hızı (V₀) değerlendirmesine bağlı olarak 1/2 V ve 1/5 V değerleri olup, 1/2 V için V₀ = 1,302 mm/sn’dir. Bina temelinde meydana gelen titreşim hızı (V₀) değerlendirmesine bağlı olarak patlatma nedeniyle hasar görebilecek bina türleri çizelgesinde (Yıkılmaya yüz tutmuş çok eski tarihi binalar için titreşim hızının 2 mm/sn’nin altında olması istenmektedir (Forsbland, 1981). Söz konusu patlatma tasarımı bulanan titreşim hızının, yıkılmaya yüz tutmuş çok eski tarihi binalar için istenen titreşim hızının da altında kaldığı görülmektedir.

“Devine” bağıntısında etki mesafesi 230 m bulunmuştu. $V = k (D / \sqrt{W})^{-1,6}$ formülünde “V” ve “D”nin doğru orantılı olmasını dikkate alarak; $V_0 = 1/2 V - 1/5 V$ bağıntısına göre “etki mesafesi” hesaplanabilir. Buradan etki mesafesi (1/2 V - 1/5 V) 115 m - 46 m = 69 m olarak bulunur. Bu mesafe, işletme izin sahasının 1. derece arkeolojik sit alanına en yakın mesafesinden (134 m) yüksek değerler olduğundan, işletme izin sahasında yapılacak patlatmanın korunan alanlara zarar vermeyeceği söylenebilir. Ayrıca patlatmanın yapıldığı kaya jeolojisi itibarıyla titreşimler de büyük oranda absorbe olacağından söz konusu etki mesafelerinin daha da yükseleceği, yani güvenli mesafenin artacağı dikkate alınmalıdır.

5 SONUÇ VE DEĞERLENDİRME

Maden ve taş ocaklarında 19 mm/sn'lik titreşimlerin altında kalan patlamalara müsaade edildiği göz önüne alınırsa, taş ocağı işletme ruhsat sahaları çevresinde bulunan 1. derece sit alanları ve kaya mezarlarında patlatma nedeniyle bir zararın oluşabilmesi için kazı sahasının bu alanlara 69 metreden daha az bir mesafede yaklaşması gerekmektedir. Diğer ifadeyle, yukarıda ayrıntıları verilmiş, işletme tarafından uygulanan patlatma tasarımı kullanıldığı takdirde zararlı olabilecek titreşimler 19 mm/sn'lik değerlerin oldukça altında kalacaktır. Bu suretle, işletme izin alanına 69 metreden fazla uzaklıklarda bulunan kültür ve tabiat varlıklarında herhangi bir yıkıcı etki oluşmayacaktır.

Nitekim işletme izin sahasının 1. derece arkeolojik sit alanına en yakın mesafesi 134 m'dir. Bu nokta aynı zamanda arama ruhsat sınırı ile çakıştığından bu yönde işletmenin ilerleyebileceği son noktadır. Böylece, arama ruhsat sahası içinde kalan işletme izin sahasına 136 metre ile 194 metre arasındaki mesafelerde bulunan *kaya mezarlarının*, her atımda anlık şarj miktarı en fazla 100 kg anfo ile, gecikmeli kapsül kullanılarak gerçekleştirilen patlatmalar sırasında zarar görmeleri beklenmez. Yıkıcı, zarar verici nitelikteki şok dalgaları atım yerinden uzaklaştıkça, içinde yayıldıkları kalker-kireçtaşının özelliğine bağlı olarak sönme eğilimi gösterecektir.

Çalışmada, kireçtaşı, kalker-marn kaya birimlerinde; tabakalanmanın nadir; çatlak sıklığının düşük; yapının masif veya karstik boşluklu; dokunursa homojen veya breşik şeklinde olduğu tespit edilmiştir. Karstik boşlukların dışında kalan mostralarda ise yüksek dayanımlı, masif kaya özelliği tespit edilmiştir. Kayaçlar genellikle kriptokristalen - mikritik ve rekristalize kalsit minerallerinden oluşur. Kayaç boşlukları, kaya parçalanmasını kolaylaştırıcı değil, özellikle patlatmalarda ortaya çıkan titreşimleri absorbe etme özelliğine sahiptir.

Bu saptamaların varlığında, incelemeye konu olan işletme izin sahasında yapılacak bir üretimin kaya mezarları üzerinde tahrip edici bir etkisi olamayacaktır. Hatta bölgedeki

jeolojik kaya birimi olan kalker-kireçtaşı litolojisinin boşluklu yapısı ve dokusunun titreşim emici özelliğinin bulunması dikkate alındığında, patlatma noktasından olan etki mesafesi, bu kaya türleri için beklenen değerlerin de altında olabilecektir. Dolayısıyla zararlı etki mesafesinin 69 m altına da düşeceği göz önünde tutulmalıdır.

KAYNAKLAR

- Armac Printing Company, Explosives safe practice and storage, ICI-Nobels explosives comp. Limited, Ayrshie.
- Forsland, L., 1981. Vibratory soil and rock fill com MTA, 2003. Hatay İlinin Jeolojisi.
- Kılıç, A.M. ve Kahraman, E., 2016. Patlatmadan Kaynaklı Çevresel Etkilerin İncelenmesi ve Uygulamaya İlişkin Bir Örnek, 8. Uluslararası Kırmataş Sempozyumu (13-14 Ekim 2016), s.103 - 112.
- <http://www.mta.gov.tr/v3.0/hizmetler/500bas>

Patlatmalı İnşaat Temel Kazı Çalışmalarının Yapılar Üzerindeki Etkileri

Effects of Blasting Foundation Building Excavation Studies on Constructions

G. Külekçi, M. Çapık, A.O. Yılmaz

Karadeniz Teknik Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Trabzon

ÖZET Bu çalışma Gümüşhane ili, merkez ilçesinde yaklaşık 10.000m²'lik alandaki bina temel kazısı çalışmasında gerçekleştirilmiştir. Patlatmalı bina temel kazısının, doğaya ve yerleşim yerlerine zarar verip vermeyeceği incelenmiştir. Uygulanacak kazı yöntemi için stabilite sorunu araştırılmış ve en uygun patlayıcı miktarı ve üretim yöntemi belirlenerek parçacık hızı hesaplanmıştır.

Yapılan hesaplamalar sonucunda en yakın yerleşim yerlerinde oluşabilecek tahmini titreşim büyüklüğü 2.7 mm/sn olarak elde edilmiştir. Elde edilen sonuçlar ABD'nin USBM, Almanya'nın DIN 4150 normlarına ve Çevre ve Şehircilik Bakanlığı'nın yönetmeliklerine göre değerlendirilmiştir. ABD'nin USBM, Almanya'nın DIN 4150 normlarına göre yapılarıdaki titreşim hasar sınır değeri 51 mm/sn'dir. Elde edilen patlatma kaynaklı titreşim değerleri ilgili standartlarda verilen hasır sınır değerinin oldukça altında olduğu ve bir tehlike oluşturmadığı belirlenmiştir. Ayrıca bu yerleşim yerleri hava şokunun hissedildiği etki zonu içinde kalmadığı ve bir tehlike oluşturmayacağı kanısına varılmıştır.

ABSTRACT This study is carried out at the foundation excavation of the building about 10 000m² in the central district of Gümüşhane province. It is investigated whether the blasted foundation building excavation would damage the nature and settlement areas. The stability problem is investigated for the excavation method to be applied. The particle velocity is calculated by determining the optimum amount of explosives and production method.

As a result of the measurement account, the estimated vibration amplitude is obtained as the 2.7 mm/s ppv in the nearest settlement. Obtained results are evaluated according to USBM of USA, DIN 4150 norm of Germany, and Ministry of Environment and Urbanization regulations. Studies by the USBM and DIN 4150 concluded that vibration levels in excess of 51mm/s are required to cause structural damage. It is determined that the vibrational values obtained from the blasting are very below the limit value given in the relevant standards. No damage or hazard is occurred at this vibration levels. It is also believed that these settlements are not in the zone of influence by air overpressure and not created any danger.

1 GİRİŞ

Modern dünyada inşaat sektörü hızla gelişmektedir. Gelişen ve büyüyen nüfus ihtiyacını karşılamak çok fazla yapıya ihtiyaç duyulmaktadır. Bu ihtiyacın giderilmesi için gerekli arazi bulmak gün geçtikçe zorlaşmaktadır. Özellikle dağlık ve engebeli yerleşim yerlerinde bina temel kazısı, süre ve maliyet açısından normal binaların inşasından daha yüksektir. Maliyetin ve sürenin

uzamasından dolayı birçok firma temel kazılarında patlatma yöntemini tercih etmektedir. Kontrolsüz yapılan patlatma faaliyetleri sonucunda heyelan, yer sarsıntısı (titreşim), kaya fırlaması, hava şoku ve toz gibi birçok çevresel sorunlar ortaya çıkmaktadır. Bu sorunlar çoğu zaman çevredeki yapı ve canlılara zarar vermektedir.

Çevreye ve canlılara zarar vermeden oluşturulacak bir patlatma dizaynı başarılı bir

patlatmayı g sterir. Patlatma kaynağından belirli bir uzaklıkta bulunan bir yerleşim biriminin ya da canlıların, patlatma sonucunda oluşacak olumsuzluklardan (yer sarsıntısı, taş savrulması ve hava şoku vb.) etkilenmemesi i in, patlatmanın hasara sebep olabilecek sonu larının uygun y ntemlerle ele alınması gerekmektedir (Khandelwal ve Singh, 2007; Karadoğan vd, 2012).

Bir ok araştırmacı patlatma kaynaklı  vresel sorunları farklı ama larla ele almıştır. Yapılan  alışmaların temelde amacı, patlatmanın  vresel etkilerini d ş rmek ve patlatmada istenilen sonucu almaktır ( zer vd., 2014). Yapılan  alışmaların b y k bir  oğunluđu, patlatma yapılan yerin  vresinde bulunan yapılar  zerindeki etkilerini kontrol ve tahmin etmektir (Dowding 1985; Ambraeys et al. 1968; Siskind et al. 1980; Ghosh 1983). Yapısal hasarı tahmin etmede belirleyici parametreler par acık hızı ve frekanstır (Dowding 1985; Siskind et al. 1980; Ghosh 1983; Nicholls et al. 1971). Patlatma sonucu oluşan titreşimler, patlatma yapılan kaya k tlesinde ve yapılarda hasara neden olmaktadır. G n m zde kabul g ren hasar normları, patlatma kaynaklı titreşimin yarattığı hasarı belirlemede kullanılmaktadır

(Langerfors ve Kihlstr m, 1967; Medearis, 1976; USBM 1980; DIN 1984). Bu ama la, yapılan bu  alışmada  ok fazla dađlık ve engebeli bir yerleşim yeri olan G m şhane İlinde 10.000 m²'lık alanda volkanik kayaların oluşturduđu araziye patlayıcı madde kullanılarak inşaat temel kazısı yapılacaktır. Yapılacak patlatma sonucunda  vrede bulunan yapı ve canlılara zarar verilmemesi a ısından en uygun patlayıcı miktarı ve  retim y ntemi belirlenecektir. Uygulanacak  retim y nteminin en yakın yerleşim yerlerine zarar vermeyecek şekilde olmasına ve bu  retim y nteminin stabilite sorununa neden olup olmayacağı araştırılmıştır. Ayrıca bu yerleşim yerleri hava şoku etkisi a ısında da incelenmiştir.

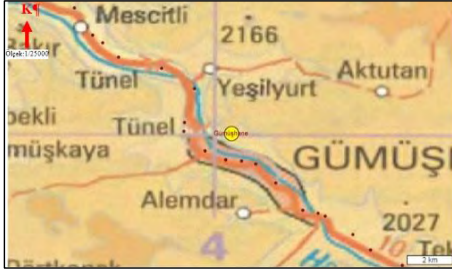
2  ALIőMA ALANINA AİT GENEL BİLGİLER

 alışma alanı, G m şhane İli, Merkez İl esi,  amlıca Mahallesiinde yer almaktadır.  alışma alanının Kuzeydoğusunda kuş u uşu yaklaşık 250 m Kızıl K y , 150 m ve 127 m uzaklıkta merkeze bađlı iki yerleşim yerleri bulunmaktadır ( ekil 1).



 ekil 1.  alışma alanı ve  vresinde bulunan yerleşim yerleri

Çalışma alanı toplam 15.000 m² olup bunun sadece 10.000 m²'lik kısmında patlatmalı kazı yapılacaktır. Çalışmanın yapılacağı alan 1/25,000 ölçekli topografik haritası Şekil 2'de ve açılması planlanan alanın koordinatları Tablo 1'de verilmiştir.



Şekil 2. Çalışma alanına ait 1/25,000 ölçekli topografik harita

Tablo 1. Temel kazı yeri açılması planlanan alanın koordinatları.

NOKTA NO	ENLEM	BOYLAM
1	40.469565	39.479175
2	40.468896	39.476429
3	40.467787	39.475898
4	40.468326	39.477262
5	40.468787	39.478891

Çalışma alanında tarım ve orman arazisi bulunmamaktadır. Dik ve sarp arazi olduğu için tarım için elverişli bir durum teşkil etmemektedir (Şekil 3). Çalışma alanının etrafındaki yamaçların ortalama eğim açısı 30-45° arasında değişmektedir.



Şekil 3. Çalışma alanının genel görüntüsü

2.1 Çalışma Alanı ve Çevresinin Genel Jeolojisi

İnceleme alanı, Ketin (1955) tarafından tanımlanan Türkiye Tektonik Birlikleri'nden Pontid Tektonik Birliği'nin Doğu Pontid Kuzey Zonu kesiminde yer almaktadır. Çalışma alanındaki birimlerin yayılım ve konumları, kaya türü özellikleri, yaşları, ayrıntılı bir şekilde belirlenmeye çalışılmıştır. Doğu Pontid Tektonik Birliği Güney Zonu'nda yer alan ve genelde volkanik ve tortul kayaçların egemen olduğu çalışma

alanında, en yaşlı kayaçları Paleozoyik yaşlı Gümüşhane Granitoidi, Liyas yaşlı Şenköy Formasyonu oluşturur (Şekil 4). Birim Dogger-Malm-Alt Kretase yaşlı Berdiga Formasyonu tarafından uyumsuz olarak üstlenir. Geç Kretase yaşlı Kermutdere Formasyonu bu birim üzerine uyumsuz olarak gelir. Tüm bu birimler Eosen yaşlı Alibaba Formasyonu tarafından uyumsuz olarak üstlenir. İnceleme alanının en genç birimini Kuvaterner yaşlı alüvyonlar oluşturur (Şekil 4).

kireçtaşı gözlenmektedir. Arazide bol çatlaklı ve kırıklı bir yapıya sahiptirler.

Alibaba Formasyonu: Gümüşhane yöresinde, Kermutdere Formasyonu üzerine uyumsuz olarak gelen volkano-tortul karakterli birim, ilk olarak Tokel (1972) tarafından Alibaba Formasyonu olarak adlandırılmıştır. Eosen yaşlı Alibaba Formasyonu tabanda volkanik breş, aglomera ve tüflerden oluşan birim ile başlamakta, bunu killi kireçtaşı ve kumtaşı ara seviyeli hornblend/ojit andezit, kuvarslı andezit ve tüflerden oluşan birimler üstlemekte, en üstte ise riylit, dasit ve piroklastlarından oluşan birimler yer almaktadır. Aglomera ve breşler makroskobik olarak koyu gri, yeşil renkte olup, andezit çakılları bir matriks ile bağlanmışlardır. Andezit çakıllarının boyutları 5-25 cm arasında değişmekte olup, aglomeralarda yuvarlak veya oval, breşlerde ise köşeli şekildedirler (Şekil 5).



Şekil 5. Çalışma alanında bulunan Alibaba Formasyonu'na ait aglomeralar

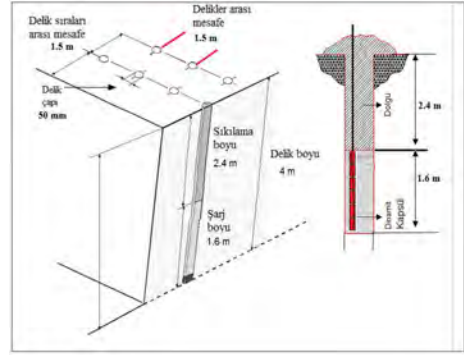
3 YAPILAN ÇALIŞMALAR

Yapılan çalışmada kazı bölgesinde mini basamak patlatması ve ardından hidrolik kırıcılar ile boyut küçültme ve yükleme işlemi yapılacaktır. Yapılacak gevşetme patlatmasında yakında bulunan yerleşim yerlerine ve canlılara zarar vermemesi için patlatma işleminin basamak şekli, ateşleme sistemi, delik süzeni ve şarj miktarı belirlenmiştir. Belirlenen bu değerlerin uygulamasında uygulanan yöntemler irdelenmiştir.

3.1 Temel Kazısında Mini Basamak Patlatması ve Ateşleme Sistemi

Nitelikli bir patlatma için en uygun tane boyu malzemeyi, yer sarsıntısı (titreşim), kaya fırlaması ve hava şoku gibi çevre sorunlar olmadan elde etmek mümkündür. Patlatmayı başarılı kılan iki temel faktör vardır, bunlardan biri deliğe konulan optimum patlayıcı madde miktarı diğeri ise uygun delik düzenidir.

İnşaat alanı temel kazısında ortalama delik çapı 50 mm, delik boyu 2-4 m ve delikler arası mesafe 1.5-1.2 m olacak şeklinde şaşbeş düzende delinerek doldurulması öngörülmüştür (Şekil 6).



Şekil 6. Uygulanacak delme patlatma sistemi (Ölçeksiz).

Basamakta sıralı patlatma yapılacaktır. Temel kazı yapılacak alanda patlatma işleminde patlayıcı madde olarak ANFO ve dinamit, ateşleyici olarak elektrikli kapsül kullanılacaktır. Patlatma işlemi için delici makine ile açılacak deliklere yerleştirilen patlayıcıların patlatılması ile temel kazı işlemi kazısı planlanmaktadır. Patlayıcı yerleştirilen deliklerde çok iyi sıkılama yapılarak parça savrulma riski önlenecektir. Patlatma işleminde gecikmeli kapsüller kullanılarak patlatma esnasında tehlikeli, çok büyük taş parçalarının uzak mesafelere fırlaması engellenmiş olacak, sarsıntı ve titreşim etkisi hafifletilecektir.

Patlatma sonrasında çevre de oluşabilecek sorunları en aza düşürmek için patlatma sisteminde deliklerdeki patlayıcıları istenilen

zamanda istenilen milisaniyelik aralıklar ile patlatabilmek için elektrikli kapsüller kullanımı uygun görülmüştür.

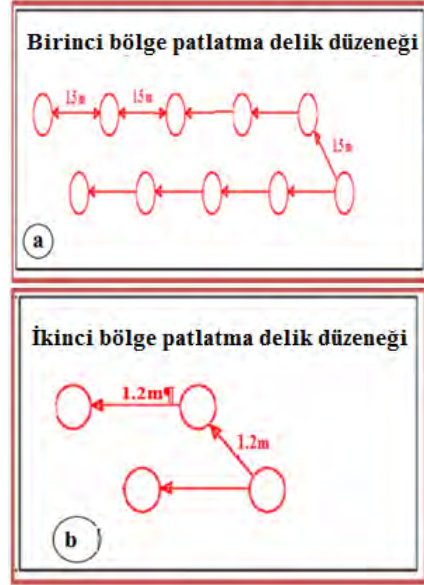
3.2 Patlatma Deliklerinin Delinmesi ve Şarj Miktarı

Basamak oluşturularak gerçekleştirilen temel kazı çalışmasının ilk aşaması patlatma deliklerinin delinmesidir. Patlatmalı kazı çalışması için kazı alanı yerleşim yerine olan uzaklığa göre birinci ve ikinci bölge olarak 2'ye ayrılmıştır.

Temel kazı çalışmasında delikler 2 sıra halinde, bir atımda toplam 10 delik olacak şekilde patlatılması planlanmıştır. Şekil 7a'da birinci bölgelerdeki kazı çalışması için patlatma delik düzeneklerinde delikler şaş-beş delik delme dizilimi olacak şekilde kontrollü ve gecikmeli kapsül kullanılacak şekilde patlatması planlanmıştır. İkinci bölgelerin içindeki yerleşim yerlerinin olduğu alanlar için önerilen patlatma delik düzeni aşağıda Şekil 7b'de verilmiştir. Yapılacak patlatmalar kontrollü şekilde ve gecikmeli kapsül kullanılarak yapılacaktır.

Birinci ve ikinci bölge için kazı çalışmasındaki kayaç sertliği ve yerleşim yerine yakınlıkları da göz önüne alınarak patlatma dizayn parametreleri belirlenmiştir.

Delik geometrisi planlanırken delik çapı, basamak yüksekliği, dilim kalınlığı ve delikler arası mesafe ve diğer teknik parametreleri Tablo 2'de verilmiştir.



Şekil 7. Birinci ve ikinci bölge için patlatma delik düzeni

Tablo 2. Temel kazısı çalışması için patlayıcı ile ilgili teknik parametreler

Parametreler	Birinci Bölge	İkinci Bölge	Birim
Delik Paterni	: Şaş beş	Şaş beş	-
Delik Çapı	: 50	50	mm
Basamak Yüksekliği	: $\cong 3-6$	$\cong 2-4$	m
Delik Boyu	: 4	2	m
Sıkılama Boyu	: 2	1	m
Dilim kalınlığı	: 1.5	1.2	m
Delikler Arası Mesafe	: 1.5	1.2	m
Bir Delikteki Yüzey/Delik İçi Gecikme Süreleri	: 25/500	25/500	ms
Sıralar Arası Gecikme Süresi	: 25	25	ms
Bir Delige Doldurulan Patlayıcı Madde Miktarı	Değer		Birim
Ana Şarj (ANFO) Miktarı	: $\cong 4$	$\cong 2$	kg
Yemleyici (Dinamit) Miktarı	: 0.5	0.5	kg
Bir Delikteki Toplam Patlayıcı Madde Miktarı	: 4.5	2.5	kg
Bir Atımdaki Tüketimler	Değer		Birim
ANFO	: $4 \text{ kg/delik} \times 10^{\text{delik}} = 40$	$2 \text{ kg/delik} \times 10^{\text{delik}} = 20$	kg/atım
Dinamit	: $0.5 \text{ kg/delik} \times 10^{\text{delik}} = 5$	$0.5 \text{ kg/delik} \times 10^{\text{delik}} = 5$	kg/atım
Toplam Patlayıcı	45	25	kg/atım
Özgül şarj:	0.39	0.32	Kg/m³

Patlatılacak deliklere patlayıcı malzeme konduktan sonra boş kalan kısım sıkılama malzemesi ile doldurulacaktır. Burada sıkılamanın amacı, patlatma sonucu açığa çıkan gaz ürünlerinin delikten dışarı kaçmasını önleyerek patlatma enerjisinin önündeki yükü kırmaya yönelmesini sağlamaktır. Ayrıca hava şoku (gürültü) ve taş savrulmasını da önlemektir. Literatürde farklı sıkılama boyu hesaplama teknikleri mevcuttur (Özer, 2001). Ancak genel uygulama, sıkılama mesafesinin yük mesafesine eşit olarak alınmasıdır. Sıkılama malzemesinin zayıf olması durumunda yük mesafesinden biraz daha fazla alınabilir ancak en fazla yük mesafesinin iki katı olabilir (Bilgin, 2003). Yapılan çalışmada delik boyunun % 42'si patlayıcı madde ile geri kalan kısım sıkılama malzemesi ile doldurulacaktır. Çalışma kapsamında patlayıcı yerleştirilen deliklerde çok iyi sıkılama yapılarak parça savrulma riski önlenecektir.

4 BULGULAR VE DEĞERLENDİRME

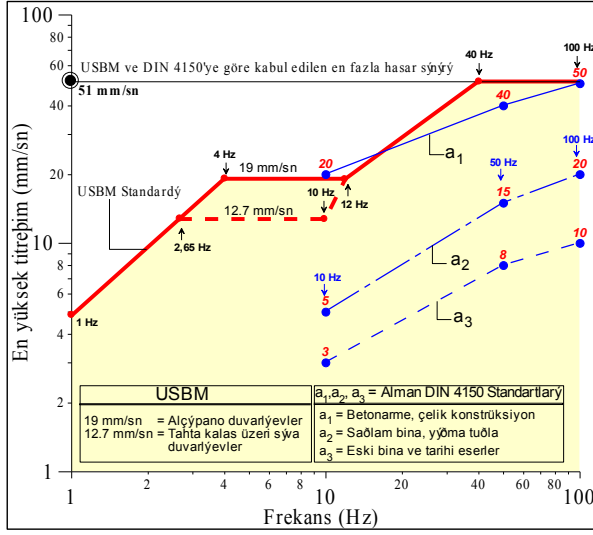
Gümüşhane ili, Merkez İlçesi, Çamlıca Mahallesin de yapılacak 528 konut için 10.000 m²'lik alanda patlatmalı kazı yapılarak açılacaktır. Yapılacak patlatma tasarımı ve kullanılacak patlayıcı miktarı yukarıda belirtilmiştir. Yapılan hesaplamalar sonucunda elde edilen sonuçlar ABD'nin USBM ve Almanya'nın DIN 4150 normlarına, Çevre ve Şehircilik Bakanlığı'nın ise yönetmeliklerine göre değerlendirilerek patlatma kaynaklı titreşimlerin ve hava şokunun en yakın yerleşim yerleri için bir tehlike oluşturup oluşturmadığı belirlenmiştir.

Kazı çalışmaların çevresel etkilerden en önemlisi patlatma sonrası meydana gelen titreşimlerin yerleşim birimlerinde ve yapılarda oluşturduğu hasardır. Bilindiği gibi patlayıcı madde kullanıldığında, değişik dalgalarla etrafa titreşim yayılmaktadır. Bu titreşim civarda bulunan yapı ve konutlarda etki meydana getirerek çeşitli şikayetlerin

meydana gelmesine neden olmakta, titreşimin büyüklüğü binalarda kalıcı hasar oluşturmada etkili olmaktadır. Küçük titreşim değerleri yerleşim birimlerinde veya yapılar üzerinde kalıcı bir etki meydana getirmezler. Bu açıdan, özellikle patlatma kaynaklı titreşimlerin büyüklüğü, direkt olarak üretim yöntemine ve bir defada patlatılan patlayıcı madde miktarına bağlıdır. Titreşimlerin yayılmasında jeolojik yapı da son derece önemlidir. Formasyon eklemlı, yumuşak ve ayırık olması durumunda meydana gelen darbe enerjisi formasyon içinde sönümlenir ve uzun mesafelerde etki meydana getirmemektedir.

Kullanılan patlayıcı miktarlarına bağlı olarak tahmini titreşim değerleri patlatma noktasına en yakın yerleşim birimleri için, ABD'nin USBM, Almanya'nın DIN 4150 normlarına göre değerlendirilmiştir. Ayrıca, 04.06.2010 Tarih ve 27601 Sayılı Resmi Gazete'de yayımlanarak yürürlüğe giren “Çevresel Gürültünün Değerlendirilmesi ve Yönetimi Yönetmeliği”nin verilen sınır değerler de dikkate alınarak ayrı bir inceleme yapılmıştır.

USBM ve DIN 4150 normlarına göre titreşim hızına bağlı hasar sınırları Şekil 8'de gösterilmiş. Şekil 8'de yer alan grafiğe göre hasar, patlatma anında oluşan frekansa göre değişmektedir. Örneğin, USBM'ye göre 1 Hz'de hasar sınırı 4.77 mm/sn olurken 100 Hz'de söz konusu hasar sınırı 51 mm/sn olmaktadır. Diğer kelimelerle artan frekansa bağlı olarak hasar sınırı da artmaktadır. USBM, alçı pano duvarlı ve tahta kalas üzeri sıva duvarlı evler için farklı hasar sınırları tarif etmektedir. DIN 4150 ise yapı kalitesine göre a₁, a₂ ve a₃ olmak üzere 3 ayrı hasar sınırı vermektedir. a₁; betonarme binalar, a₂; sağlam bina yığma tuğla ve a₃ ise eski bina ve tarihi eserlere yönelik en koruyucu sınır değerlerini ifade etmektedir. Buradan anlaşılacağı gibi en korumacı sınır değer a₃ ile belirtilen eski bina ve tarihi eserlere yöneliktir ve a₃ eğrisi ile tarif edilen sınır değerler 10 Hz için 3 mm/sn ve 100 Hz için ise 10 mm/sn sınırları vermektedir (Şekil 8).



 ekil 8. Titre im hızı ve hasar t r  arasındaki ili ki ve USBM ve DIN 4150’ye g re hasar sınırları.

04.06.2010 Tarih ve 27601 Sayılı Resmi Gazete’de yayımlanarak y r rl ge giren “ evresel G r lt n n De erlendirilmesi ve Y netimi Y netmeli i”nin ta  ocaklarında patlatma nedeniyle olu acak titre imlerin izin verilen sınır de erleri Tablo 3’de verilmi tir. İlgili y netmelikte, hasar sınırları patlatma frekansına g re de i mektedir. Frekans arttık a sınır de er de y kselmektedir.  rne in, 1 Hz frekans de erinde sınır de er 5 mm/sn olurken 4-10 Hz arasında 19 mm/sn ve 30-100 Hz arasında sınır de er 50 mm/sn olarak verilmektedir.

Tablo 3. Maden ve ta  ocakları ile benzeri alanlarda patlama nedeniyle olu acak titre imlerin en yakın yapının dı ında yarataca ı zemin titre imlerinin izin verilen en y ksek de erleri.

Titre�im Frekansı (Hz)	İzin Verilen En Y�ksek Titre�im Hızı, mm/sn
1	5
4-10	19
30-100	50

4.1 Kazı  alı masında Olu abilecek Titre imlerin Tahmini

Oriard (1971) tarafından  nerilen a a ıdaki denklem gere ince en y ksek sarsıntı hızı “mesafe/patlayıcı” miktarına ba lı olarak ifade edilmektedir.

$$V = k \left(\frac{D}{\sqrt{W}} \right)^{\beta}$$

Burada;

V : En y ksek yer sarsıntı hızı, (inch/sn, mm/sn)

D : Mesafe (feet, m)

W : Her bir gecikmeli atımda patlayıcı miktarı (libre, kg)

k ve   : Arazi sabitleridir. Tipik k ve   i in  u de erler verilebilir;

Basamak patlatması k=26–260  =-1.6

Galeri patlatması k=5–20  =-1.1

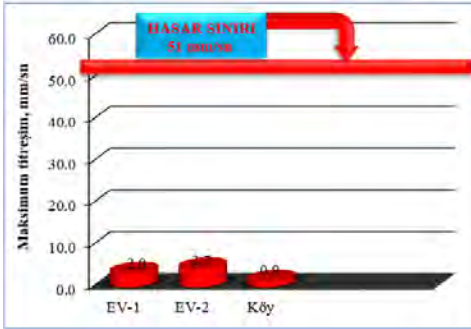
 n  atlatma patlatması k=800  =-1.6

Temel kazı  alı masında bir atımda 10 adet delik patlatılacaktır. Bir delikte en fazla 4.5 kg patlayıcı kullanılacaktır. Bir gecikme zamanında toplam patlayıcı miktarı 4.5 kg’dır. Titre im hesabında bu miktar dikkate alınarak hesap i lemi yapılır. Buna g re k

(260) ve β (-1.6) değerleri dikkate alınıp 4.5 kg patlayıcı kullanıldığında en yakın Ev.k-1 (150 m), Ev.k-2 (127 m) ve köy (250 m) yerleşim yerlerinde oluşacak tahmini titreşim değeri aşağıda verilmiştir. Elde edilen bu değerler büyüklüklerine göre hasar sınır değeri olan 51 mm/sn değerine olan ilişkisi Şekil 9'da verilmiştir.

Bu titreşim büyüklüğü yukarıda standartlarda verilen 51 mm/sn titreşim sınır değerinin altında oldukça altında yer almaktadır.

Ev.k-1
$V = 260 \left(\frac{150 / 0.3048}{\sqrt{4.5 / 0.4536}} \right)^{-1.6} = 0.0787 \text{ inc/sn} = 2.0 \text{ mm/sn}$
Ev.k-2
$V = 260 \left(\frac{127 / 0.3048}{\sqrt{4.5 / 0.4536}} \right)^{-1.6} = 0.1063 \text{ inc/sn} = 2.7 \text{ mm/sn}$
Köy
$V = 260 \left(\frac{250 / 0.3048}{\sqrt{4.5 / 0.4536}} \right)^{-1.6} = 0.0354 \text{ inc/sn} = 0.9 \text{ mm/sn}$



Şekil 9. Temel kazısına yakın yerleşim yerlerinde oluşacak tahmini titreşim değeri

4.2 Hava Şoku Etki Mesafesinin Belirlenmesi

Çalışma alanında patlatma sonucu oluşan hava şoku, Calzia (1969) tarafından önerilen aşağıdaki bağıntılardan hesaplanmıştır.

Şiddetli Etki Zonu $D < 5\sqrt{W}$
Orta Şiddette Etki Zonu $5\sqrt{W} < D < 10\sqrt{W}$
Hafif Şiddette Etki Zonu $10\sqrt{W} < D < 15\sqrt{W}$

Burada;

D: etkili zon aralığı (m),

W: bir gecikme aralığında kullanılan anlık şarj (kg) miktarıdır.

Hava şoku hesaplamaları, çalışma alanında yapılacak maksimum anlık şarj dikkate alınarak yapılmıştır.

Patlatmadaki maksimum anlık şarj

4.5 kg

Şiddetli Etki Zonu 0-10 m

Orta Şiddette Etki Zonu 10-21 m

Hafif Şiddette Etki Zonu 21-32 m

Yukarıdan da görüleceği üzere; patlatma noktasına en yakın Ev-1, (150 m) Ev-2, (127 m) ve köy (250 m) yerleşim yerlerinin hava şokunun hissedileceği etki zonu içinde kalmamakta ve bir tehlike oluşturmayacağı öngörülmektedir.

4.3 Muhtemel Kaya Fırlama Mesafesinin Belirlenmesi

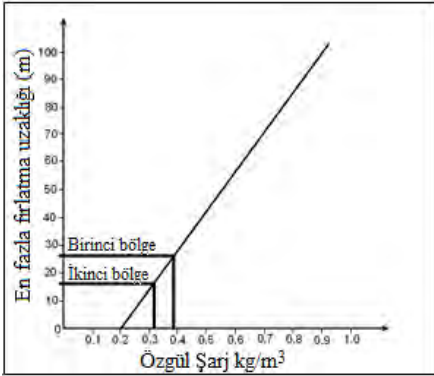
Patlatmalı kazı faaliyetlerinin neden olduğu çevresel problemler olarak kaya fırlaması, hava şoku ve yer sarsıntısı başta gelmektedir. Patlayıcı madde kaya kütlesi içinde iyi bir şekilde hapsedilmediği durumlarda, reaksiyon sonucu oluşan yüksek basınçlı gaz ürünler çatılardan atmosfere deşarj olabilmektedir. Çok yüksek hızla oluşan gaz boşalımı kaya kütlesinde bir kısım yırtılmalara sebep olmakta ve beraberinde kaya parçalarını da hareketlendirmektedir. Böylece savrulan kaya parçaları çevrede tehlike oluşturabilmektedir. Bu patlatmalı kazı çalışmalarının yürütüldüğü bölgelerin yakınlarındaki yöre halkı kadar işi yapan personel ve kullanılan ekipman açısından da büyük güvenlik sorunları yaratabilmektedir.

Pek çok kazı işleminde, patlatma çalışmaları kaçınılmazdır. Bu tür faaliyetlerin yerleşim birimlerine yakın veya yerleşim yerinin içinde olması ister istemez ortaya çıkan yer sarsıntısı ve hava şoku dolayısıyla giderek artan ölçüde çevre sorunlarına neden olmaktadır. Bu durum çevre sakinlerinin doğrudan can ve mal güvenliklerini etkileyebileceği gibi, psikolojik bazı sorunların doğmasına da zemin hazırlamaktadır.

Bu nedenle, güvenli bir patlatmada, bu tür sorunların önlenmesi veya en azından tehlike sınırlarının altına indirilmesi dikkate alınmalıdır. İyi bir patlatmadan beklenen en

  nemli unsurlardan biri de atımın   vresel etkiler a  ısından emniyetli olmasıdır. Temel kazı   alıřmalarının ger  ekleřtirileceęi alanların risk i  eren b  lgelerinde   zellikle yerleřim yerlerinin bulunduęu alanlarda olası kaya fırlamalarına karřı   nlemler alınmalıdır.

  alıřma alanında, patlatma sonucu ger  ekleřebilecek maksimum kaya fırlamasının mesafesi   zg  l řarja baęlı olarak Lundborg vd., (1975) tarafından   nerilen ařaęıdaki grafik kullanılarak belirlenmiřtir. Birinci b  lge i  in hesaplanan   zg  l řarj 0.39 kg/m³ ve ikinci b  lge i  in hesaplanan   zg  l řarj 0.32 kg/m³'t  r. Birinci ve ikinci b  lge i  in muhtemel kaya fırlaması mesafesi sırasıyla yaklařık olarak 27 m ve 15 m olacaęı tahmin edilmektedir. Temel a  ılacak yerin aynasının bulunduęu istikamet ve   alıřma alanı ile en yakın ev arasındaki mesafe (Ev-2: 127 m) dikkate alınırsa patlatma kaynaklı herhangi bir sorunun oluřması m  mk  n deęildir (řekil 10).



řekil 10.   zg  l řarja baęlı olarak oluřması muhtemel kaya fırlaması mesafesinin kestirilmesi.

5 SONU  LAR VE   NERİLER

  alıřma alanı olan G  m  řhane ilinde patlatmalı kazı ile a  ılacak olan 528 adet konut ve iřyerleri i  in temel kazısı ger  ekleřtirilecektir. Temel kazısı iřleminde   vreye olumsuz zarar vermemek ve yapılacak iřin en verimli řekilde yapılması i  in patlayıcı dizaynı yapılmıřtır. Yapılan ve

hesaplanan patlayıcı miktarı kullanıldıęı takdirde   vrede oluřacak olumsuzluklar kestirilmeye   alıřılmıřtır. İncelemeler ve teknik   alıřmalarla elde edilen sonu  lar ařaęıda maddeler halinde sunulmuřtur;

- Yapılacak olan inřaatın temel kazısında bulunan kaya bloklarında kırma   alıřması yapılacaktır. Ancak, temel kazısındaki kaya   formasyonunun sertlięi g  z   n  ne alındıęında delme ve patlatma yapılarak kayayı gevřeterek   ıkarılması gerekli g  r  lm  řt  r. Ancak, zayıf formasyonun olduęu yerlerde hidrolik kırıcı ile kazı ilerlemesi ger  ekleřtirilmelidir.
- Birinci b  lge i  in temel kazı alanında; delik boyu **4 m**, delik   apı **50 mm**, delikler arası mesafe **1.5 m** ve bir delik ateřlemesiyle gevřetilecek malzeme hacmi **9 m³** olacaktır. İkinci b  lge i  in temel kazı alanında; delik boyu **2 m**, delik   apı **50 mm**, delikler arası mesafe **1.2 m** ve bir delik ateřlemesiyle gevřetilecek malzeme hacmi **2.88 m³** olacaktır.
- En yakın yerleřim birimlerinden **Ev-1 (150 m)**, **Ev-2 (127 m)** ve **K  y (250 m)** b  lgeleri i  in bir delikte **4.5 kg** kullanılması durumunda olası muhtemel titreřim b  y  kl  kler sırasıyla **2.0, 2.7 ve 0.9 mm/sn** olarak elde edilmiřtir. Elde edilen sonu  lar da ABD'nin USBM ve Almanya'nın DIN 4150 normlarına,   evre ve řehircilik Bakanlıęı'nın ise y  netmeliklerine g  re deęerlendirilerek patlatma kaynaklı titreřim deęerleri ilgili standartlarda verilen hasır sınırı **51 mm/sn'nin** olduk  a altında olup, bir tehlike oluřturmadıęı belirlenmiřtir.
- Ayrıca bu yerleřim yerleri i  in hava řokunun hissedileceęi etki zonu i  inde kalmamakta ve bir tehlike oluřturmadıęı saptanmıřtır.

KAYNAKLAR

- Ambraseys NR Hendron AJ, 1968, Dynamic Behaviour of Rock Masses, in: Rock Mechanics in Engineering Practice, Editors: Stagg KG, Zienkiewicz OC, John Wiley and Sons, London, 203-207
- Bilgin, H. A., 2003. Patlatma m  hendislięi semineri seminer notları, TMMOB Maden M  h. Odası yayınları, Ankara.

- Bilgin, H.A. ve Çakmak, B.B., 2010. Çok yakın çevresinde binalar bulunan bir doğaltaş maden ocağı için çevresel etki değerlendirmesi ve titreşim analizine dayalı güvenli patlatma tasarımı, VI. Delme Patlatma Sempozyumu Bildiriler Kitabı, TMMOB Maden Mühendisleri Odası, Ankara.
- Calzia, J., 1969. Les Substances explosives et leurs nuisances, Dunod ed., Paris.
- Dowding CH., 1985 Blast Vibration Monitoring and Control. Prentice-Hall, Inc., Englewood Cliffs, NJ, pp. 119-126.
- Erkoç, Ö.Y., 1990. Kaya Patlatma Tekniği, Çeliker Matbaacılık, 164s.
- Ghosh A, Daemen JJK, 1983, A Simple New Blast Vibration Predictor (Based on Wave Propagation Laws), 24. U.S. Symp. On Rock Mechanics, June, 151-161.
- Güven, İ.H., 1993. Doğu Pontidlerin jeolojisi ve 1/250000 ölçekli komplikasyonu, MTA, Ankara.
- Karadoğan A., Özer Ü., Kahrman A., "Patlatma Kaynaklı Titreşimlerin Tahmini İçin Farklı Kayaların Saha Sabitlerinin Belirlenmesi", İstanbul Yerbilimleri Dergisi (E.A:İstanbul Üniversitesi Mühendislik Fakültesi Yerbilimleri Dergisi), cilt.25, ss.9-23, 2012.
- Khandelwal M, Singh TN, 2007. Evaluation of blast-induced ground vibration predictors. Soil Dyn Earthq Eng 27:116–125.
- Langefors, U, Khilström, B., 1973, Rock Blasting, John Wiley and Sons, New York
- Medearis, K., 1976, Structural response to nuclear detonation ground motions, Proceedings of the ASCE Engineering Mechanics Division Specialty Conference on the Dynamic Response of Structures, March.
- NACS (North American Commission on Stratigraphy), 1983. The American association of petroleum geologists bulletin, Volume: 67, No: 5, 841-875.
- Nicholls HR, Johnson CF, Duvall, W, 1971. Blasting Vibrations and Their Effects on Structure, United States Department of Interior, USBM, Bulletin 656
- Olofson, S.O., 1988. Applied explosive technology for construction and mining, 302 s.
- Özer, Ü., 2001. Patlatma kinematığının araştırılması ve patlatılma simülasyonu, FBE, Doktora tezi, Çukurova üniversitesi Adana.
- Siskind, D.E., Stagg, J. Kopp, J.W., Dowding C.H., 1980. Structure Response and Damage Produced by Ground Vibrations from Surface Mine Blasting. USBM Report of Investigation 8507, U.S. Bureau of Mines, Twin Cities.
- U. Özer, A. Karadoğan, U. Kalaycı, M.C. Özyurt Bir Şehir İçi Patlatmasında Sismik Verilerin Değerlendirilmesi İstanbul Yerbilimleri Dergisi, C.27, S.2, SS. 89-101, Y. 2014
- Yılmaz, Y., Tüysüz, O., 1988. Kargı masıfı ve dolaylarındaki Mesozoyik tektonik birliklerin düzenlemeleri sorununa bir yaklaşım: T.P.J.D. Bülteni, 1(1), 73-86.

Patlatma Kaynaklı Titreşimlerle İlgili “Çevresel Gürültünün Değerlendirilmesi ve Yönetimi Yönetmeliği”nin Örnek Bir Çalışma ile Değerlendirilmesi

Evaluation of Turkish Environmental Noise Regulation Related to Blast Induced Vibrations by a Case Study

F. Cihangir^{1*}, A. Kesimal¹, E. Koç², T. Yılmaz¹, B. Erçıkı¹

¹Karadeniz Teknik Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü, TRABZON

²Erzurum Atatürk Üniversitesi, Oltu Yerbilimleri Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü, ERZURUM

*Sorumlu yazar: Ferdi Cihangir (cihangir@ktu.edu.tr)

ÖZET Bu çalışmada patlatma kaynaklı yer titreşimlerinin çevresel etkilerinin değerlendirilmesinde ülkemizde geçerli olan “Çevresel Gürültünün Değerlendirilmesi ve Yönetimi Yönetmeliği” örnek bir çalışma ile değerlendirilmiştir. Çalışma kapsamında bir açık ocakta yapılan 23 patlatmaya eşlik edilerek bir yerleşim biriminin yanında titreşim ölçümleri alınmıştır. Çalışma esnasında delik boyunda ve gecikme aralığında değişiklik yapılarak titreşim değerleri düşürülmüştür. Ölçülen titreşim değerleri her ne kadar “Çevresel Gürültünün Değerlendirilmesi ve Yönetimi Yönetmeliği”nde belirtilen sınır değerler içerisinde kalsa da bu değerlerin yapı birimlerine zarar verdiği görülmüştür. Bu çalışmada ayrıca patlatma kaynaklı titreşimlerin değerlendirilmesinde kullanılan diğer uluslararası standartlar da “Çevresel Gürültünün Değerlendirilmesi ve Yönetimi Yönetmeliği” ile kıyaslama amacıyla ele alınmıştır. Elde edilen sonuçlardan “Çevresel Gürültünün Değerlendirilmesi ve Yönetimi Yönetmeliği”nde belirtilen sınır değerlerin yüksek olduğu ve yapı özelliklerini dikkate alan daha kapsayıcı ve hassas titreşim standartlarının oluşturulmasının çevreye duyarlı madencilik açısından faydalı olacağı sonucuna varılmıştır.

ABSTRACT Turkish Environmental Noise Regulation Related to Blast Induced Vibrations was evaluated by a Case Study in this study. In the scope of the study, 23 vibration measurements belong to a limestone open pit mine were taken alongside a building. Vibration values are reduced by changing the hole length and delay interval during the study for sensitive blasting operations. Although the measured vibration values are within the limit values suggested by the Turkish Environmental Noise Regulation, it was seen to affect the building unit. In this study, some other international standards widely used in the world for the evaluation of blast-induced vibrations were also examined for comparison with the Turkish Environmental Noise Regulation. From the obtained results, it was concluded that the vibration level limits of Turkish Environmental Noise Regulation were high. Therefore, new vibration level limits considering the properties of building units for more inclusive and sensitive blasting operations should be defined for environmentally friendly and sustainable mining.

1 GİRİŞ

Patlatmalı kazı, sert kaya ortamlarında madencilik çalışmalarının yürütülmesi ve mühendislik yapılarının inşası için kaçınılmaz metoddur (Özer, 2008). Patlatmalı kazılar sırasında ortaya çıkan başlıca çevresel problemler yer titreşimleri, hava şoku, gürültü, kaya fırlamaları, zehirli gaz ve dumanlar ile tozdur (Kahriman vd., 2006; Kesimal vd. 2008; Kuzu, 2008,2011; Karadoğan vd. 2014). Oluşan yer titreşimlerinin formu genel olarak patlatılan kaya kütlelerinin özelliklerine, patlayıcı özelliklerine ve patlatma dizaynına bağlıdır (Görgülü vd. 2015). Patlatma kaynaklı titreşimler çevrede bulunan yapılar üzerinde önemli hasarlara neden olabilmektedir (Fişne vd. 2011). Hasarlara yol açan en önemli etkenler, uygun olmayan patlatma tasarımları ve çevredeki yapıların da uygun olmayan malzemelerden projersiz inşa edilmesi olarak gösterilebilir (Karakuş vd. 2010; Öncü vd. 2015).

PPV ile frekans ve titreşim süresinin çevresel problemlerin önlenmesi açısından dikkate alınması gerektiği belirtilmektedir (Kuzu ve Güçlü, 2009; Aldaş, 2010). PPV-ölçekli mesafe veri çiftinden elde edilen regresyon eşitlikleri çevresel hasarların önlenmesinde oldukça güçlü bir şekilde kullanılabilirken (Esen ve Bilgin, 2001; Aldaş ve Bilgin, 2004; Cihangir vd. 2005; Özer vd. 2008, 2013; Erten vd. 2009) sahaya özgü olmaları yaygın kullanımlarını sınırlandırmaktadır (Fişne vd. 2011).

PPV, yapılar üzerinde hasar değerlendirmesinde en yaygın kullanılan titreşim parametresidir (Karadoğan vd. 2014). PPV ve frekans, USBM (United States Bureau of Mines) tarafından önerilen ve araştırmacılar tarafından en yaygın kullanılan hasar kriteri değerlendirme parametreleri çiftidir (Fişne vd. 2011). Hasar kriterlerinin değerlendirilmesinde USBM ve OSMRE genel olarak PPV'yi esas almakta, Alman, Fransız ve Hindistan standartları yapı türlerini göz önüne alırken, İsveç standartları zemin koşullarını esas alan standardı önermektedir (Karadoğan vd. 2014).

Ülkemizde maden ve taş ocaklarındaki patlatmalardan kaynaklanan titreşimler ilk

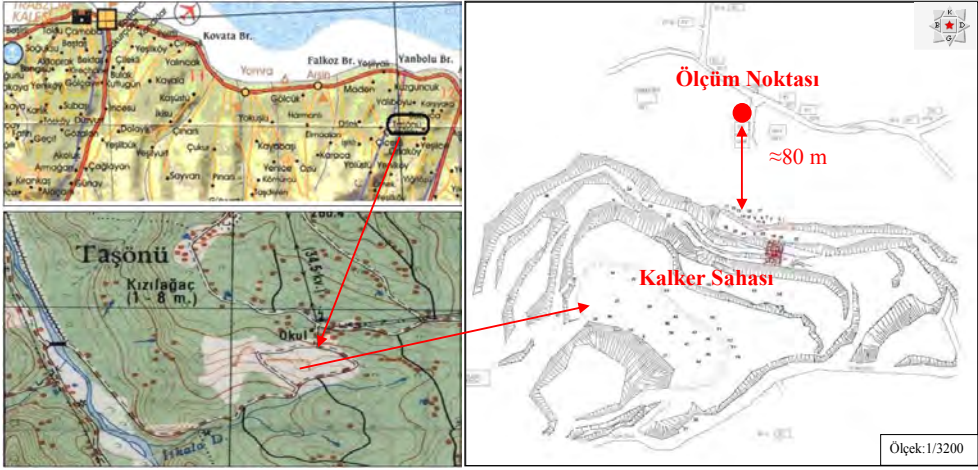
olarak 01.07.2005 tarihinde yürürlüğe giren ve son halini 18 Kasım 2015 tarihinde yapılan değişiklikle alan 4 Haziran 2010 tarihli “Çevresel Gürültünün Değerlendirilmesi ve Yönetimi Yönetmeliği (ÇGDYY)” Ek 7 Tablo 6’da verilen değerlere göre değerlendirilmeye başlanmıştır. ÇGDYY, USBM kriterleri ile neredeyse aynı olduğundan ve ülkemizdeki yapı birimlerinin özelliklerini esas almadığından (Kesimal vd. 2007), ülkemizdeki yapı birimlerine uygun hasar kriterlerinin oluşturulması (Karadoğan vd. 2014) gereklilik arz etmektedir.

Bu çalışmada bir açık kalker ocağında yapılan patlatmalara eşlik edilmiştir. Çalışma kapsamında çevrede bulunan bir yığma tuğla-betonarme yapı biriminde titreşim ölçümleri yapılmış ve gözlemler yapılmıştır. Elde edilen sonuçlar ve gözlemler “Çevresel Gürültünün Değerlendirilmesi ve Yönetimi Yönetmeliği”ne göre değerlendirildikten sonra ilgili yönetmelik tartışılmıştır.

2 SAHA ÇALIŞMALARI VE METHOD

2.1 Saha Jeolojisi

Bu çalışma; Trabzon ili sınırları içerisinde bulunan bir kalker ocağında yapılan patlatmalı kazılardan kaynaklanan titreşimlerin ocak sahası çevresinde bulunan yapılar üzerindeki etkisinin ÇGDYY kapsamında irdelenmesi amacı ile yapılmıştır. Kalker sahası, Trabzon’un 40 km doğusunda bulunmaktadır (Şekil 1). Karadeniz bölgesi genel olarak üst kretase volkanik fasiyesi, andezitik ve bazaltik lavlardan, volkanik tüf ve aglomeradan oluşan kalın bir örtü halindedir. Eosen volkanik fasiyesinde kil, marn ve kalkerler, volkanik tüf, aglomera ve lavlarla değişen kalınlıkta tabakalar halinde bulunurlar. Adeseler halindeki kalkerler genellikle dolomitik yapıdadır. Pliosen’in karasal oluşumları ise, sahil boyunca alüvyon depoları halinde bulunur (Cihangir, 2006). Kalker sahası genellikle marnlı kalker, kalker ve traverten oluşmakta, bazı bölgelerde de karstik boşluklar bulunmaktadır.



Şekil 1. Kalker ocağı yer bulduru haritası ve ocaktan bir görünüş

2.2 Saha Çalışmaları ve İzlenen Yöntem

Kalker sahasında (Şekil 2a) çimento üretimine yönelik kalker üretimi gerçekleştirilmektedir. Sahada 1990'lı yıllar-2004 yılları arasında Rumeli Holding A.Ş., 2004-2006 yılları arasında TMSF ve 2006 yılından sonra da Aşkale Çimento A.Ş. üretim çalışmaları sürdürmüştür. Kalker ocağında patlayıcı olarak sulu deliklerde emülsiyon tip, kuru deliklerde ANFO ve yemleyici olarak da jelatinit dinamit kullanılmıştır. Üretim, basamaklarda düşey yönde açılan ve patlayıcı şarj edilen deliklerin elektrikli kapsüller kullanılarak patlatılması ile gerçekleştirilmiştir. Çalışma kapsamında ocak çevresinde bulunan ve patlatmalardan etkilendiği belirtilen 1980 yılında inşa edilmiş olan bir yapı biriminin yanında (Şekil 2b) PPV ölçümlerinin 2003

Mayıs ile 2005 Eylül tarihleri arasında Instanetl Minimate titreşim ölçer cihazı ile 23 adet patlatmanın titreşim ölçümleri alınmıştır.

Çalışma kapsamında öncelikle ocakta uygulanmakta olan ve müdahale edilmeden dizaynı ve titreşim parametreleri incelenen ilk 10 atımın delik boyları 12 m ve gecikme aralığı 30 milisaniye olarak belirlenmiştir. Daha sonra, ocak sahası, jeolojisi, çevresi ve ölçülen titreşim parametreleri değerlendirilerek delik boyu 6 m, gecikme aralığı da 60 milisaniye olarak değiştirilmiş ve 13 adet patlatmanın daha alt basamaklarda yapılması sağlanmıştır.

Uygulanan çoklu delikli patlatmalara yönelik gecikme başına patlayıcı miktarı, atım noktası ile ölçüm noktası arası mesafe ve patlatmalarda uygulanan delik sayısı aralıkları Çizelge 1'de verilmiştir.

Çizelge 1. 6 ve 12 m'lik delik boyları için patlatmalara ait teknik veriler

	12 m'lik patlatmalar	6 m'lik patlatmalar
Delik sayıları	3-6	4-17
Gecikme başına patlayıcı miktarı (kg)	52-137	27-53
Mesafe (m)	96-131	120-300

Bu 13 patlatmanın da titreşim ölçümleri aynı noktada alınmıştır. Kalker ocağında yapılan patlatmalardan kaynaklanan titreşim ölçümlerine yönelik pik parçacık hızı (PPV;mm/s)-ölçekli mesafe (SD) veri çiftleri arasında ocakta ölçüm yapılmadığı zamanlarda uygulanacak patlatmalı kazı çalışmalarına yönelik ilgili yerleşim birimlerine yönelik hassas patlatmaların gerçekleştirilebilmesi için eşitlik oluşturularak firma teknik çalışanlarına eğitimi verilerek sunulmuştur (PPV-SD için

çalışma boyunca işletmeciye önerilen eşitlik/ler bu çalışmada ilgili veriler için ele alınmamıştır.).

Elde edilen veriler farklı delik boyları için PASW 18 istatistik paket programı ile analiz edilerek ÇGDYY ve yaygın olarak kullanılan uluslararası standartlara (DIN 4150 Normu) bağlı olarak karşılaştırmalı şekilde ele alınmıştır. Daha sonra yanında ölçüm yapılan yapının durumu standartlar/yönetmelikler göz önünde bulundurularak değerlendirilmiştir.



Şekil 2. Patlatma yapılan basamaklar ve titreşim ölçümü alınan yerleşim birimi

3 BULGULAR VE DEĞERLENDİRME

3.1 Ölçülen titreşim parametrelerinin değerlendirilmesi

Sahada yapılan çalışmalar sonucunda, basamak yüksekliğinin düşürülmesi, gecikme aralığının 30 ms'den 60 ms'ye çıkarılması ve daha alt kot ve basamaklarda yapılan patlatmalar ile mesafenin ortalama 100 m daha artırılması neticesinde elde edilen maksimum parçacık hızları (PPV) ile ölçekli mesafe (SD) değerlerinin varyanslarının homojen olmadığı ve birbirinden önemli derecede farklı olduğu görülmektedir.

Yapılan değişiklikle PPV beş katın

üzerinde azalırken, azaltılan gecikme başına patlayıcı miktarı ile artan mesafeye bağlı olarak SD değerleri 2.5 kat civarında artmıştır (Çizelge 2, Şekil 3).

Patlatma dizaynında yapılan değişiklikle gecikme başına patlayıcı miktarının kısalan delik boyu ile birlikte %40 oranında azaltılmasıyla frekans değerleri %18 oranında yükselmiş, hava şoku %3 oranında azalmış, yer değiştirme yaklaşık 5 kat, ivme de 4.3 kat azalmıştır.

Aldaş vd. (2001), bir maden işletmesi için optimum gecikme aralığının belirlenmesinin patlatma kaynaklı titreşimlerin azaltılmasında etkili olduğunu belirtmiştir.

Çizelge 2. Delik boyu ve gecikme aralığına bağlı olarak PPV ve SD'nin kıyaslanması

T-Test

Group Statistics

	Grup_PPV	N	Mean	Std. Deviation	Std. Error Mean
PPV_6m_12m	PPV_12m	10	22,9400	8,03716	2,54157
	PPV_6m	13	4,3685	2,62855	,72903

Group Statistics

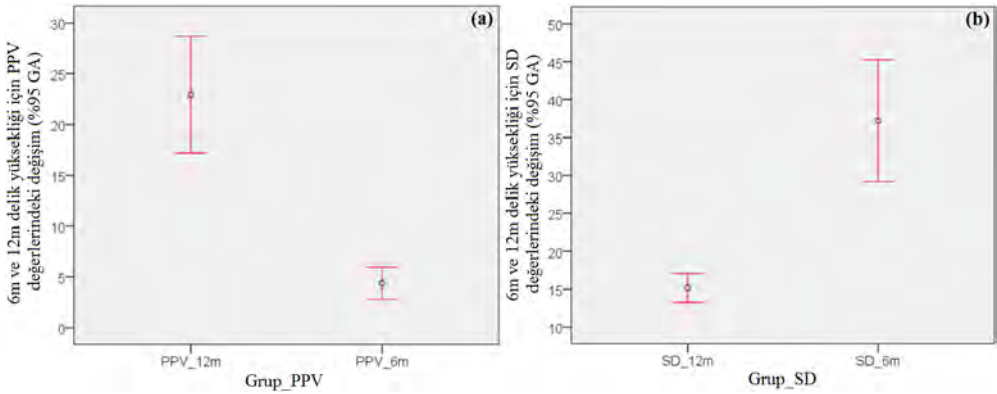
	Grup_SD	N	Mean	Std. Deviation	Std. Error Mean
SD_6m_12m	SD_12m	10	15,1620	2,65491	,83956
	SD_6m	13	37,2108	13,27992	3,68319

Independent Samples Test

		Levene's Test for Equality of Variances		t-Test for Equality of Means						
									95% Confidence Interval of the Difference	
		F	Sig.	t	df	Sig. (2-tailed)	Mean Difference	Std. Error Difference	Lower	Upper
PPV_6m_12m	Equal variances assumed	9,092	,007	7,850	21	,000	18,57154	2,36568	13,65183	23,49125
	Equal variances not assumed			7,024	10,489	,000	18,57154	2,64407	12,71719	24,42589

Independent Samples Test

		Levene's Test for Equality of Variances		t-Test for Equality of Means						
									95% Confidence Interval of the Difference	
		F	Sig.	t	df	Sig. (2-tailed)	Mean Difference	Std. Error Difference	Lower	Upper
SD_6m_12m	Equal variances assumed	10,050	,005	-5,145	21	,000	-22,04877	4,28531	-30,96055	-13,13698
	Equal variances not assumed			-5,837	13,232	,000	-22,04877	3,77766	-30,19540	-13,90214



Şekil 3. Delik boyu ve gecikme aralığına bağlı PPV (a) ve SD değerlerindeki değişim (b)

3.2 Titreşim Standartlarının karşılaştırılması

Patlatma kaynaklı titreşimlerin çevresel etkilerinin değerlendirilmesinde araştırmacılar tarafından en yaygın kullanılan standartlardan ikisi A.B.D. Maden Dairesi (USBM) ve Amerika Açık Ocak Maden Bürosu (OSMRE)'nin önerdiği standartlardır. İki standart için de bir titreşim değerlendirme çalışması yapılmadan önce titreşime maruz kalan yapının uzmanlarca incelenmesi gerekmektedir. Ülkemizde

uygulanmak üzere ilk kez 2005 yılında uygulamaya konulan maden ve taş ocakları için titreşim standardı incelendiğinde, patlatma kaynaklı yer titreşimlerine yönelik çok esnek olan USBM RI 8517 ve OSMRE standartları ile neredeyse aynı olduğu görülmektedir (Şekil 4a).

Alman DIN 4150 Normu ise temel olarak tarihi eser ve anıtların dahi zarar sarsıntı seviyelerini belirlemeye çalışır. Bu normda en alttaki kırıklı çizgi kerpiç, eski ve tarihi eserler gibi sağlam olmayan yapılar; ortadaki kırıklı çizgi yığma tuğla, beton gibi nispeten dayanıklı yapılar; üstteki kırıklı çizgi ise

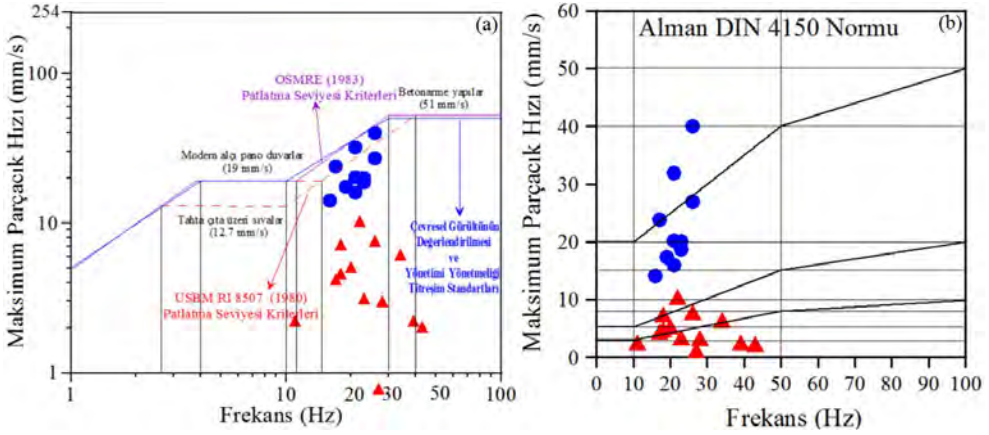
betonarme, çelik konstrüksiyon gibi çok dayanıklı yapılar için titreşim frekansına göre parçacık hızı sınırlarını belirlemektedir. DIN 4150 standardında sınırlar çok keskin olmamakla birlikte, hazırlanmış olan diğer bütün standartlara göre en hassas olanıdır (Şekil 4b).

3.3 Ölçülen PPV ve frekans değerlerinin standartlara göre kıyaslanması

Çalışma kapsamında 12 ve 6 m'lik basamak yükseklikleri için ölçülen PPV değerlerine bakıldığında basamak yüksekliğinin azaltılması ile PPV değerlerinin nispeten

kontrol altına alındığı görülmektedir. PPV değerlerinin tamamı ÇGDYY sınır değerleri altında kalmıştır. Grafikten, PPV değerlerinin bu hali ile çevresel açıdan herhangi bir problem teşkil etmeyeceği görülmektedir (Şekil 4a).

Alman DIN 4150 normu için 12 m'lik delik boyuna sahip patlatmalar için ölçülen PPV değerlerinin tamamı yanında titreşim ölçümü alınan yapı birimi için yüksek iken, delik boyunun 6 m'ye indirilmesi sonucunda 23 ayrı ölçümden sadece 1'i ilgili yapı birimi için tanımlanan sınır değerin üzerinde çıkmıştır (Şekil 4b).



Şekil 4. Frekansa bağlı PPV değerlerinin yaygın uluslararası standartlar ile ÇGDYY ile değerlendirilmesi

3.4 Yapının durumunun standartlara bağlı olarak değerlendirilmesi

Patlatma kaynaklı titreşim ölçümlerinin yapıldığı yerde çevre sakinleri ve yanında titreşim ölçümü yapılan binada yaşayanlar, binanın farklı noktalarındaki ve zemindeki çatlakların patlatmalı kazılar ile yapılan üretim çalışmalarından kaynaklandığını, çatlakların başlangıçta ince ve belirsiz olduğunu, daha sonra ise çatlakların genişlemeye başladığını belirtmişlerdir. Çatlakların tam olarak ne zaman oluştuğu hakkında net bilgi alınamamıştır. Yapı üzerinde yapılan incelemelerde; yapının

muhtelif noktalarında gözlenen makaslama çatlakları (Şekil 5a,b,c) ve zeminde meydana gelen oturmalardan dolayı zeminde oluşan çatlakların (Şekil 5d), yerleşim biriminde yaşayanların söylemleri ile örtüştüğü görülmüştür. Daha uzakta olan ve projeli inşa edilen bazı yapılarda ise benzer çatlakların olmadığı gözlenmiştir.

PPV ölçümlerinin 2003 Mayıs ile 2005 Eylül tarihleri arasında ölçüldüğü dikkate alındığında, daha önce yapılan patlatmaların yapı üzerinde ne kadar etkili olduğu konusunda net bir yaklaşımda bulunmak söz konusu değildir. Ancak, ilk 10 patlatmaya ait PPV değerleri incelendiğinde oldukça

yüksek olduğu görülmektedir. Önceki patlatmaların da benzer olduğu varsayıldığında yaklaşık olarak benzer PPV değerlerinin yapılar üzerinde olumsuz etkilere sahip olabileceği söylenebilir.

Buradan, sahada gerçekleştirilen patlatmalı kazılardan kaynaklanan titreşimlerin yapı birimine zarar verdiği anlaşılmaktadır. Ölçülen PPV değerleri özellikle ÇGDYY kapsamında değerlendirildiğinde (Şekil 4a) yapı biriminde bir hasara yol açmaması gerekmektedir. Ancak mevcut durumda tersi bir durumun söz konusu olduğu görülmektedir.

Dolayısıyla, patlatmalı kazı ile üretimin gerçekleştirileceği bir maden ocağı sahasında

patlatmalı kazılara başlamadan, öncelikle saha çevresinde bulunan yapı birimlerinde durum tespiti (çatlak içerip içermediği, zeminde oturma olup olmadığı, heyelan izlerinin olup olmadığı vb.) yapılması ve daha sonra da patlatmaların dizaynının incelenmesi ile kontrollü patlatmaların gerçekleştirilmesinin sağlanması gerekmektedir. Ayrıca patlatmalı kazıların yapıldığı sahaların etrafındaki yapıların titreşimlerden zarar görmemesi için ülkemizdeki yapı özelliklerini de dikkate alan daha kapsayıcı bir titreşim standardının oluşturulmasının (Karadoğan vd. 2014) ve daha sağlıklı sonuçlar ortaya koyacağı görülmektedir.



Şekil 5. Binadaki patlatma kaynaklı çatlaklar ve zemindeki oturmadan kaynaklanan çatlaklar

4 SONUÇLAR

Patlatmalı kazılar ile üretim çalışmalarının yapıldığı maden sahalarında patlatma

dizaynlarında yapılacak teknik değişiklikler ile patlatma kaynaklı titreşimlerin

seviyesinin düşürülebileceği ve kontrollü patlatmaların gerçekleştirilebileceği açıktır.

Ülkemizde mevcut durumda uygulanan ÇGDYY'nde önerilen titreşim sınır değerlerinin çok yüksek olması nedeniyle tekrar gözden geçirilmesi gerekmektedir. Ülkemizdeki yapı birimlerinin özelliklerini dikkate alan daha kapsayıcı ve hassas titreşim standartlarının oluşturulması; çevresel açıdan daha hassas, makul ve kontrollü patlatmalar ile daha sürdürülebilir madencilik üretim çalışmalarına imkân sağlayacaktır.

Ayrıca, patlatmalar ile üretim kazılarının yapılması planlanan maden ocaklarında patlatmalı kazılara başlamadan önce çevrede bulunan yapı birimlerinde durum tespitinin (çatlak içerip içermediği, zeminde oturma olup olmadığı, heyelan izlerinin olup olmadığı vb.) yapılması ve daha sonra da patlatmaların dizaynının hâlenmesi ile kontrollü patlatmaların gerçekleştirilmesi kontrollü patlatmalara imkân sağlayacaktır.

KAYNAKLAR

- Aldaş, G.G.U., Bilgin, H.A., and Esen, S., 2001. Timing simulation for the selection of optimum delay time, 17th International Mining Congress and Exhibition of Turkey, IMCET2001, pp.317-322.
- Aldaş, G.G.U. and Bilgin, H.A., 2004. Effect of some rock mass properties on blasting-induced ground vibration wave Characteristics, CIM Bulletin, 97 (1079), 52-59.
- Aldaş, G.G.U., 2010. Explosive charge mass and peak particle velocity (PPV)-frequency relation in mining blast, Journal of Geophysics and Engineering, 7 (3), 223-231.
- Cihangir, F., Kesimal, A., Erçikdi, B., Durmuş, O., 2005. Analysis of Blast-Induced Vibrations at a Limestone Quarry, Proceedings of the 5th International Conference SGEM 2005, Modern Management of Mine Producing, Geology and Environmental Protection, Varna, Bulgaria, pp. 287-298.
- Cihangir, F., 2006. Bir Kalker Ocağında Patlatmalı Kazılardan Kaynaklanan Yer Titreşimi ve Hava Şoku Etkilerinin İstatistiksel Analizi. Karadeniz Teknik Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Maden Mühendisliği Anabilim Dalı, Trabzon, Yüksek Lisans Tezi, 73 s.
- Erten, O., Konak, G., Kızıl, M.S., Onur, A.H., ve Karakuş, D., 2009. Analysis of quarry-blast-induced ground vibration to mitigate their adverse effects on nearby structures, International Journal of Mining and Mineral Engineering, 1(4), 313-236.
- Esen, S ve Bilgin, H.A., 2001, Evaluation of blast vibrations from Sekköy surface coal mine in Turkey, Proceedings of 27th Annual Conference on Explosives and Blasting Techniques, ISEE, Orlando, Florida, USA, 313-327.
- Fişne, A., Kuzu, C., Hüdaverdi, T., 2011. Prediction of the environmental impacts of quarry blasting operation using fuzzy logic, Environmental Monitoring and Assessment, 174 (1), 461-470.
- Görgülü, K., Arpac, E., Uysal, Ö., Durutürk, Y. S., Yüksek, A. G., Koçaslan, A., Dılmaç, M. K., 2015. Investigation of the effect of blasting design parameters and rock properties on blast-induced ground vibrations, Arabian Journal of Geosciences, 8 (6), 4269-4278.
- Kahriman, A., Özer, Ü., Aksoy, M., Karadoğan, A., Tuncer, G., 2006. Environmental impacts of bench blasting at Hisarcık Boron open pit mine in Turkey, Environmental Geology, 50 (7), 1015-1023.
- Karadoğan, A., Kahriman, A., Özer, Ü., 2014. A new damage criteria norm for blast-induced ground vibration in Turkey, Arabian Journal of Geosciences, 7 (4), 1617-1626.
- Karakuş, D., Pamukçu, C., Onur, A.H., Konak, G., Safak, S., 2010. Investigation of the effect of ground vibration on buildings due to blasting, Archives of Mining Sciences, 55 (1), 123-140.
- Kesimal, A., Cihangir, F., Erçikdi, B., Yılmaz, E., Durmuş, O., 2007. Doğu Karadeniz Bölgesindeki Açık Ocaklarda Yapılan Üretim Patlatmalarından Kaynaklanan Sarsıntı Parametrelerinin Ölçümü ve Standartların Oluşturulması, KTÜ Bilimsel Araştırma Projesi (2004.112.008.1-KTÜ BAP-01).
- Kesimal, A., Erçikdi, B., Cihangir, F., 2008. Environmental impacts of blast-induced acceleration on slope instability at a limestone quarry, Environmental Geology, 54 (2), 381-389.
- Kuzu, C., 2008. The mitigation of the vibration effects caused by tunnel blasts in urban area: a case study in Istanbul, Environmental Geology, 54, 1075-1080.
- Kuzu, C., Güçlü, E., 2009. The problem of human response to blast induced vibrations in tunnel construction and mitigation of vibration effects using cautious blasting in half-face blasting rounds, Tunnelling and Underground Space Technology, 24 (1), 53-61.
- Kuzu, C., 2011. Taşocağı İşletmeciliğinde patlatma kaynaklı çevresel etkiler, Madencilik Türkiye, 13, 64-72.
- Öncü, M. E., Yön, B., Akkoyun, Ö., Taşkıran, T., 2015. Investigation of blast-induced ground vibration effects on rural buildings, Structural Engineering and Mechanics, 54 (3), 545-560.
- Özer, Ü., 2008. Environmental impacts of the ground vibrations induced by blasting at different

- rock units on the Kadikoy-Kartal metro tunnel, Engineering Geology, 100, 82-90.
- Özer, Ü., Kahrıman, A., Aksoy, M., Adıgüzel, D., Karadoğan, A., 2008. The analysis of ground vibrations induced by bench blasting at Akyol quarry and practical blasting charts, Environmental Geology, 54 (4), 737-743.
- Özer, Ü., Karadoğan, A., Kahrıman, A., Aksoy, 2013. Bench blasting design based on site-specific attenuation formula in a quarry, Arabian Journal of Geosciences, 6 (3), 711-721.

Patlatma Kaynaklı Çevresel Etkilerin Titreşim ve Şev Deformasyonları Açısından Araştırılması: Çaykara (Trabzon) Taş Ocağı Örneği

The Investigation of Environmental Impacts with regard to Vibration and Slope Deformations of Blasting: Çaykara (Trabzon) Example of Quarry

S. Alemdağ

Gümüşhane Üniversitesi Jeoloji Mühendisliği Bölümü, Gümüşhane, Türkiye

G. Külekçi

Karadeniz Teknik Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü, Trabzon, Türkiye

ÖZET Bu çalışmada, Çambaşı (Çaykara-Trabzon) Köyü Mevkii'ndeki patlatmalı taş ocağından malzeme üretimi sırasında ortaya çıkabilecek titreşim miktarının ve ocak alanındaki şevlerde üretimle birlikte oluşacak yer değiştirmelerin belirlenmesi amaçlanmıştır. Her bir gecikme aralığı sırasında kullanılacak patlayıcı miktarı dikkate alınarak yapılan değerlendirmeler sonucunda, ocak alanına en yakın yerleşim yerinde oluşması muhtemel titreşim (partikül) hızının 22 mm/sn olacağı ve bu değer hasar sınırı olarak kabul edilen 50 mm/sn değerinin altında olduğu belirlenmiştir. Yapılan duraylılık analizleri sonucunda şevlere ait güvenlik sayısı değerinin F: 5.04 olduğu ve toplam yer değiştirme miktarının ise 2.45-6.65 cm arasında olduğu belirlenmiştir. Hesaplanan SRF değeri duraylılık için kabul edilen SRF: 1.5 güvenlik sayısından büyük olup, bu sonuç patlatmalı üretim faaliyetinin güvenli çalışma ortamını sağladığını göstermektedir. Ancak, belirlenen toplam yer değiştirme miktarı, ocak alanındaki şevlerde oluşacak gerilme rahatlaması ve titreşimler nedeniyle zamanla küçük deformasyonların oluşabileceğini işaret etmektedir.

Anahtar Kelimeler: Patlatmalı üretim, Partikül hızı, Sayısal analiz, Toplam yer değiştirme

ABSTRACT In this study, it was aimed to determine the amount of vibration that could occur during the production of the material from the blasting quarry in Çambaşı (Çaykara-Trabzon) Village and to determine of displacements that will occur with the production in the slopes in the quarry area. As a result of evaluations taking into account the amount of explosives to be used during each delay interval, it was determined that the velocity of the vibration (particle) that may occur at the settlement closest to the quarry area would be 22 mm/s, which is less than 50 mm/s which is the damage limit. As a result of the stability analysis, it was determined that the value factor of safety of the slopes was SRF: 5.04 and the total amount of displacement is between 2.45-6.65 cm. The calculated SRF value is greater than the accepted SRF for factor of safety: 1.5, which indicates that the blasting production activity provides a safe working environment. However, the amount of total displacement indicated that small deformations may occur over time due to stress relaxation and vibrations to occur in the slope in the quarry area.

Key words: Blasting production, Numerical analysis, Particle velocity, Total displacement

1. GİRİŞ

Dünyada ve ülkemizde hızlı bir şekilde gelişen inşaat sektörü, taş ocaklarına olan ihtiyacı da artırmaktadır. Taş ocaklarına ihtiyacın artması ve taş ocaklarının yerleşim yerleri ile içi içe kalması sonucunda birçok sorun oluşmaktadır. Taş ocaklarında yapılacak üretimin verimli, hızlı ve ekonomik olmasının yanında çevre ile uyumlu bir şekilde üretim yapması gerekmektedir.

Verimli ve hızlı bir üretim için taş ocaklarında patlatma yapılarak üretim yapmak kaçınılmazdır. Patlatmanın kaçınılmaz olduğu madencilik gibi çeşitli sektörlerde yer sarsıntısı, kaya fırlamaları, zehirli gazlar ile dumanlar, toz ve hava şokundan kaynaklanan çevre problemleriyle sıkça karşılaşilmektedir. Bu problemlerin giderilmesi için birçok araştırma yapılmıştır.

Birçok araştırmacı patlatma kaynaklı çevresel sorunları farklı amaçlarla ele almıştır. Yapılan çalışmaların temel amacı, patlatmanın çevresel etkilerini düşürmek ve patlatmada istenilen sonucu almaktır (Aksoy et al., 2016; Aldas ve Bilgin, 2004; Aldas, 2005; Özer vd., 2009). Yapılan çalışmaların büyük bir çoğunluğu, patlatma yapılan yerin çevresinde bulunan yapılar üzerindeki etkilerini kontrol ve tahmin etmektir (Dowding 1996;

Ambraeys et al. 1968; Siskind et al. 1980; Ghosh 1983). Yapısal hasarı tahmin etmede belirleyici parametreler parçacık hızı ve frekanstır (Dowding 1985; Siskind et al. 1980; Ghosh 1983; Nicholls et al. 1971). Patlatma sonucu oluşan titreşimler, patlatma yapılan kaya kütlelerinde ve yapılarda hasara neden olur. Günümüzde kabul gören hasar normları, patlatma kaynaklı titreşimin yarattığı hasarı belirlemede bu parametreleri kullanır (Langerfors ve Kihlström, 1967; Medearis, 1976). Bu amaçla, Trabzon İli, Çaykara İlçesi, Çambaşı Köyü Mevkii'nde yer alan kalker ocağında yapılacak olan patlatmalı kazı sonucunda çevrede bulunan yapı ve canlılara zarar verilmemesi açısından kullanılacak en uygun patlayıcı miktarı ve üretim yöntemi, en yakın yerleşim yerlerine zarar vermeyecek şekilde belirlenmiş ve uygulanacak üretim yönteminin duraysızlık sorununa neden olup olmayacağı araştırılmıştır.

2. ÇALIŞMA ALANINA AİT GENEL BİLGİLER

Çalışma alanı, Trabzon İli, Çaykara İlçesi, Çambaşı Köyü Mevkii'nde yer almakta olup, 1/25.000 ölçekli Trabzon G44-d2 paftası içinde yer almaktadır (Şekil 1).



Şekil 1. Çalışma alanının yer buldur haritası
Çalışma alanına en yakın yerleşim yeri olarak çalışma alanının güneybatı sınırından itibaren

yaklaşık 102m uzaklıkta ahşap-kagir nitelikte tek katlı bir müstakil ev (Ev4) bulunmaktadır.

Yine bu sınırdan itibaren yaklaşık 295m uzaklıkta birbirine yakın 4 adet müstakil ev (Ev5) bulunmaktadır. Ayrıca, çalışma alanının kuzey sınırındaki vadinin sol yamacında bulunan Gümüşdere Mahallesi'ne ait müstakil evler ise 257m (Ev1), 210m

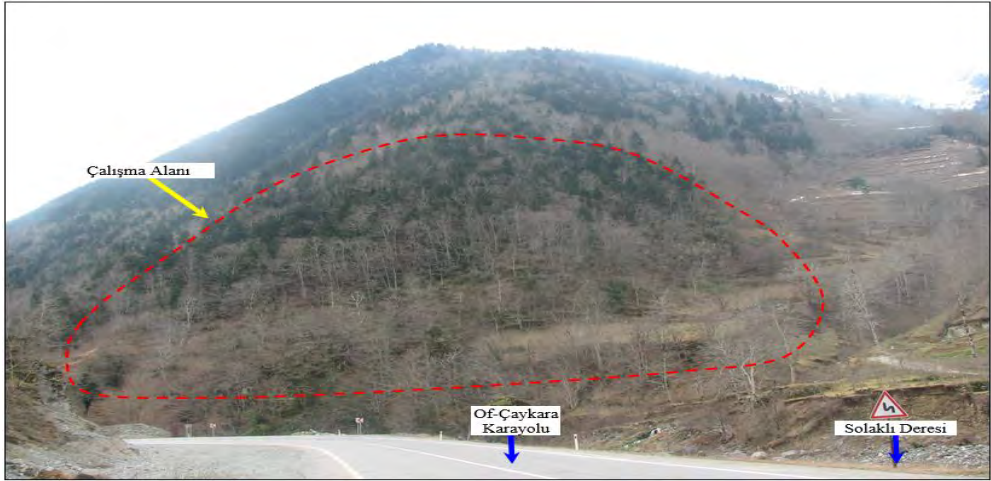
(Ev2) ve 164m (Ev3) uzaklıkta bulunmaktadır. Ataköy Ruh ve Sinir Hastalıkları Hastanesi ise çalışma alanının kuzey sınırından itibaren 202m uzaklıkta bulunmaktadır (Şekil 2).



Şekil 2. Çalışma alanı ve çevresindeki yapıların yayılımı

Çalışma alanı ve çevresinde dik sarp kayalıkların olduğu bir topografya hakimdir (Şekil 3). Ocak alanı çevresindeki yamaçların ortalama eğim açısı 35° - 45° arasında değişmektedir. Genellikle ağaçlardan,

çalılıklardan ve fındıklıklardan oluşan bir bitki örtüsü mevcuttur. Çalışma alanının kuzey sınırından Solaklı Deresi geçmekte olup, bu dere aynı vadiyi takip ederek Karadeniz'e dökülmektedir.



Şekil 3. Çalışma alanının genel görüntüsü

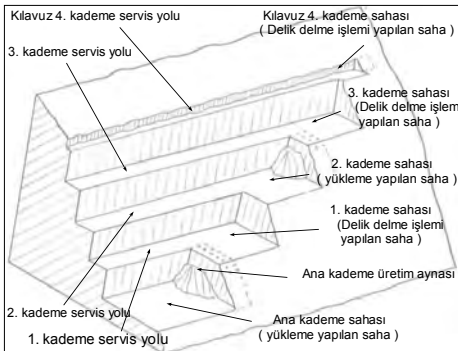
2.1. Çalışma Alanı ve Çevresinin Genel Jeolojisi

Çalışma alanı ve çevresinde yer alan birimler litostratigrafik sınıflama ve adlama kuralları (NACS, 1983) esas alınarak tanımlanmış ve bunun sonucunda inceleme alanında yaşlıdan gence doğru Liyas ve Geç Kretase yaşlı volkano-tortul kayaların ve Kuvaterner yaşlı yamaç molozları ve alüvyonların yüzeyleme verdiği belirlenmiştir.

3. YAPILAN ÇALIŞMALAR

3.1. Üretim Yönteminin Seçimi

Çalışma alanında, kırmataş olarak üretilecek agregada yapılacak üretimin şekli ve kullanılacak metot işletme verimini ve ekonomiyi direk etkileyecek parametrelerdir. Taşocağı işletmeciliğinde en uygun üretim yöntemi “basamaklı üretim” şeklidir (Şekil 4). Bu tür bir üretim şekli tüm üretim değişkenlerinin tamamen denetim altında yürütülmesine olanak verir. Bu yöntemde düzgün basamaklar oluşturulmakta, basamakların üzerine önceden belirlenmiş aralıklarla delikler delinip patlayıcı yerleştirilerek patlatma yapılmaktadır. Bu tür bir üretim yönteminin uygulanması taşocağının faaliyet gösterdiği bölgede yaşanan sorunların önemli ölçüde azalmasında etkili olmaktadır.



Şekil 4. Açık ocakta basamaklı patlatma modeli

Çalışma alanında basamaklı üretim yönteminin yapılması agrega üretimi amacıyla yapılacak delme-patlatma vb. diğer tüm faaliyetler için ideal işletme şartlarını sağlamaktadır.

Ocak sahasında oluşturulacak olan kademeli işletme yöntemi ile patlatılmak istenen yapılarda en az üç tane serbest yüzey oluşturulacağından yapının çevre zonlar tarafından sarılması ve sıkışık halde bulunmasına engel olunacaktır. Dolayısıyla gerek galeri metodu gerekse delik delme makineleri kullanılarak yapılan delme ve patlatma uygulamaları için ideal ortam ve şartlar yaratılacağından taş üretimi için yapılan tüm çalışmaların çevreye vermiş olacağı etki minimum seviyeye indirgenecektir. Patlatılmak istenen yapı veya malzeme ne kadar çok serbest yüzeye sahip olursa o patlatma, sarsıntı yönünden çevreye en az etkiyi verecektir.

Çalışma alanında bazaltların yüzeyleme verdiği alanın boyutları göz önüne alındığında ocak alanı içinde 10m yüksekliğinde, 5m genişliğinde ve 80° eğim açısında 5 kademe oluşturulacaktır. Ocak alanında uygulanacak basamak tasarımı parametreleri çizelge 1’de verilmiştir.

Çizelge 1. Ocak alanında uygulanacak basamak tasarım parametreleri.

Basamak yüksekliği	10 m
Basamak genişliği	5 m
Basamak sayısı	5
Basamak eğim açısı	80°
Genel şev açısı	~63°

3.2. Delme Patlatma Yönteminin Seçimi

Çalışma alanında yapılacak olan patlatma tasarımı sayesinde oluşabilecek etki minimum olması amaçlanmaktadır. Yapılan bütün hesaplamalarda Erkoç (1990) tarafından basamak patlatmaları için önerilen formüllerden yararlanılmıştır.

Delik-Ayna Uzaklığı (V_{max}):

Açılacak patlayıcı madde deliği ve şev aynası arasındaki maksimum mesafeyi belirleyebilmek için aşağıdaki formülden yararlanılmıştır.

$$V_{\max} = \frac{D.45}{1000} \sqrt{\frac{0.4}{c}} \sqrt{\frac{P.s}{1.25}} \sqrt{\frac{1}{f}}$$

Burada; $V_{\max}$: delik-ayna uzaklığı (m), D: delik çapı (89 mm), c: kaya katsayısı (bazalt için 0.375), P: patlayıcı maddenin yoğunluğu (ANFO için 0.85 gr/cm³), s: ANFO'nun güç katsayısı (Dynamex M'e göre 0.96), f: delik eğim katsayısıdır (80° eğimli delik için 1.054).

$$V_{\max} = \frac{89 \times 45}{1000} \sqrt{\frac{0.4}{0.375}} \sqrt{\frac{0.85 \times 0.96}{1.25}} \sqrt{\frac{1}{1.054}}$$

$$V_{\max} = 3.26 \text{ m}$$

Basamak Yüksekliği (K):

$$K \geq 2.V_{\max} \quad K \geq 2 \times 3.26$$

$$K \geq 6.52 \text{ m}$$

Basamak yüksekliğinin **K= 10 m** olarak seçilmesi bu proje için uygun bir yüksekliktir.

Ek Delik Uzunluğu (U):

$$U = 0.3 \times V_{\max} \quad U = 0.3 \times 3.26$$

$$U = 0.978 \text{ m} \approx 1 \text{ m}$$

Toplam Delik Uzunluğu (H):

$$H = (K+U).k$$

Burada; k: trigonometrik delik eğim kat sayısıdır (80° eğimli delik için k=1.02).

$$H = (10+1) \times 1.02$$

$$H = 11.22 \text{ m} \approx 11 \text{ m}$$

Delgi Hatası (F):

$$F = \frac{D}{1000} + 0.03 \times H \quad F = \frac{89}{1000} + 0.03 \times 11$$

$$F = 0.419 \text{ m}$$

Gerçek Delik-Ayna Uzaklığı (V):

$$V = V_{\max} - F \quad V = 3.26 - 0.419$$

$$V = 2.84 \text{ m} \approx 3 \text{ m}$$

Delikler Arası Mesafe (E):

$$E = 1.25 \times V \quad E = 1.25 \times 2.84$$

$$E = 3.5 \text{ m}$$

Sıkılama Boyu (S):

$$S = V$$

$$S = 3 \text{ m}$$

Delik Kesit Alanı (A):

$$A = \frac{\pi.D^2}{4} \quad A = \frac{3.14 \times 8.9^2}{4}$$

$$A = 62.17 \text{ cm}^2$$

Dip Sarj Uzunluğu (L_{dip}):

$$L_{\text{dip}} = 1.3 \times V \quad L_{\text{dip}} = 1.3 \times 2.84$$

$$L_{\text{dip}} = 3.6 \text{ m} \approx 3.5 \text{ m} = 350 \text{ cm}$$

Dip Sarj Miktarı (Q_{dip}):

$$Q_{\text{dip}} = A \times L_{\text{dip}} \times d$$

$$Q_{\text{dip}} = 62.17 \text{ cm}^2 \times 350 \text{ cm} \times 0.85 \text{ gr/cm}^3$$

$$Q_{\text{dip}} = 18496 \text{ gr} \approx 18 \text{ kg}$$

Kolon Sarj Uzunluğu (L_{kolon}):

$$L_{\text{kolon}} = H - L_{\text{dip}} - S \quad L_{\text{kolon}} = 11 - 3.5 - 3$$

$$L_{\text{kolon}} = 4.5 \text{ m} = 450 \text{ cm}$$

Kolon Sarj Miktarı (Q_{kolon}):

$$Q_{\text{kolon}} = A \times L_{\text{kolon}} \times d$$

$$Q_{\text{kolon}} = 62.17 \text{ cm}^2 \times 450 \text{ cm} \times 0.85 \text{ gr/cm}^3$$

$$Q_{\text{kolon}} = 23780 \text{ gr} \approx 23 \text{ kg}$$

Toplam Sarj Miktarı (Q_{top}):

$$Q_{\text{top}} = Q_{\text{dip}} + Q_{\text{kolon}}$$

$$Q_{\text{top}} = 18 + 23$$

$$Q_{\text{top}} = 41 \text{ kg} \quad (1 \text{ delik için toplam ANFO miktarı})$$

Yemleyici Miktarı (Y):

Yemleyici (dinamit) miktarı toplam patlayıcının %3'ü kadar alınmıştır.

$$Y = Q_{\text{top}} \times 0.03$$

$$Y = 41 \times 0.03 = 1.23 \text{ kg} \approx 1 \text{ kg}$$

Bir Delik İçin Kullanılacak Toplam

Patlayıcı Miktarı (Z):

$$Z = Q_{\text{top}} + Y$$

$$Z = 41 + 1 = 42 \text{ kg}$$

Bir Delik Ateslemesi İle Gevşetilecek

Malzeme Miktarı (W):

$$W = E.V.K \quad W = 3.5 \times 3 \times 10 \quad W = 105 \text{ m}^3$$

Özgül Delik (I):

$$I = \frac{H}{E.V.K}$$

$$I = \frac{11}{3.5 \times 3 \times 10} = 0.1 \text{ m/m}^3$$

Özgül Sarj (O):

$$O = \frac{Q_{\text{top}}}{E.V.K}$$

$$O = \frac{42}{3.5 \times 3 \times 10} \quad O = 0.40 \text{ kg/m}^3$$

(1 m³ malzeme üretmek için kullanılacak patlayıcı miktarı)

Yukarıda ayrıntılı olarak hesaplaması verilen delme-patlatma tasarımı parametreleri Çizelge 2'de özet olarak sunulmuştur.

Çizelge 2. Ocak alanında uygulanacak delme patlatma tasarım parametreleri.

Delik-Ayna Uzaklığı ($V_{\max}$)	3 m
Basamak Yüksekliği (K)	10 m
Alt Delme Uzunluğu (U)	1 m
Toplam Delik Uzunluğu (H)	11 m
Delgi Hatası (F)	0.419 m
Gerçek Delik-Ayna Uzaklığı (V)	3 m
Delikler Arası Mesafe (E)	3.5 m
Sıkılama Boyu (S)	3 m
Delik Çapı	89 mm

4. PATLATMANIN ÇEVRESEL DEĞERLENDİRİLMESİ

4.1. Patlatma Sonucu Oluşacak Titreşimin Belirlenmesi

Patlatma sırasında oluşacak titreşimin proje alanı çevresindeki mevcut yapıların üzerinde oluşturacağı etkiyi belirlemek için Oriard (1971) tarafından önerilen ve “Mesafe-Patlayıcı” ilişkisini göz önüne alan aşağıdaki formül kullanılmıştır.

$$V = k \left(\frac{R}{\sqrt{W}} \right)^{-\beta}$$

Burada; V: sismik dalganın yayılma hızı (inch/sn), R: ateşleme noktasından uzaklık (feet), W: her bir gecikmeli atımda ateşlenen patlayıcı miktarı (libre), k ve β : arazi sabitleridir (basamak patlatması için $k=260$, $\beta=1.6$).

Değişik yapılarda oluşan hasar için eşik titreşim düzeylerini hesaplama konusunda araştırmacılar tarafından birçok çalışma yapılmıştır. Çizelge 3’de verilen pik partikül hız kategorileri yer titreşimlerinin kontrol

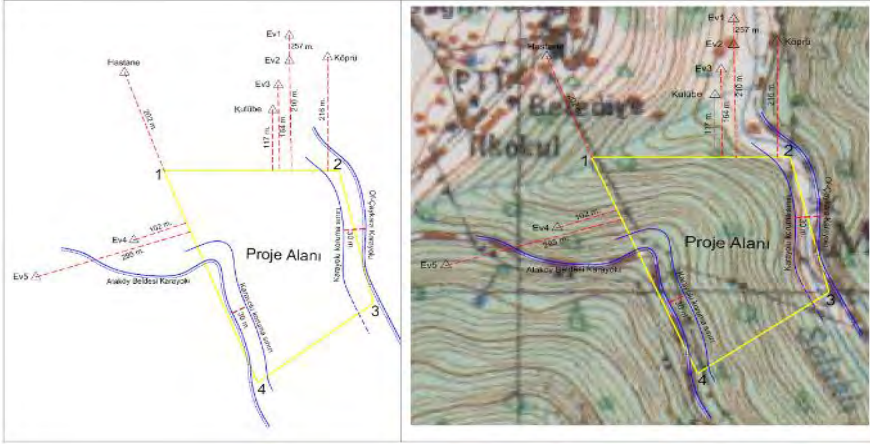
Delik Kesit Alanı (A)	62.17 cm ²
Dip Şarj Uzunluğu (L_{dip})	3.5 m
Dip Şarj Miktarı (Q_{dip})	18 kg
Kolon Şarj Uzunluğu (L_{kolon})	4.5 m
Kolon Şarj Miktarı (Q_{kolon})	23 kg
Toplam Şarj Miktarı (Q_{top})	41 kg
Yemleyici Miktarı (Y)	1 kg
Bir Delik İçin Kullanılacak Toplam Patlayıcı Miktarı (Z)	42 kg
Bir Delik Ateşlemesi İle Gevşetilecek Malzeme Miktarı (W)	105 m ³
Ozgül Delik (I)	0.1 m/m ³
Ozgül Şarj (Q)	0.4 kg/m ³

edilmesi gerektiği patlatmaların tasarımı için bir temel oluşturmada güvenli bir şekilde kullanılmaktadır. Yerleşim alanlarının olduğu yerlerde en sık kullanılan hasar kriteri 51 mm/sn’lik bir pik partikül hızı olup, bu değerin altındaki hızlarda çoğu mesken yapıları için hasar riski çok azdır.

Çizelge 3. Titreşim hızı ve hasar türü arasındaki ilişki (Siskind vd., 1976; Stagg vd., 1984).

Hız (mm/sn)	Etki / Hasar
30	Sıva düşmesi, çatlama yok
51	Hasar Sınırı
70	Fark edilmeyen çatlaklar
100	Önemsiz çatlaklar
127	Az hasar, ciddi şikâyet başlangıcı
150	Çatlamalar

Faaliyet gösterecek taşocağının sınırları ve en yakın yerleşim birimlerine olan uzaklığı Şekil 5’de gösterilmiştir.



Şekil 5. Proje alanı sınırını ve en yakın yerleşim yerlerini gösteren krokiler.

Çizelge 4. Patlama noktasından uzaklığa bağlı olarak yerleşim birimlerinde ve hastanede oluşacak titreşim seviyeleri.

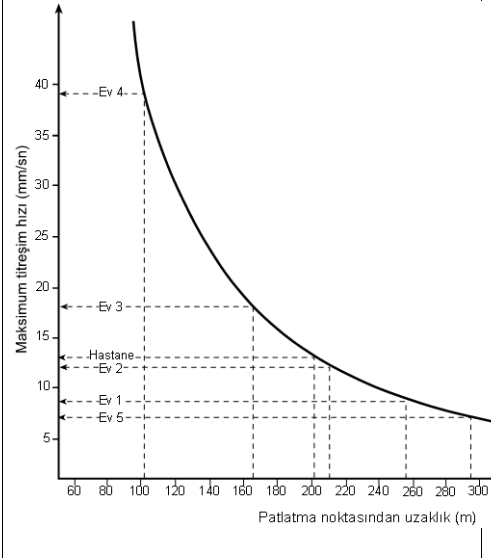
Ocak alanında gecikmeli patlatma sistemi uygulanacağına ve her bir gecikme sırasında etkili olacak patlayıcı miktarının 84 kg olacağına göre maksimum etkili patlayıcı miktarı için en yakın evde (Ev4) oluşacak titreşim değeri;

$$V = 260 \left(\frac{102/0.3048}{\sqrt{84/0.4536}} \right)^{-1.6}$$

$V = 1.54 \text{ inch/sn} = 39.31 \text{ mm/sn}$ olur.

Diğer yerleşim birimleri ve patlamanın etkisinden kaynaklanacak titreşimi hissetme büyüklükleri Çizelge 4'de toplu halde gösterilmiştir

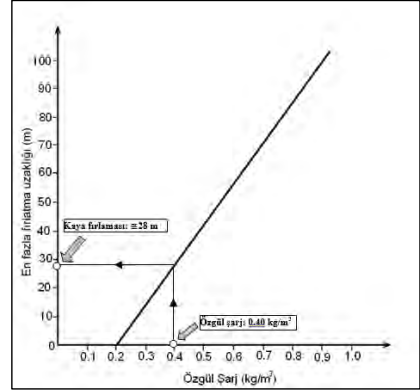
Yerleşim yeri	Mesafe [m]	Maksimum titreşim [mm/sn]	Sınır [mm/sn]	Değerlendirme
Ev1	257	8.91	51	Güvenli
Ev2	210	12.38	51	Güvenli
Ev3	164	18.38	51	Güvenli
Ev4	102	39.31	51	Güvenli
Ev5	295	7.18	51	Güvenli
Hastane	202	13.17	51	Güvenli



Bu titreşim değerleri yukarıda verilen hasar tablosuna göre değerlendirilirse, hasar sınırı olarak kabul edilen 51 mm/sn değerinin altında olmasından dolayı güvenli bir çalışma ortamını tanımlamaktadır (Çizelge 4). Patlatmalardaki önemli olan her bir gecikme aralığına patlatılan patlayıcı miktarının meydana getireceği etkidir. Yukarıdaki 21 deliğin patlatılmasında toplam 882 kg patlayıcı, gecikme uygulanmadan bir anda patlatılırsa 257 mm/sn titreşim meydana getirecektir. Bu büyüklükteki bir titreşim binalarda çok ciddi hasarların oluşmasına neden olacaktır (Çizelge 4). Oysa aynı miktar 20 gecikme aralığında ve her bir gecikme aralığında iki delik patlatılırsa, bir gecikme aralığında kullanılan toplam patlayıcı miktarı yaklaşık 84 kg olacaktır. Bu miktar bir patlayıcı ise çevresel açıdan bir sakınca doğurmayacaktır.

4.2. Taşocağında Olası Muhtemel Kaya Fırlamaları

Çalışma alanında, patlatma sonucu gerçekleşebilecek maksimum kaya fırlamasının mesafesi özgül şarja bağlı olarak Lundborg vd. (1975) tarafından önerilen aşağıdaki grafik kullanılarak belirlenmiştir. Hesaplanan 0.40 kg/m^3 özgül şarj için muhtemel kaya fırlaması mesafesinin yaklaşık olarak 28m olacağı tahmin edilmektedir. Taşocağı aynasının bulunduğu istikamet ve proje alanı ile en yakın ev arasındaki mesafe (Ev4: 102 m) dikkate alınırsa patlatma kaynaklı herhangi bir sorunun oluşması mümkün değildir (Şekil 6).



Şekil 6. Özgül şarja bağlı olarak oluşması muhtemel kaya fırlaması mesafesinin kestirilmesi.

5. DURAYLILIK ANALİZİ

Çalışmanın konusunu oluşturan Şenköy Formasyonu'na ait bazaltlar inşaat sanayinde kırmataş olarak kullanılmak üzere ocak alanından üretilecektir. Bazalttan oluşan kaya kütlelerinin dayanım özelliklerinin belirlenmesi amacıyla arazi gözlemlerinden ve laboratuvar çalışmalarından elde edilen verilerden yararlanılmıştır.

Bazalt kaya kütlelerine ait Jeolojik Dayanım İndeksi (GSI) değerini belirlemek için Sönmez ve Ulusay (2002) tarafından önerilen sayısal sınıflama abağı kullanılmıştır. Jeolojik Dayanım İndeksi sınıflama sistemine göre bazalt kaya kütlelerine ait GSI değerinin 40-50 arasında değiştiği ve "Çok bloklu kaya" sınıfına girdiği belirlenmiştir. Kaya kütlelerine ait özellikler ise Hoek-Brown (Hoek vd., 2002) yenilme kriteri ile belirlenmiş olup, özet olarak Çizelge 5'de verilmiştir.

Çizelge 5. Sayısal analizlerde kullanılan parametreler.

BAZALT										
GSI	σ_{ci} (MPa)	mi	γ (kN/m ³)	D	E _m (MPa)	Şev yüksekliği (m)	Yatay yer ivmesi (g)	Hoek – Brown sabitleri		
								mb	s	a
45	175	25	25	1	3749	10*5=50	0.3	0.492	0.0001	0.508

5.1. Ocak Alanında Açılacak Şevlerin Duraylılık Analizi

Çalışma alanında bulunan ve işletilmesi düşünülen bazaltların yapılan analizler ve arazi gözlemleri sonucunda oldukça sert özellikte olduğu (Schmidt sertliği=50) belirlenmiştir. Mevcut mostralarda yapılan gözlemlerde sistematik bir çatlak sisteminin gelişmediği tespit edilmiştir. Bu nedenle üretim aşamasında oluşturulacak şevlerin duraysızlık değerlendirmesinde sayısal analiz yönteminden yararlanılmıştır. Çalışma alanındaki duraysızlık problemini belirlemek için “Phase² 7.0” sonlu elemanlar programı kullanılarak, işletilmesi planlanan ocakta oluşturulacak şevlerde gerilme-deformasyon analizleri yapılmış ve plastik yenilmeler araştırılmıştır.

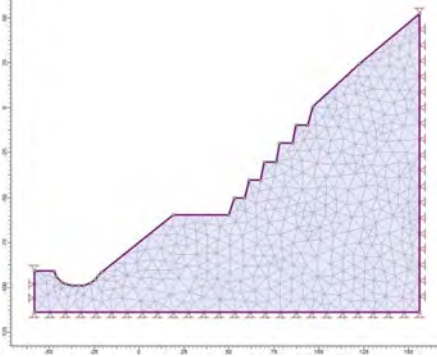
Sayısal şev stabilitesi için yapılan modellemede detay analiz için kazı etrafında hassas zonlama yapılmış, ağ tipi üniform ve üç düğüm noktalı üçgen sonlu elemanlar kullanılmıştır (Şekil 7). Kurulan şev modelinde sınır koşulları şev yüzeyinde serbest, şev yüzeyi dışında x ve y düzleminde her bir alanda deformasyonlar sıfır olacak şekilde sınırlandırılmıştır. Çözümlemeler şev eğimi boyunca değişen gravite yükleri altında yapılmıştır. Gerçek zemin yüzey seçeneği kullanarak, her sonlu elemanın üstündeki malzemenin ağırlığı yardımıyla elemandaki düşey gerilmeler tanımlanmıştır. Gerilme oranı şev düzleminde ve düzlemin dışında, yüzey kazıları için hidrostatik başlangıç gerilmesini temsil etmesi için 1 olarak (yatay gerilme = düşey gerilme) girilmiştir.

İşletme alanında yapılacak olan patlatmalı açık ocak işletmeciliğinde oluşturulacak şevlerin 10m yüksekliğinde, 80° eğiminde ve 5m genişliğinde olacağı ve 5 basamak yapılacağı varsayılarak kazı kesiti oluşturulmuştur. Patlatmalı üretim sırasında kullanılacak patlayıcı miktarı da göz önüne alınarak titreşimlerin oluşturabileceği etkiler en kötü koşullar için irdelenmiştir. Patlatmayla oluşacak sismik katsayı değerleri Power vd. (1998) tarafından yüzeydeki kaya ortamı için önerilen $V_{max}/a_{max}=66sn^{-1}$ eşitliği kullanılarak belirlenmiştir. Yapılan değerlendirme sonucu $V=39.31$ mm/sn hız değeri için yatay yer ivmesinin değeri $a_{max} \approx 0.596g$, olarak hesaplanmıştır.

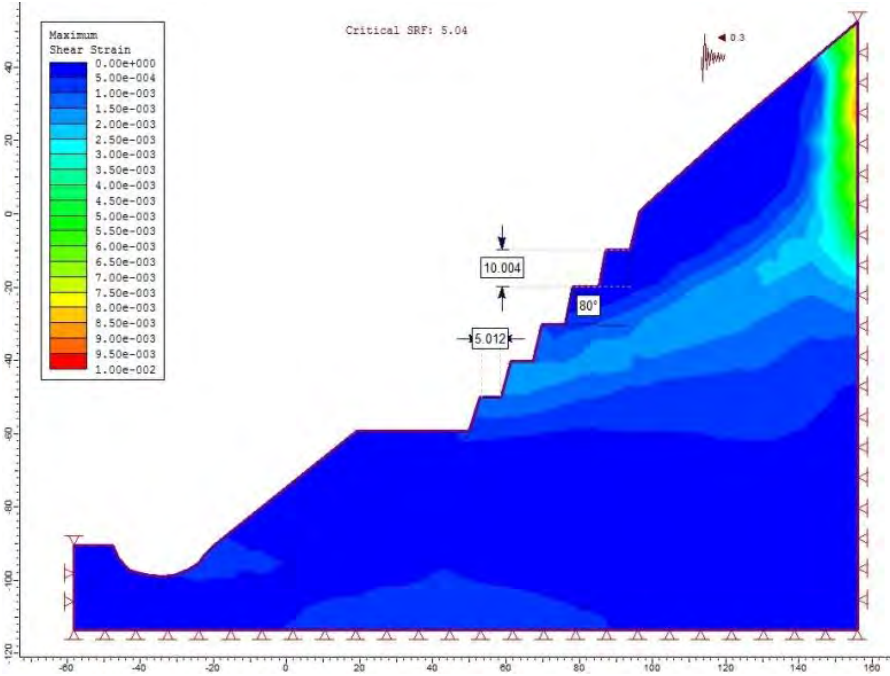
Ancak, çalışmada deprem durumu sabit ivme olarak girileceği için Towhata (2008) tarafından önerilen yatay eşdeğer deprem katsayısı (k) değeri kullanılmıştır. Buna göre Towhata 0.2g'den küçük değerler için pik zemin ivmesini, 0.2g'den büyük ivme değerleri için aşağıdaki eşitlikten hesaplanan ivme değerinin kullanılabileceğini önermiştir.

$$k = (PGA^{0.333})/3$$

Burada; PGA: Pik zemin ivmesidir (0.596g kullanılmıştır). Bu eşitliğe göre inceleme alanında işletilecek taş ocağı için tasarlanan şevlerin modellemesinde kullanılacak etkin yer ivmesi $a=0.28 \approx 0.3g$ olarak belirlenmiştir. Oluşturulan kazı kesiti “Kayma Gerilmesi Azaltma Analizi” yöntemiyle incelendiğinde şevlere ait kritik güvenlik sayısı (SRF) 5.04 olarak belirlenmiştir (Şekil 8).



Şekil 7. Sonlu elemanlar yönteminde şev modeline ait ağ tipinin görünümü

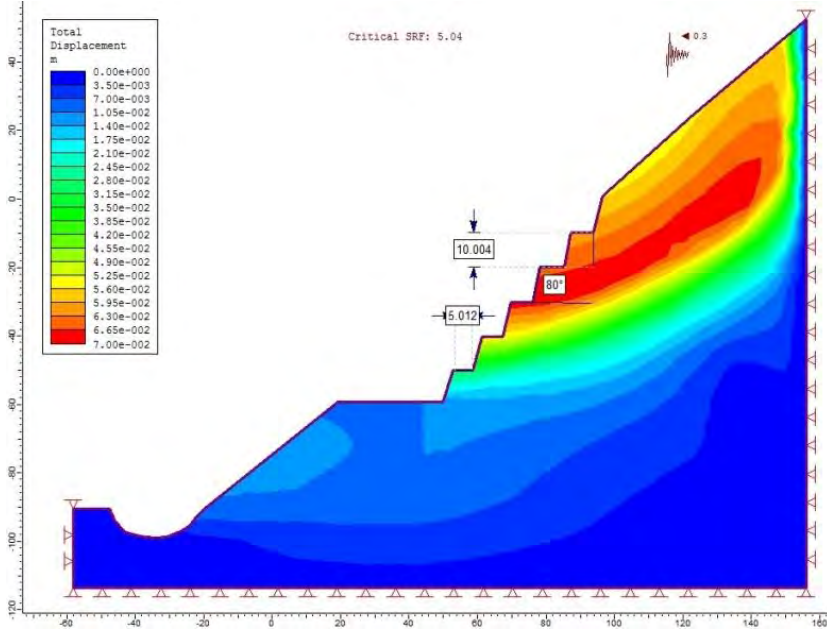


Şekil 8. İşletme alanında kazı sonrası oluşan şevde kayma gerilmesi azaltma analizi

Yol ya da ocak çalışmaları için açılacak şevlerin duraylı olabilmesi için güvenlik sayısı değerinin G_s : 1.5'in üzerinde olması gerekmektedir. Yapılan duraylılık analizleri sonucunda elde edilen değerler yamaçta üretim amaçlı olarak yapılacak olan patlatmalı bir çalışmanın duraysızlık

sorununa neden olmayacağını göstermektedir.

İşletmenin yapılacağı yamaçta kazı sonrası oluşacak şevlerde meydana gelen toplam yer değiştirme (Total displacement) miktarı ise 2.45-6.65 cm arasında değişmektedir (Şekil 9).



Şekil 9. İşletme alanında kazı sonrası oluşan şevde toplam yer değiştirme analizi

Şevde oluşan toplam yer değiştirme miktarı, ocak alanında oluşacak gerilme rahatlaması ve titreşimler nedeniyle zamanla küçük deformasyonların oluşabileceğini işaret etmektedir. Böylece patlatma sonrasında olası küçük blokların açılan şevlerden yuvarlanıp, çalışma alanındaki personel ve araçlara zarar vermemesi için yüzeylerde oluşan serbest veya düşebilecek bloklar temizlenmelidir. Yapılan analizler sonucunda patlatmalı üretim yönteminin duraysızlık sorununa neden olmayacağı ve çevrenin bu çalışmadan olumsuz bir şekilde etkilenmeyeceği belirlenmiştir. Ayrıca, yapılacak olan bu çalışma ile yamaçlardan yük alınacağından yamaçların duraylılığı daha da artacaktır.

6. SONUÇLAR VE ÖNERİLER

Bu çalışmada, Çambaşı (Çaykara-Trabzon) Köyü Mevkii'ndeki patlatmalı taş ocağından malzeme üretimi sırasında ortaya çıkabilecek titreşim miktarının ve ocak alanındaki şevlerde üretimle birlikte oluşacak duraysızlık ve yer değiştirmelerin

belirlenmesi amaçlanmış olup, elde edilen sonuçlar aşağıda sıralanmıştır.

İşletilmesi planlanan taş ocağı için tasarlanan şev geometrisi; 10m palye yüksekliğinde, 5m palye genişliğinde ve 80° palye açısında beş kademe oluşturulacak şekilde üretim yapılacaktır.

Basamaklı üretim yapılması planlanan taş ocağında 21 delik/patlatma için toplam patlayıcı miktarı yaklaşık olarak 882 kg'dır. Patlatmanın çevreye etkisinin en az seviyede olabilmesi için delikler arasında gecikmeli patlatma sistemi uygulanması ve 20 gecikme aralığı uygulanması durumunda, aynı anda 2 delik patlatılacaktır.

Her bir gecikme arasında etkili olacak olan patlayıcı madde miktarı 2 delik için 84 kg'dır. Bu miktardaki patlayıcı taşocağına en yakın yerleşim birimi olan 102 metre mesafede (Ev 4) 39.31 mm/sn titreşim meydana getirecektir. Bu değer binalarda hasar sınırı olarak kabul edilen 51 mm/sn'nin oldukça altında bir değer olduğu için, yapılarda çatlama veya sıva dökülmeleri gibi hasarlar beklenmemektedir.

İşletilmesi planlanan taş ocağında tasarlanan şev geometrisi patlatmanın oluşturacağı titreşimde dikkate alınarak sonlu elemanlar yöntemi "kayma gerilmesi azaltma analizi" kullanılarak analiz edildiğinde kazı sonrası kritik güvenlik sayısı değerleri sınır değer olan 1.5'den büyük çıkmıştır. Bu sonuç yamaçta üretim amaçlı yapılacak patlayıcı bir çalışmanın stabilite sorununa neden olmayacağını, ancak toplam yerdeğiştirme miktarının en fazla 6.65cm civarında olması durumunda şev yüzeylerinde küçük deformasyonların olabileceğini ve buna bağlı olarak ta patlatma sonrası küçük blok yuvarlanmaları beklenmektedir. Olası blok yuvarlanmalarından gerek iş makineleri gerekse çalışan personelin zarar görmemesi için, her patlatma sonrası şevlerin temizlenerek serbest veya düşme olasılığı yüksek blokların temizlenmesi bu olumsuzluğu ortadan kaldıracaktır. Yapılan çalışmada ampirik eşitliklerden hesaplanan etkin yer ivmesi veya titreşim hızları kullanılmış olup, arazide yapılacak deneme patlatmalarının yerinde ölçülmesi ile de belirlenip, ampirik olarak hesaplanan değerler ile karşılaştırılması yapılan hesaplamaların güvenilirliğini arttıracaktır.

KAYNAKÇA

- Aksoy, CO, Uyar, G.G., Özcelik, Y., "Comparison of Hoek-Brown and Mohr-Coulomb failure criterion for deep open coal mine slope stability", STRUC ENG M, Cilt 60, Baskı 5, Sayfa 809-828, 2016
- Aldas G. G. U., "Application of Stockwell Transform to Blasting Induced Ground Vibration", IJSMRE, Cilt 19, Baskı 2, Sayfa 100-107, 2005
- Aldas, G.G.U.; Bilgin, HA., "Effect of some rock mass properties on blasting-induced ground vibration wave characteristics", CIM, Cilt 97, Baskı 127, Sayfa 52-59, 2004
- Ambraseys NR Hendron AJ (1968) Dynamic Behaviour of Rock Masses, in: Rock Mechanics in Engineering Practice, Editors: Stagg KG, Zienkiewicz OC, John Wiley and Sons, London, 203-207.
- Dowding, H.C., 1996, Construction Vibration, pp. 265-283, Prentice Hall, Upper Saddle River, NJ, U.K.
- Erkoç, Ö. Y., 1990. Kaya patlatma tekniği, Çeliker Matbaası, İstanbul
- Ghosh A, Daemen JJK (1983) A Simple New Blast Vibration Predictor (Based on Wave Propagation Laws), 24. U.S. Symp. on Rock Mechanics, June, 151-161.
- Hoek, E., Carranza-Torres, C. ve Corkum, B., 2002. Hoek-Brown failure criterion, 5th North American Rock Mechanics Symposium and 17th Tunneling Association of Canada Conference, Toronto, 267-273.
- Lundborg, N., Persson, A., Ladegaard-Pedersen, A. ve Holmberg, R., 1975. Keeping the lid on flyrock in open pit blasting, Engineering and Mining Journal, pp. 95-100.
- Langefors, U., Kihlström, B. "The Modern Technique of Rock Blasting" Third Edition. 1978, Stockholm, Sweden.
- Medearis, K., 1976, Structural response to nuclear detonation ground motions, Proceedings of the ASCE Engineering Mechanics Division Specialty Conference on the Dynamic Response of Structures, March.
- Nicholls, H. R., C. F. Johnson and W. I. Duvall, Blasting vibrations and their effects on structures, U.S. Bureau of Mines Bulletin 656, 105 pp., 1971.
- Oriard, L.L., 1971. Blasting effects and their control in open pit mining. Proc. Second Int. Conf. on Stability in Open Pit Mining, Vancouver, AIME, New York, pp. 197-222.
- Özer Ü., Aksoy M., Adigüzel D., Karadoğan A., Kahriman A., Özden H., Kara Y., (2009), "A Study of Investigating the Relationship Between Blast Fragmentation and Ground Vibrations Induced by Blasting", " 9th International Multidisciplinary Scientific Geo-Conference & Expo: Modern Management of Mine Producing, Geology and Environmental Protection, Bulgaria, vol.1, pp.333-340.
- Siskind, D.D., Stachura, V.J. ve Raddiffe, K.S., 1976. Noise and Vibrations in Residential Structures from Quarry Production Blasting. US Bureau of Mines, Report of Investigations 8168.
- Siskind, D. E., V. J. Stachura, M. S. Stagg and J. W. Kopp, Structure response and damage produced by ground vibration from surface mine blasting, Bureau of Mines RI 8507, 74 pp, 1980.
- Sönmez, H. ve Ulusay, R., 2002. A discussion on the Hoek-Brown failure criterion and suggested modifications to the criterion verified by slope stability case studies, Hacettepe Üniversitesi Yerbilimleri Dergisi, 26, 77-99.
- Stagg, M.S., Siskind, D.E., Stevens, M.G. ve Dowding, C.H., 1984. Effects of Repeated Blasting on a Wood Frame House. US Bureau of Mines, Report of Investigations 8896
- Towhata, I., 2008. Geotechnical Earthquake Engineering, Springer-verlag Berlin Heidelberg, ISBN 978-3-540-35782-7.

Tekkek y (G m      ) Yakınlarında Bulunan Ta  Ocağının Patlatma Tasarımı ve  evresel Etkilerinin Değerlendirilmesi

The Evaluation of the Environmental Impacts and Blasting Design of the Quarry near the Tekkek y (G m      )

 .  avu oğlu

G m        niversitesi, M hendislik ve Doğa Bilimleri Fak ltesi, Maden M hendisliğı B l m 

S. Alemdağ

G m        niversitesi, M hendislik ve Doğa Bilimleri Fak ltesi, Jeoloji M hendisliğı B l m 

 ZET Ta  ocaklarında yapılan kontrols z patlatmalar sonrasında ortaya  ıkan yer sarsıntılarının  evredeki yapılara hasar verdiğı bilinmektedir. Bu  alı mada, G m       İli, Merkez İl esi, Tekke K y  Mevkii'ndeki kire ta ı ocağında kullanılacak en uygun patlayıcı miktarı ve patlatma dizaynının en yakın yerleşim yerleri  zerindeki etkisi ve buna ek olarak  retim yapılması planlanan a ık ocaktaki optimum şev tasarımının belirlenmesi ama lanmıştır.  alı mada, patlatma dizaynı yapılarak her bir patlatmada kullanılacak olan patlayıcı miktarı hesaplanmıştır. Bir takım amprik form ller yardımıyla yapılacak patlatmaların mesafeye g re değı en titreşim hızları (V) değı eri belirlenmiştir. En yakın yerleşim birimlerinde ki yapılar dikkate alınarak elde edilen sonu lar ilgili standartlara g re değı lendirilmiş ve hasar d zeyleri belirlenmiştir. Sonu  olarak proje alanı  evresinde yapılan jeoteknik ama lı incelemelerde k tle hareketlerine sebep olabilecek hi  bir unsurun bulunmadığı, bu nedenle proje alanı  evresinde yeralan yerleşim yerlerinde patlatma kaynaklı herhangi bir risk olmadığı tespit edilmiştir.

ABSTRACT It is known that artificial earthquake-explosion which occur after uncontrolled blasting on the quarries cause the damage to the surrounding area. In this study, it is aimed to evaluate the most suitable blasting quantity to be used in the limestone quarry in Tekkek y, G m      , and the effect of the blasting design on the nearest settlement sites, in addition, it is aimed to determine the optimum slope design in the open quarry planned for production. In the study, the blasting design was made and the amount of blasting agent to be used in each blasting was calculated. The vibration speeds (V) vary depending on the distance of the blasting to be made were determined with the help of a number of empirical formulas. The results obtained were evaluated according to the relevant standards and the damage levels are determined by taking into consideration the structures in the nearest settlements. As a result, it is determined that there is no factor that can cause mass movements in the geotechnical investigations carried out around the project area and therefore there is no risk due to blasting in settlements around the project area.

1. GİRİ 

 lkemizde yoğun şehirleşme ve alt yapı  alı maları olgusuna paralel olarak, ta  ocakları  retimnin gerek hacim, gerekse boyutuyla  nemli oranlara ulaştığı ve bu

eğilimin gelecekte de giderek artacağı bir ger ektir. Ta  ocağı işletmeciliğı ile elde edilen  r nler, kentleşmenin bir sonucu olarak ortaya  ıkan konut ihtiya ı ve son yıllarda  lkemizin  nemli sekt rlerinden biri

haline gelen inşaat sektörü ve buna bağlı yol yapım çalışmalarında kullanılması zorunlu ve ikame edilemez bir girdi durumundadır (Sümer vd., 1992; Özdemir vd., 2003; Karakuş, 2010; Karadoğan vd., 2012). Agregalar, doğadan (akarsu yatakları, deniz kıyıları vb.) elde edildiği gibi, çoğunluğu taş ocağı işletmeciliği ile üretilen kaya bloklarının kırılıp eleme işlemlerinden geçirilmesiyle de elde edilmektedirler. Taş ocağı işletmeciliği de özü itibarıyla bir yeraltı kaynağının toplu hizmetine sunulması sürecinden ibarettir ve madencilik faaliyetleri gibi değerlendirilmektedir. Ancak bu çalışmaları yaparken de faaliyetlerin çevresel etkilerinin göz önünde bulundurulması ve gerekli tedbirlerin alınması gerekmektedir (Aldaş vd., 2009; Kılıç ve Kahraman, 2016). Bu faaliyetlerin birçoğunda açık ocak işletmeciliği yöntemi kullanılmaktadır.

Taşocakları genel olarak açık ocak işletmeciliğinde kademeli (basamaklı) üretim yöntemi ile işletilmektedir. Kayaç ve malzemelerinin oluşum (köken) yatak geometrisine (masif/tabakalı, gevşek veya yarı gevşek) bağlı olarak delme-patlatma işlemleri/şilemsiz yapılmaktadır. Ancak genel olarak patlatmalı kazı yapılarak üretim yapılmaktadır. Bu tip üretim yöntemlerinde genellikle 10-20m'lik basamaklar oluşturulur, sonrasında patlatma yapılacak basamaklarda delikler delinir, patlayıcı madde şarjı yapılır ve patlatma sonrası hammadde üretimi gerçekleştirilir.

Taşocakları genellikle bulunduğu bölgelerde yapılan patlatma sonucu ortaya çıkan titreşim ve hava şokundan dolayı çevreye negatif etkiler bırakmaktadırlar. Patlatmanın gerçekleştirildiği bölgeden belirli bir mesafede bulunan yerleşim birimlerinin, patlatma sonrası ortaya çıkan titreşim ve hava şokundan etkilenmemesi için, yapılan patlatma tasarımında bir gecikme başına düşen en fazla patlayıcı miktarının önceden belirlenmesi ve kontrollü atımlar gerçekleştirilmesi önem arz etmektedir (Felice, 1993; Kahriman vd., 2006; Karadoğan vd., 2007; Kılıç ve Kahraman, 2016).

Madencilğin en önemli sorunlarından bir tanesi de patlatmalı kazı sonrası meydana

gelen titreşimlerdir. Patlatma sonucu ortaya çıkan dalga hareketinin basınç düzeyine bağlı olarak oluşan titreşimlerin şiddeti zaman zaman bina veya kaya malzemesinin dayanımını aşmakta ve bu malzemelerin oluşturduğu yapılara hasar verebilmektedir. Bundan ötürü, patlatma sonrası patlatmadan kaynaklanan titreşimlerin seviyesinin tahmin edilmesi, izlenmesi ve kontrol edilmesi bir gerekliliktir.

Patlatma sonrası oluşan yapısal hasarlar maksimum parçacık hızı (PPV) ve patlatma frekansı ile ilişkilendirilmektedir. Parçacık hızının esasısı ise gecikme başına maksimum şarj miktarı, patlatma noktasından olan mesafe ve ortamın jeolojik karakteristiğine dayanır (Ak vd., 2009).

Zemin titreşimi tahmininde yaygın olarak maksimum parçacık hızı (PPV) kullanılır. PPV, çeşitli yer hareketi tahmin denklemleri (sönümlenme eşitliği gibi) kullanılarak titreşime karşı yapısal tepkileri ve insan dayanıklılığını tahmin etmede kullanılır. Bu eşitlikler, saha koşullarının (örneğin jeolojik ve teknolojik koşullar) ve ölçekli mesafenin (serbest alan patlatmaları için $SD = D/W^{1/3}$ (yeraltı patlatma) veya yüzey patlatmaları için $SD = D/W^{1/2}$) bir fonksiyonu olarak PPV'yi verir (Kuzu, 2008). Burada SD: Ölçekli mesafe, D: Patlatma noktasından en yakın yapıya uzaklık (m), W: Gecikme başına maksimum patlayıcı madde miktarı (kg) dır.

Ölçekli mesafe, gecikme başına şarj miktarı ve patlatma ile ölçüm noktası arasındaki mesafeden türetilmektedir. Buna bağlı olarak ölçekli mesafenin belirlenmesinde kullanılan formül;

$$SD = \frac{R}{\sqrt{W}}$$

Burada R: Patlatma noktasından uzaklık (m)dir.

Parçacık hızının önceden tahminine yönelik ise en yaygın kullanılan eşitlik;

$$PPV \text{ (mm/sn)} = K \times (SD)^{-\beta}$$

Burada K: Arazi iletim katsayısı, β : Saha sönümlenme katsayısıdır.

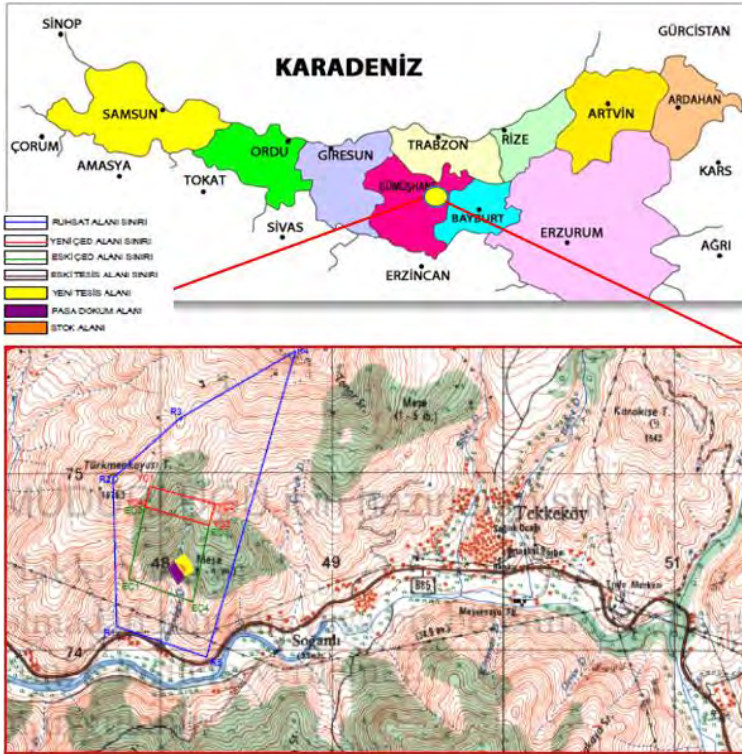
Bu çalışmada, Gümüşhane İli, Merkez İlçesi, Tekke Köyü Mevkii'ndeki faaliyet gösteren II-a Grubu kireçtaşı ocağında malzeme üretimi sırasında kullanılacak en uygun patlayıcı miktarı ve patlatma sonrası en yakın yerleşim yerleri üzerindeki etkisi ve ayrıca buna ek olarak üretim yapılacak optimum şev tasarımının belirlenmesi amaçlanmıştır.

2. İNCELEME ALANINA AİT GENEL BİLGİLER

Çalışma alanı, Gümüşhane İli, Merkez İlçesi, Tekke Köyü Mevkii'nde yer almakta olup, Gümüşhane-Bayburt karayolunun yaklaşık 10. kilometresinden ayrılan ocak yolunun 500 m yukarısında bulunmaktadır. II-a Grubu kireçtaşı ocağı çalışma alanı olarak 16.96

hektar ve yeni çalışma alanı olarak eklenecek 4.76 hektar olmak üzere toplamda 21.72 hektar olup, H43 al paftasında yer almaktadır (Şekil1). Ocak alanında açık işletme yöntemi ile birlikte kademli üretim gerçekleştirilecektir. Bu yöntemle birlikte yılda 390.000 ton/yıl malzeme üretimi planlanmaktadır.

Proje alanına en yakın yerleşim yeri olarak işletme sahasının güney sınırından itibaren 500m uzaklıkta Tekke Köyüne ait Türkmenkayası Mahallesi bulunmaktadır (Şekil 1). Proje sahası içerisinde geçen yaklaşık 1 km uzunluğa sahip Tavşanlığın Dere mevcut olup, kuru dere niteliğindedir. Sadece bahar aylarında yağış sularının süzülmesi ve yüzeysel akışı ile çok düşük debilerde su olduğu tespit edilmiştir.



Şekil 1. Yer bulduru haritası

2.1. Taş Ocağında Basamaklı Çalışma

Yöntemi

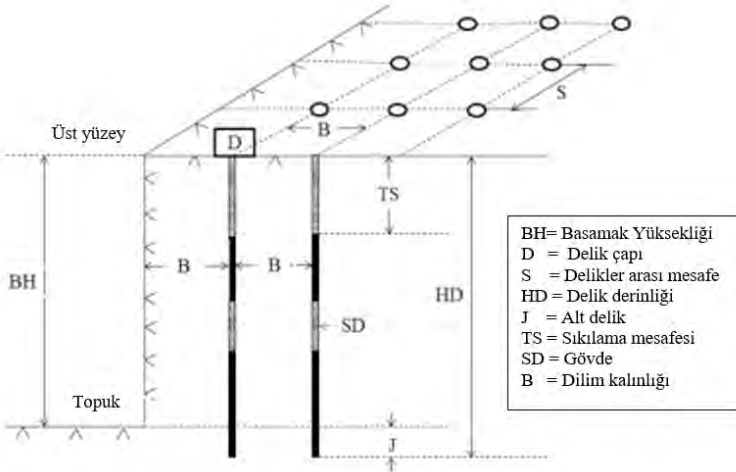
Taşocağı işletmeciliğinde en uygun üretim yöntemi “basamaklı üretim” şeklidir (Şekil 2). Bu tür bir üretim şekli tüm üretim değişkenlerinin tamamen denetim altında yürütülmesine olanak verir. Bu yöntemde düzgün basamaklar oluşturulmakta, her bir basamağın üzerine muntazam aralıklarla delikler delinip patlayıcı yerleştirilerek patlatma yapılmaktadır. Bu tür bir üretim yönteminin uygulanması taşocağının faaliyet gösterdiği bölgede yaşanan sorunların önemli ölçüde azalmasında etkili olmaktadır.

Ocak sahasında basamaklı işletme yöntemi önerilmesinin en önemli gerekçesi, taş üretimi amacıyla yapılacak delme-patlatma vb. diğer tüm faaliyetler için ideal işletme şartlarını sağlamaktır. Bunun yanında basamaklı üretim yöntemi (Yılmaz vd., 2003a; Yılmaz vd., 2003b);

- Ocak sahalarında emniyetli ve güvenli çalışma ortamının oluşturulması
- Üretim sırasında temiz malzeme alınması
- Patlatma kaynaklı çevresel etkilerin kontrolü

- İmalata uygun malzeme üretiminin yapılması
- Ocaktaki malzeme verimin artırılması
- Yapılacak olan her türlü çalışmadan yüksek verim alınması
- Ocağın köretilmemesi
- Ocak saha zeminin ve üretim aynasının kontrolü
- Ocak sahasındaki tüm iş makinelerinin hızlı ve verimli çalışmalarının sağlanması
- Çevresel açıdan düzenli görünüm gibi avantajları da sağlamaktadır.

Ocak sahasında oluşturulacak olan basamaklı üretim yöntemi ile patlatılmak istenen yapılarda en az iki tane serbest yüzey oluşturulacağından yapının çevre zonlar tarafından sarılması ve sıkışık halde bulunmasına mani olunacaktır. Dolayısıyla delik delme makineleri kullanılarak yapılan delme ve patlatma uygulamaları için ideal ortam ve şartlar yaratılacağından taş üretimi için yapılan tüm çalışmaların çevreye vermiş olacağı etki minimum seviyeye indirgenecektir. Patlatılmak istenen yapı veya malzeme ne kadar çok serbest yüzeye sahip olursa o patlatma, sarsıntı yönünden çevreye en az etkiyi vermektedir.



Şekil 2. Basamaklı yöntemde delme-patlatma planı.

2.2. Ocak Alanında Açılacak Şevlerin Geometrisi ve Duraylılık Analizi

Çalışma alanında bulunan ve işletilmesi düşünülen kireçtaşlarında yapılan analizler ve arazi gözlemleri sonucunda oldukça sert özellikte olduğu (Schmidt sertliği=47) belirlenmiştir. Mevcut mostralarda yapılan gözlemlerde tabakalı birim özelliğinde olan kireçtaşları az ayrılmış olup, ortalama 40 cm kalınlığında tabakalanma göstermektedir. Çalışma alanındaki optimum şev tasarımı ve patlatmalı üretim yapılması durumunda duraysızlık problemi oluşup oluşmayacağını belirlemek için “Phase²” sonlu elemanlar programı kullanılmış ve yamaca ait kazı sonrası güvenlik sayısı hesap edilmiştir. Ayrıca patlatmalı üretim sırasında oluşacak titreşimlerden kaynaklı dinamik yükler analizlerde dikkate alınarak gerilme-deformasyon analizleri yapılmış ve plastik yenilmeler araştırılmıştır. Yapılan birçok tasarım sonucunda en ideal şev geometrisi elde edilmiştir (Tablo 1).

Bu şev geometrisi proje alanı içinde uygulanabilecek en ideal tasarım olup, bu geometri dikkate alınarak üretim yapılması durumunda işletme esnasında meydana gelecek olası riskler en aza indirgenecektir.

Tablo 1. Ocak alanında uygulanacak basamaklı yöntemin tasarım parametreleri.

Basamak yüksekliği	12 m
Basamak genişliği	10 m
Basamak sayısı	17
Basamak eğim açısı	80°
Genel şev açısı	~46°

Patlatmalı üretim sırasında kullanılacak patlayıcı miktarı göz önüne alınarak, titreşimlerin oluşturabileceği etkiler en kötü koşullar için irdelenmiştir. Patlatmayla oluşacak yatay yer ivmesi değerleri (a_{max}) Power vd. (1998) tarafından yüzeydeki kaya ortamı için önerilen $V_{max}/a_{max}=66 \text{ sn}$ eşitliği kullanılarak belirlenmiştir. Burada; V_{max} : sismik dalganın yayılma hızıdır. Yapılan değerlendirme sonucunda ocak içinde yapılacak patlatmayla oluşacak titreşim hızı için yatay yer ivmesinin değeri $a_{max} \approx 0.1g$ olarak belirlenmiş ve kazı sonrası oluşturulan

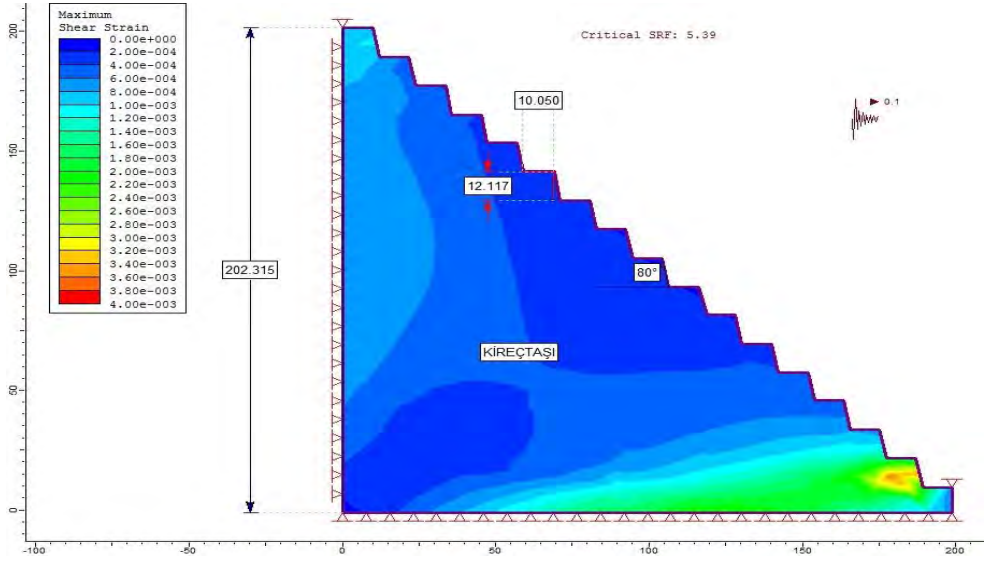
şev geometrisinde dinamik etkin yer ivmesi olarak kullanılmıştır. Oluşturulan kazı kesiti “Kayma Gerilmesi Azaltma Analizi” yöntemiyle incelendiğinde şevlere ait kritik SRF: 5.39 olarak belirlenmiştir (Şekil 3). Yol yada ocak çalışmaları için açılacak şevlerin duraylı olabilmesi için hesap edilen güvenlik sayısı değerinin Gs: 1.5’in üzerinde olması gerekmektedir. Yapılan duraylılık analizleri sonucunda elde edilen değerler, yamaçta üretim amaçlı olarak yapılacak olan patlatmalı bir çalışmanın duraysızlık sorununa neden olmayacağını göstermektedir.

İşletmenin yapılacağı yamaçta patlatma sonrası oluşacak toplam yer değiştirme (total displacement) miktarı ise 7.0 mm - 7.0 cm arasında değiştiği görülmektedir (Şekil 4). Patlatma sonrası maksimum 7cm lik bir yerdeğiştirmenin sözkonusu olacağı ocak alanında (Şekil 4), patlatma ile birlikte basamak şev yüzeylerinde gevşeme oluşacak olup, basamak şevlerinde duraysızlık beklenmemektedir. Yapılan analizler sonucunda patlatmalı üretim yönteminin stabilite sorununa neden olmayacağı ve çevrenin bu çalışmadan olumsuz bir şekilde etkilenmeyeceği belirlenmiştir.

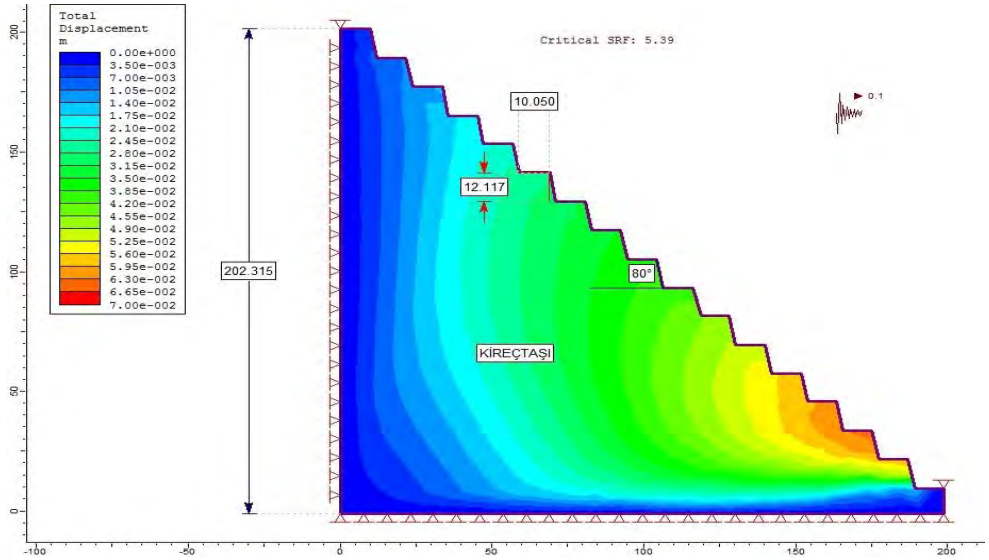
2.3. Çalışma Alanında Uygulanacak Basamaklı Patlatmanın Değerlendirilmesi

Çalışma alanından üretilmesi planlanan kireçtaşı malzemesi açık işletme yöntemi ile basamaklardaki şekilde patlatma uygulanarak elde edilecektir. Bu tasarım sonucu bulunan değerler mühendise ön tasarım bakımından fikir vermektedir. Asıl çalışma düzeni fiili çalışma sonucunda elde edileceği unutulmamalıdır. Taş ocağında uygulanacak patlatma sistemi parametrelerine ait hesaplamalar ayrıntılı olarak aşağıda verilmiştir.

Faaliyet alanında patlayıcı madde olarak ANFO ismiyle adlandırılan Amonyum Nitrat ve Motorin karışımından oluşan madde kullanılacaktır. Bu patlayıcı jelatinit tipi dinamit ve 25ms gecikmeli elektrikli kapsül yardımıyla patlatılacaktır.



Şekil 3. İşletme alanındaki yamaçta sonlu elemanlar yöntemiyle yapılan kazı sonrası “Kayma Gerilmesi Azaltma Analizi” (Shear Strength Reduction Factor Analysis).

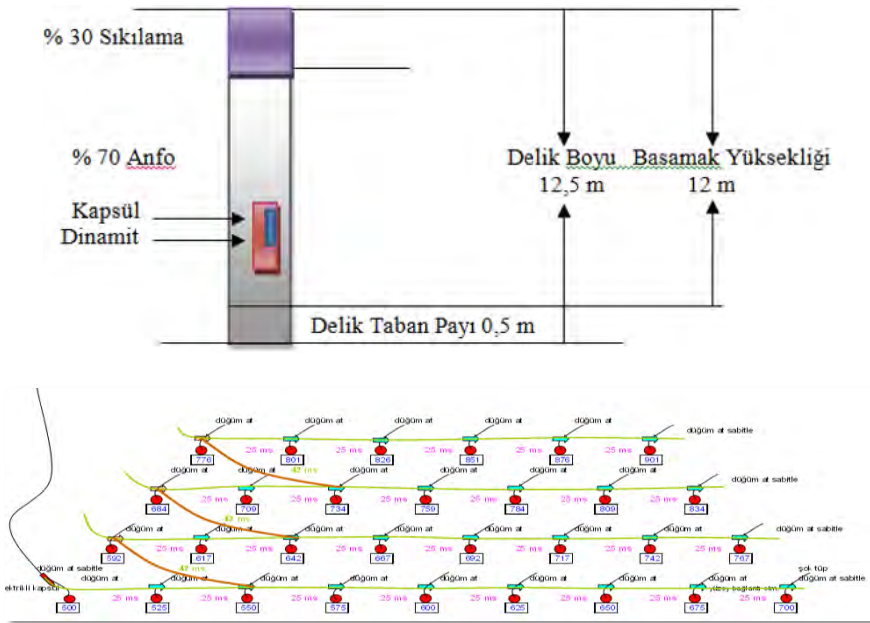


Şekil 4. İşletme alanındaki yamaçta toplam yer değiştirmeyi gösteren kazı kesiti.

Faaliyet alanında yapılacak delme-patlatma işlemi wagon-drill ile deliklerin delinmesi ANFO'nun hazırlanması, sıkılanması ve patlatılması sırasıyla yapılacaktır. Delikler şaşbeş düzende 80 derecelik eğimle ve 89mm genişlikte delinecektir. Patlatmada 25/500 ms gecikmeli elektrikli kapsül (Non Electric) kullanılacaktır. Bir patlatmada 32 delik patlatılması planlanmıştır. Delme işlemi 89 mm çaplı delik delebilen ve delme hızı 25

m/saat olan Hidrolik Kaya Delme Makinesi,
Wagon Drill ile yapılacaktır.

Delme, ateşleme, yükleme, taşıma ve kırma-eleme gibi ana madencilik işlemlerinin birbirleriyle yakın ilişkileri vardır. Bu özellikler ve yapılan çeşitli uygulamalardan edinilen deneyimlere dayanarak, basamaklarda delikler arası mesafe 2m, dilim kalınlığı 2.5m olarak uygulanacaktır. İnceleme alanında uygulanacak delik tasarımı ve düzeni Şekil 5'te verilmiştir.



Şekil 5. Delik dizaynı ve düzeni.

Patlatma ile ilgili hesaplanan bazı parametreler tablolarda (2-3) verilmiştir. Ateşlemelerde patlayıcı madde olarak anfo, anfonun yemlenmesinde ise jelatinit dinamit kullanılacaktır. Patlatmalarda 25/500 milisaneye yüzey geciktirme kapsülü ve

elektrikli tavikli kapsül kullanılacak olup, böylece bir gecikme aralığındaki patlayıcı madde miktarı (anlık şarj) da düşürülecek, ateşleme sonucu oluşacak hava ve yer vibrasyon seviyeleri önemli ölçüde azaltılacaktır.

Tablo 2. Patlatma ile ilgili hesaplanan bazı parametreler.

PARAMETRELER	MİKTAR		BİRİM
	Mevcut	Planlanan	
Formasyon	Kireçtaşı		
Kayaç Yoğunluğu	2,5		Ton/m ³
Yıllık Çalışma Süreleri	260	260	Gün/Yıl
Yıllık Üretim Miktarı	180000	390000	Ton/Yıl
Aylık Üretim Miktarı	18000	39000	Ton/Ay
Aylık Üretim Miktarı	7200	15600	m ³ /ay
Günlük Üretim Miktarı	692,3	1500	Ton/Gün
Günlük Üretim Miktarı	276,92	600	m ³ /Gün
Kaç Günde Bir Patlatma Yapacağı	3,25	3	Gün
Aylık Patlatma Sayısı	8	8	A det
Yıllık Patlatma Sayısı	80	80	A det
Delik Paterni	Şeşbeş		
Delik Çapı	89	89	mm
Delik Eğimi	78-85	70	derece
Basamak Boyu	10	12	m
Dip Delgi	0,873	0,5	m
Delik Boyu	10,873	12,5	m
Sıkılama Boyu	2,91	3	m
Yük Mesafesi	2,91	2,5	m
Delikler Arası Mesafe	3,63	2	m
Bir Delikteki Yüzey/Delik İçi Gecikme Süreleri	25/500	25/500	ms
Sıralar Arası Gecikme Süresi	42	42	ms
Bir Delikten Elde Edilen Teorik Hacim	105,63	60	m ³
Bir Delikten Elde Edilen Teorik Hacim	264,07	150	ton

Tablo 3. Hesaplanan patlayıcı miktarları.

Bir Deliğe Doldurulan Patlayıcı Madde Miktarları	MİKTAR		BİRİM
Ana Sarj (Anfo) Miktarı	14,97	45	kg
Yemleyici (Dinamit) Miktarı	24,05	1	kg
Elektriksiz Kapsül Miktarı	-	1	adet
Bir Delikteki Toplam Patlayıcı Madde Miktarı	39,02	46	kg
Birim Tüketimler	MİKTAR		BİRİM
ANFO	0,14	0,75	kg/m ³
Dinamit	0,022	0,016	kg/m ³
Elektriksiz Kapsül	-	0,016	ad/m ³
Elektirlikli Kapsül	-	0,0001	ad/m ³
Sıralar Arası Gecikme Kapsülü	-	0,016	ad/m ³
Emniyetli Fital	-	0,3	m/m ³
Delgi	-	0,208	m/m ³
Bir Atımdaki Tüketimler	MİKTAR		BİRİM
Bir Atımdaki Üretim	2376,6	1950	m ³ /atım

2.4. Ta ocağında Olası Muhtemel Kaya Fırlamaları

Proje alanında, patlatma sonucu ger ekle ebilece  maksimum kaya fırlamasının mesafesi  zg l  arja baėlı olarak Lundborg vd. (1975) tarafından  onerilen a ağıdaki grafik kullanılarak belirlenmi tir.

Toplam  arj Miktarı (Q_{top}):

$$Q_{top} = Q_{dip} + Q_{kolon}$$

$$Q_{top} = 46\text{kg}$$

(1 delik i in toplam ANFO+dinamit miktarı)

Bir Delik Ate emesi İle Gev etilecek Malzeme Miktarı (W):

$$W = E.V.K$$

$$W = 2.5 \times 2 \times 12$$

$$W = 60 \text{ m}^3$$

 zg l  arj (Q):

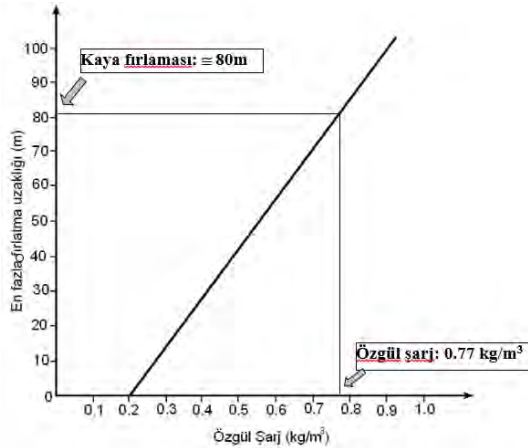
$$Q = \frac{Q_{top}}{E.V.K}$$

$$Q = 46/60$$

$$Q = 0.77 \text{ kg/m}^3$$

(1 m³ malzeme  retmek i in kullanılacak patlayıcı miktarı)

Hesaplanan 0.77 kg/m³  zg l  arj i in muhtemel kaya fırlaması mesafesinin yaklaşık olarak 80m olacağı tahmin edilmektedir ( ekil 6). Ta ocağı aynasının bulunduėu istikamet ve proje alanı ile en yakın ev arasındaki mesafe (330 m) dikkate alınırsa, patlatma kaynaklı herhangi bir sorunun olu ması m mk n deėildir.



 ekil 6.  zg l  arja baėlı olarak olu ması muhtemel kaya fırlaması mesafesinin kestirilmesi.

2.5. Patlatma Sonucu Olu acak Titre imin Belirlenmesi

Patlatma sırasında olu acak titre imin proje alanı  evresindeki mevcut yapıların  zerinde olu turacağı etkiyi belirlemek i in Oriard (1971) tarafından  onerilen ve ‘‘Mesafe-Patlayıcı’’ i liskisini g z  n ne alan a ağıdaki form l kullanılmı tır.

$$V = k \left(\frac{R}{\sqrt{W}} \right)^{-\beta}$$

Burada; V: sismik dalganın yayılma hızı (inch/sn), R: ate leme noktasından uzaklık (feet), W: her bir gecikmeli atımda ate lenen patlayıcı miktarı (libre), k ve  : arazi sabitleridir (patlatma i in k=260,  =1.6).

‘‘k’’ katsayısı, kayacın titre imi iletme kapasitesi olarak alınmaktadır. Patlatma kaynağı ile hassas nokta arasındaki birimlerin deėi kenliėi, kırık, fay,  atlak gibi s reksizliklerin yoėunluėu k katsayısını etkilemektedir. Homojen birimlerde k katsayısı 260 sayısına yakla ırken, tektonik etkilerin yoėunluėu ve ge ilen her farklı birim

katsayıyı 26 sayısına yaklaştırmaktadır. Bu çalışmada k sayısı 260 olarak alınmış ve birimlerin homojen olduğu varsayılarak en kötü senaryoya göre hesaplamalar gerçekleştirilmiştir.

04.06.2010 Tarih ve 27601 Sayılı Resmi Gazete’de yayımlanarak yürürlüğe giren “Çevresel Gürültünün Değerlendirilmesi ve Yönetimi Yönetmeliği”nde taş ocaklarında patlatma nedeniyle oluşacak titreşimlerin izin verilen sınır değerleri Tablo 4’te verilmiştir. İlgili yönetmelikte, hasar sınırları patlatma frekansına göre değişmektedir. Frekans arttıkça sınır değer de yükselmektedir. Örneğin, 1 Hz frekans değerinde sınır değer 5 mm/sn olurken 4-10 Hz arasında 19 mm/sn ve 30-100 Hz arasında sınır değer 50 mm/sn olarak verilmektedir.

Faaliyet gösterecek taşocağının sınırları ve en yakın yerleşim birimlerine olan uzaklığı

Şekil 7’de gösterilmiştir. Proje alanına en yakın yerleşim yeri olarak sahanın güney sınırından itibaren yaklaşık 340m (Ev1), 330m (Ev2), 480m (Ev3) bulunmaktadır.

Tablo 4. Maden ve taş ocakları ile benzeri alanlarda patlama nedeniyle oluşacak titreşimlerin en yakın yapının dışında yaratacağı zemin titreşimlerinin izin verilen en yüksek değerleri.

Titreşim Frekansı (Hz)	İzin Verilen En Yüksek Titreşim Hızı, mm/sn
1	5
4-10	19
30-100	50



Şekil 7. Proje alanı sınırını ve en yakın yerleşim yerlerini gösteren krokiler.

Ocak alanında gecikmeli patlatma sistemi uygulanması ve her bir gecikme sırasında etkili olacak patlayıcı miktarının 46 kg olması durumunda en yakın evler için (330m-340m-480m) oluşacak titreşim değeri yukarıda belirtilen formülden hesaplanmış olup, titreşim değerleri Tablo 5’te verilmiştir.

Çalışma alanına yaklaşık 330 metre yakınlıkta bulunan evde patlatma kaynaklı oluşması muhtemel titreşim hızı değeri 3.71

mm/sn’lik olarak belirlenmiştir. Yine 300 m mesafedeki yerlerde oluşması muhtemel titreşim hızı değeri ise 4.32 mm/sn olarak hesaplanmıştır. Hesaplanan bu değerler standartlarda yer alan ve Tablo 5’te patlama nedeniyle oluşacak titreşimlerin en yakın yapının dışında yaratacağı zemin titreşimlerinin izin verilen en yüksek değerleri ile karşılaştırıldığında; 1 Hz frekansında izin verilen en yüksek titreşim hızı değeri olan 5

mm/sn'nin bile altında kaldığı görülmüştür. Frekans değeri 4-10 veya 30-100 aralığında ise izin verilen en yüksek titreşim hızı değerleri 19 ve 50 mm/sn dir. Bu değerler ışığında patlatma sonrası en yakın yerleşim yerinde (330 m) meydana gelebilecek en yüksek titreşim değerinin 3.71 olduğu varsayıldığında yapılacak patlatmanın yakın yerleşim birimleri üzerinde hasar oluşturacak bir etki bırakması beklenilmemektedir.

Yine bazı kaynaklarda (Siskind vd., 1976; Stagg vd., 1984) titreşim hızı ve hasar türü arasındaki ilişki belirlenmiş ve 51 mm/sn'lik titreşim hızından büyük olan patlatmaların çevreye zarar verebileceği belirtilmiştir. Bu bağlamda çalışmada hesaplamalarla ölçülen titreşim hızı değerinin kaynaklarda belirtilen değerin çok altında kaldığı ve yapılarda herhangi bir hasara sebebiyet vermeyeceği belirlenmiştir.

Ancak yapılan hesaplamaların ampirik formüller yardımıyla olduğu ve sahada titreşim hızının belirlenmesine etkiyen bir çok parametre olduğu, bu parametrelerinin en başında sahanın jeolojik yapısının geldiği düşünülürse yapılacak patlatmanın titreşim değerinin belirlenmesi için patlatma esnasında titreşim ve hava şoku ölçüm cihazıyla ölçüm yapılması da elde edilen sonuçların teyidi açısından faydalı olacaktır.

Bina Temelinde meydana gelen titreşim hızı (V_0) değerlendirmesine bağlı olarak patlatma nedeniyle hasar görebilecek bina türleri Tablo 6'da verilmiştir. Elde edilen titreşim hızı (V_0) değerleri en yakın yerleşim birimi için (330 m) 2 mm/sn (a. Yıkılmaya yüz tutmuş çok eski tarihi binalar) değerinin altında kaldığından tasarımı yapılan patlatma parametrelerinin uygulanması hiçbir tehlike arz etmemektedir.

Tablo 5. Patlama noktasından mesafeye bağlı olarak oluşacak titreşim hızı seviyeleri.

D	W	k	V (mm/sn)	Vo (Bina temeli titreşim hızı) (mm/sn)	
				%50 V (1/2V)	%20 V (1/5V)
100	46	260	25,07	12,53	5,01
200	46	260	8,27	4,13	1,65
300	46	260	4,32	2,16	0,86
330	46	260	3,71	1,86	0,74
400	46	260	2,73	1,36	0,55
500	46	260	1,91	0,95	0,38

Tablo 6. Bina Temeli Titreşim Hızı Değerlerine Bağlı Olarak Patlatma Nedeniyle Hasar Görebilecek Bina Türleri (Forssbland, 1981)

Bina Türü	V_0 (mm/sn)
a-Yıkılmaya yüz tutmuş çok eski tarihi binalar	2
b-Sıvalı briket, kerpiç, yığma tuğla evler,	5
c-Betonarme binalar	10
d-Fabrika gibi çok sağlam yapıda endüstriyel binalar	10-40

2.6. Hava Şoku Etki Alanı

Bilindiği üzere patlatma etkilerinden bir tanesi de hava şoku etkisidir. Özellikle hava şoku etkisine maruz kalınmaması için patlatma esnasında patlatma için hesaplanan "hava şoku etki mesafesine" dikkat etmek

gereklidir. Patlatma sonucu oluşan hava şoku etkisi aşağıdaki eşitlikler ile hesaplanmaktadır (Akartuna vd., 1989; Calzia, 1969):

$$\begin{aligned} \text{Şiddetli Etki Zonu} &= D < 5\sqrt{W} \\ \text{Orta Şiddette Etki Zonu} &= 5\sqrt{WT} < D < 10\sqrt{W} \end{aligned}$$

Hafif Şiddette Etki Zonu = $10\sqrt{WT} < D < 15\sqrt{W}$

(D= Etkili Zon Aralığı (m) ; W=Bir Gecikme Aralığında Kullanılan Patlayıcı Madde Miktarı (Anlık Şarj) (kg)

Hava şoku hesaplamaları ruhsat alanlarında yapılacak maksimum anlık şarj miktarları dikkate alınarak yapılmaktadır. Bu hesaplamayı patlatma tasarımı yapılan taş ocağı için yapacak olursak: Sahada gecikmeli kapsül düzeneği ile patlatma yapıldığındaki hava şoku etki alanı aşağıdaki eşitliklerin sonucuna göre ortaya çıkmaktadır. Buna göre hava şoku etki alanları (Maksimum Anlık Şarj (W) 46 kg);

Şiddetli Etki Zonu = 0 – 34 m

Orta Şiddette Etki Zonu = 34 – 68 m

Hafif Şiddette Etki Zonu = 68 – 102 m

Hesaplamalarda da görüldüğü üzere 0 ile 34 metre arasında hava şoku etkisi şiddetli olurken, bu etki 102 metreden sonra sönümlenerek etkisiz bir hale gelmektedir. İşletmeye en yakın hassas nokta 330 m uzaklıktaki bir yerleşim yeri olduğundan, patlatma sonrası meydana gelecek olan hava şokunun etkisinin yerleşim yerlerinde herhangi olumsuz etki bırakması beklenilmemektedir.

SONUÇLAR

Bu çalışmada, Gümüşhane İli, Merkez İlçesi, Tekke Köyü Mevkii'nde faaliyet gösteren kireçtaşı ocağında malzeme üretimi için kullanılacak en uygun patlayıcı miktarı, üretim sırasında yapılacak patlatmanın en yakın yerleşim yerleri üzerindeki etkisi ve üretim yapılacak optimum şev tasarımının belirlenmesi amaçlanmıştır. Çalışmadan elde edilen sonuçlar aşağıda maddeler halinde verilmiştir.

✓ İşletilmesi planlanan taş ocağı için tasarlanan en uygun şev geometrisi; 12m basamak yüksekliğinde, 10m basamak genişliğinde ve 80° palye açısında 17 basamak oluşturulacak şekilde üretim yapılacak olup, genel şev açısı 46° dir.

- ✓ Patlatmanın çevreye etkisinin en az seviyede olabilmesi için ateşleme sonrasında her bir delik ayrı ayrı patlayacak olup, patlatma tasarımında 25ms gecikmeli kapsüller kullanılacaktır. Böylece patlatmada etkili olacak patlayıcı miktarı 46 kg olup, en yakın yerleşim yerinde (Ev2: 330 m) 3.71 mm/sn titreşim meydana getirecektir. Bu değer binalarda hasar sınırı olarak kabul edilen ve standartta yer alan değerlerin oldukça altında kaldığı için, inceleme alanındaki binalarda hasar beklenmemektedir.
- ✓ Taş ocağında basamaklı üretim için tasarlanan şevin işletme esnasında duraylı olup olmayacağı, patlatmanında etkisi dikkate alınarak sonlu elemanlar yöntemi ile değerlendirilmiş olup, güvenlik sayısı SRF: 5.39 olarak belirlenmiştir. Ayrıca İşletmenin yapılacağı yamaçta patlatma sonrası oluşacak toplam yer değiştirme miktarı ise 7.0mm-7.0 cm arasında değiştiği görülmektedir. Elde edilen bu sonuçlar işletme sonrası kazı şevlerinde herhangi bir duraysızlık sorunu oluşmayacağını, ancak şevlerde patlatma sonrası oluşacak maksimum 7cm lik yerdeğiştirmelerin küçük kaya bloklarının yuvarlanma olasılığı olacağını göstermektedir. Bu durumda patlatma sonrasında şev aynalarının temizlenmesi ve askıdaki blokların düşürülmesi önem arz etmektedir.
- ✓ Taş ocağında yapılacak patlatma sonrasında meydana gelecek olan hava şoku etki alanının yapılan hesaplamalar neticesinde 102 metre olduğu, bu mesafe sonrasında hava şoku etkisinin sönümlenerek etkisini kaybedeceği belirlenmiştir.
- ✓ İnceleme alanı için belirlenen parametrelerin bazıları ampirik eşitliklerden hesaplanmış olup, (etkin yer ivmesi, titreşim hızları gibi) bu parametrelerin arazide yapılacak deneme patlatmalarının yerinde ölçülmesi ile de belirlenip, ampirik olarak hesaplanan değerler ile karşılaştırılması yapılan çalışmanın güvenilirliğini arttıracaktır.

KAYNAKLAR

- Ak, H., İphar, M., Yavuz M. ve Konuk, A., 2009. Evaluation of ground vibration effect of blasting operations in a magnesite mine, *Soil Dynamics and Earthquake Engineering*, 29, 4, pp.669-676.
- Akartuna, M., Osman, Y., Ulakoğlu, S. ve Evergen, T., 1989. Kavacık (Beykoz-İstanbul) Dolayının Jeolojisi ve Taşocağı Patlatmalarının Çevre Binalara Etkisinin Belirlenmesi, *İstanbul Üniv. Müh. Fak. Yerbilimleri Dergisi*, C.7, S:1-2, ss.5-18.
- Aldaş, G., G., U., Ecevitoglu, B. ve Can, A., Z., 2009. Patlatma Kaynaklı Titreşimlerin Azaltılmasında Yüzey Dalgalarının Bastırılması Yönteminin Uygulanması: TKİ YLİ Milas İşletmesinde Bir Uygulama, *Ankara Üniversitesi Çevre Bilimleri Dergisi*, 1 (1), 83-93.
- Calzia, Z., 1969. Les Substances Explosives et Leurs Nuisance, Dunod ed., Paris.
- Felice, J.J., 1993, Applications of Modelling to Reduce Vibration and Airblast Levels, *4th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting*, 5-8 July, Vienna.
- Forsblom, L., 1981. Vibratory soil and rock fill compaction Dynapac, Stockholm.
- Kahriman, A., Özer, U., Aksoy, M., Karadoğan, A. ve Tuncer, G., 2006, Environmental Impacts of Bench Blasting at Hisarcık Boron Open Pit Mine in Turkey, *International Journal of Geosciences Environmental Geology*, Volume 50, Issue 7, pp 1015-1023.
- Karadoğan A., Özer, Ü. ve Kahriman, A., 2012. Patlatma Kaynaklı Titreşimlerin Tahmini İçin Farklı Kayaların Saha Sabitlerinin Belirlenmesi, *İstanbul Yerbilimleri Dergisi*, C.25, S.1, SS. 9-23.
- Karadoğan, A., Özer, Ü., Kahriman, A., Aksoy, M., Adıgüzel, D. ve Akkaya, U., G., 2007. Patlatma Kaynaklı Titreşimlerin Analizine Dayalı Basamak Patlatma Tasarımı, *V. Delme Patlatma Sempozyumu*, s. 177-188, Ankara.
- Karakuş, D., 2010. Patlatmadan Kaynaklanan Titreşimlerin Yönel Değişiminin Araştırılması, *Deü Mühendislik Fakültesi Mühendislik Bilimleri Dergisi*, Cilt: 12, Sayı:2, s. 30- 43.
- Kılıç, A., M., ve Kahraman, E., 2016. Patlatmadan Kaynaklı Çevresel Etkilerin İncelenmesi ve Uygulamaya İlişkin Bir Örnek, *8.Uluslararası Kırmataş Sempozyumu*, 13-14 Ekim, s.103-112, Kütahya-Türkiye.
- Kuzu, C., 2008, The importance of site specific characters in prediction models for blast induced ground vibrations, *Soil Dynamics and Earthquake Engineering*, 28, 5, pp.405-414.
- Kulekci, G., Alemdag, S. 2016. The Investigation of Blasting Effect on Natural Heritages in Quarries: Registered Rock Room Sample. 8. *International Aggregates Symposium*, 13-14 October, Kütahya-Türkiye, p 498-504.
- Lundborg, N., Persson, A., Ladegaard-Pedersen, A. ve Holmerg, R., 1975. Keeping the lid on flyrock in open pit blasting, *Engineering and Mining Journal*, pp. 95-100.
- Oriard, L.L., 1971. Blasting effects and their control in open pit mining, *Proc. Second Int. Conf. on Stability in Open Pit Mining, AIME, New York*, pp. 197-222, Vancouver, Canada.
- Özdemir, K., Akkaya, U., G., Kahriman, A., Karadoğan, A. Ve Tuncer, G., 2003. Taşocaklarında Yapılan Patlatmalardan Kaynaklanan Titreşimlerin Hasar Riski Değerlendirmesi, *III. Ulusal Kırmataş Sempozyumu*, 3-4 Aralık, s.59-66. İstanbul.
- Siskind, D., D., Stachura, V., J. ve Raddiffe, K., S., 1976. Noise and Vibrations in Residential Structures from Quarry Production Blasting, *US Bureau of Mines, Report of Investigations 8168*, pp.1-17.
- Stagg, M., S., Siskind, D., E., Stevens, M., G. ve Dowding, C.H., 1984. Effects of Repeated Blasting on a Wood Frame House, *US Bureau of Mines, Report of Investigations 8896*, pp.1-88.
- Sümer, T., Öktem Ü., E. ve Frandberg, L., 1992. Açık işletmelerde Kontrollü Patlatma Teknikleriyle Maliyet Optimizasyonu, *Madencilik Dergisi*, Cilt:31, Sayı:2.
- Yılmaz, A., O. ve Çavuşoğlu, İ., 2003a. Doğu Karadeniz bölgesinde agrega işletmeciliğinin sorunları ve öneriler, *Müh. Bilimleri Genç Araştırmacılar I. Kongresi (MBGAK'03)*, s.601-609, İstanbul, Türkiye.
- Yılmaz, A., O., Alp, İ., Kaya, R. ve Çavuşoğlu, İ., 2003b. Trabzon ilindeki taşocaklarının incelenmesi ve agrega potansiyelinin belirlenmesi, *3.Ulusal Kırmataş Sempozyumu*, s.133-141, İstanbul, Türkiye.

Patlatma Kaynaklı Titreşim Yayılım Denkleminin Mesafeye Bağlı Hata Oranına Göre Kullanılabilirliği

The Usability of Blast Induced Vibration Propagation Equation According to Error Rate

A. Karadoğan, Ü. Özer, Ü. Kalaycı Şahinoğlu, M.C. Özyurt, Z. Sertabipoğlu
İstanbul Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Avcılar, İstanbul

ÖZET Bu çalışmada, Ege Linyitleri İşletmesi (ELİ) Müessesesi Müdürlüğü Işıklar 9 Panosu Dekapaj İşi sırasında yapılan patlatmalar esnasında alınmış 300 titreşim kaydı ile istatistiksel analiz yapılarak saha sarsıntı yayılım denklemi oluşturulmuş ve denklemin tahmin kabiliyeti değerlendirilmiştir.

Çalışma kapsamında alınan gerçek titreşim ölçümleri ile saha sarsıntı yayılım denklemi kullanılarak tahmin edilmiş maksimum parçacık hızı değerleri karşılaştırılmış, hata oranları belirlenerek tahmin kabiliyetini etkileyen faktörler değerlendirilmiştir.

Çalışma sonucunda, hata büyüklüğünde en etkili olan parametrenin mesafe olduğu anlaşılmış ve titreşim büyüklüğünden bağımsız olarak hata oranının 1mm/sn'den düşük olduğu mesafe aralığı belirlenmiştir.

ABSTRACT In this study, 300 vibration recordings taken during the production blasts and the site specific vibration propagation equation was created statistically and the prediction ability of the equation was evaluated in overburden removal excavation of Aegean Lignite Works (in Turkish abbreviation: ELI) Işıklar-9 board.

Within the scope of this study, the maximum particle velocity values estimated by using site specific vibration equation were compared with the in-situ particle velocity measurements, and the factors affecting the estimation ability were evaluated by determining the error rates.

As a result, it is understood that the most effective parameter is the distance on error range. the

1 GİRİŞ

Başarılı bir patlatmadan beklenen en önemli unsurlardan biri atımın çevresel etkiler açısından emniyetli olmasıdır. Çevresel duyarlılıklar dikkate alındığında; patlatma kaynağından belirli bir uzaklıkta bulunan bir yerleşim biriminin ya da tesisin, patlatma sonucunda oluşacak yersarsıntısı, taş savrulması ve hava şoku gibi sonuçlardan etkilenmemesi için, patlatmanın hasara sebep olabilecek sonuçlarının uygun yöntemlerle ele alınması gerekmektedir. (Khandelwal ve Singh, 2007; Özer ve diğ.,

2007). Titreşim karakteristikleri mühendislik tasarımları için belirleyici bir faktördür. Titreşim zararlı olabilir ve kaçınılmalıdır. Titreşimin nasıl analiz edileceği, ölçüleceği ve kontrol edileceği mühendislik için önemli bir bilgidir. Titreşim teorisi cisimlerin ve ilgili kuvvetlerin salınımlı hareketleri ile ilgilenir. Titreşim ile hasar oluşumunda, titreşimlerin yayılmış olduğu malzemenin yapısı en önemli rolü oynar. Her malzeme aynı frekans ve titreşim büyüklüğünde aynı hasarı almaz. Bunun nedeni malzemelerin iç yapısı, yani titreşimlerin yayılma ortamıdır (Dowding, 1985; Karadoğan, 2008; Kalaycı, 2011).

İyi bir patlatmadan beklenen en önemli unsurlardan biri atımın çevresel etkiler açısından emniyetli olmasıdır. Çevresel duyarlılıklar dikkate alındığında; patlatma kaynağından belirli bir uzaklıkta bulunan bir yerleşim biriminin ya da tesisin, patlatma sonucunda oluşacak yersarsıntısı, taş savrulması ve hava şoku gibi sonuçlardan etkilenmemesi için, patlatma tasarımında herhangi bir gecikme aralığında kullanılabilecek en fazla patlayıcı madde miktarını önceden belirleyebilmek ve kontrollü atımlar gerçekleştirebilmek önemlidir (Khandelwal, 2007).

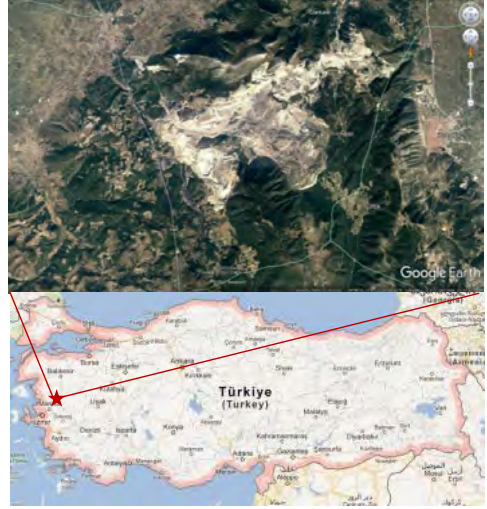
Söz konusu çalışma alanında dekapaj işinde egemen kaya birimi, aynı zamanda kazısı yapılması düşünülen kireçtaşı ve mardır. Çalışma alanlarındaki kireçtaşı ve marnın yapısı dolayısıyla patlatmalı kazı kaçınılmazdır. Bu durum araştırma ekibinin yerinde yaptığı gözlemlerden anlaşılmıştır.

Çalışmada, Işıklar-9 Panosunda bir dizi atımın izlenmesi ve titreşim ölçümünün sistematik bir yaklaşımla yapılması suretiyle, egemen kaya birimi marn olan sahanın özgün titreşim yayılım formülünün bulunmuş ve tahmin kabiliyeti değerlendirilmiştir.

Çalışmanın ilk aşamasında, sahada gerçekleştirilen üretim atımları esnasında alınmış 300 titreşim kaydı ile istatistiksel analiz yapılmış ve saha sarsıntı yayılım denklemi oluşturulmuştur. Daha sonra oluşturulmuş denklem ile her bir istasyonda alınan kayıt tahmin ettirilmiş ve gerçek ölçüm değerleriyle karşılaştırılmıştır. Karşılaştırılan değerlerin farkı alınarak mutlak hata hesaplanmıştır. Tahmin hataları sınıflandırılmış ve hatanın maksimum ve minimum olduğu mesafe aralıkları irdelenmiştir.

2 ÇALIŞMA SAHASI

Çalışma sahası, Manisa İli Soma İlçesi sınırları içerisinde bulunan Ege Linyitleri İşletmesi (E.L.İ) Müessesesi Müdürlüğü'nün Işıklar-9 Panosu'dur. Çalışma yapılan ocağın genel görünümü Şekil 1'de gösterilmiştir.

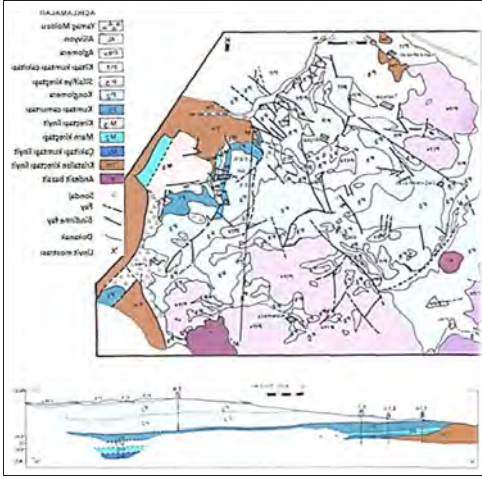


Şekil 1. Işıklar-9 Panosu genel görünümü.

2.1 Çalışma Sahasının Jeolojisi

Çalışma sahasında paleozoyik yaşlı metamorfik şist ve grovaklar ile Mesozoyik yaşlı kristalize kireçtaşları (Tm) temel kayaçları oluşturur.

Miyosen, temeli oluşturan kayaçlar üzerinde uyumsuz olarak bulunur ve çakıltası-kumtaşı-kıltaşı (M₁) aralanmasından oluşan bir seviye ile başlar. Bu seviye üzerinde uyumlu olarak (Km₂) simgesiyle gösterilen linyitli zon (Alt linyit zonu) bulunur. Daha sonra marnlardan (M₂) oluşan bir seviye gelir. Bu seviyenin en belirgin özelliği bol miktarda yaprak ve bitki fosili içermesidir. Miyosen'in en üst seviyesini kireçtaşları (M₃) oluşturur. Bu kireçtaşları marn ve killi kireçtaşlarıyla düşey geçişlidir. Bu birimin üst seviyelerinde yer yer ekonomik olabilecek linyitli zon (Km₃) bulunur. Buna ofiyolit zonu adı verilmektedir. Pliyosen, Miyosen birimleri üzerine uyumsuz olarak gelir. Alttan itibaren kumtaşı, çamurtaşı, alacalı kil (P₁) ile başlar daha üstte tuf, marn, andezitik tuf bazalt, aglomera, varvalı kil, linyit, konglomera (P₂) seviyeleri ile devam eder. Silisifiye kireçtaşı ve tüfit (P₃) ile sona erer (MTA, 1993).



Şekil 2. Soma-Işıklar sahasının jeoloji haritası (MTA, 1993).

Sahada volkanik kayalar bazalt ve andezitlerle (v) temsil edilir (Şekil 2). Sahada Miyosen öncesi horst ve grabenlerin, dolayısıyla Miyosen yaşlı linyit havzalarının oluşumunu sağlayan KD-GB doğrultulu faylar en önemli yapısal unsurları oluşturmaktadır. Daha sonra Miyosen ve Pliyosen'de oluşmuş KB-GD doğrultulu faylar da ikincil horst ve grabenleri meydana getirmiştir. Işıklar sahasının yakın çevresinin jeoloji haritası Şekil 2'de verilmiştir (MTA, 1993).

3 ARAŞTIRMADA UYGULANAN YÖNTEM

Çalışma kapsamında söz konusu ocaktaki atımlarda uygulanan patlatma tasarımları, delik düzenleri ve patlayıcı şarjları; işletmelerin yetkilileri tarafından sistematik olarak uygulanagelen şekliyle (herhangi bir müdahalede bulunulmadan) gözlemlenmiş ve ölçümler bu şekildeki çalışmalara eşzamanlı olarak uygulanmıştır.

Titreşim ölçümlerine esas olacak söz konusu atımlarında, sadece gerekli ölçüm ve

gözlemler yapılmıştır. Bu gözlemlerde, gerekli verilerin elde edilmesi amacıyla atımlarla ilgili uygulanan patlatma tasarımları, atım izleme formlarına işlenmiştir. Sahada izlenen atımlara ilişkin patlatma geometrisi konfigürasyonları Çizelge 1'de genel olarak verilmiştir.

Çizelge 1. Titreşim ölçümü yapılan atımların patlatmalara ait tasarım parametreleri

Delik Sayısı	değişken
Delik Çapı, d (mm)	171
Delik Eğimi, α (°)	90
Basamak Yüksekliği K (m)	8
Sıra Sayısı	1-2
Delik Boyu, H (m)	6-10
Dilim Kalınlığı, B (m)	3-6
Deliklerarası Mesafe, S	3-6
Sıkılama, h_0 (m)	3-4
Şarj Şekli	Kolon
Kullanılan Yemleyici	Nobelex-TG
Esas Patlayıcı Madde	ANFO
Kullanılan Kapsül Tipi	Gecikmeli

4 ÖLÇÜM SONUÇLARI

Çalışma kapsamında, konumu, paterni ve patlayıcı tüketimleri, yukarıda detaylı olarak açıklanan toplam 196 atıma ait titreşim ölçümleri, 14 adet Patlatma Titreşim Ölçer Cihazı ile yapılmıştır. Titreşim ölçer cihazları, söz konusu ocakta yapılan atım noktaları çevresinde muhtelif uzaklıklarda belirlenen ölçüm istasyonlarına ve Ege Linyitleri İşletmesi (E.L.İ) Müessesesi Müdürlüğü'ne ait idare binası, yemekhane ve sendika binasının içlerinde ve dışlarında belirlenen istasyon noktalarına sistematik bir şekilde yerleştirilmiştir. Atım noktaları ile yer sarsıntısı ve hava şoku ölçüm istasyonları arasındaki mesafeler ise GPS kullanılarak belirlenmiştir (Özer ve diğ., 2012). Yapılan atımların ve titreşim ölçüm istasyonlarının koordinatlarına ait plan görünümü Şekil 3'te verilmiştir.



Şekil 3. Atım ve ölçüm istasyonlarının plan görünümü

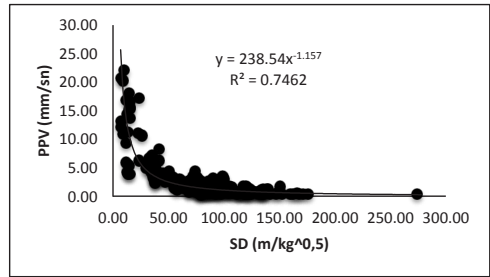
4.1 Ölçüm Sonuçlarının Analizi

İzlenen 196 adet atıma ait toplam 300 adet olay kaydedilmiş ve parçacık hızı tahmini için, gecikme başına düşen maksimum patlayıcı madde miktarı ve atım mesafesi dikkate alınarak türetilen ölçekli mesafe ile parçacık hızı verileri arasındaki ilişki incelenmiştir.

Atımlar sonucunda cihazlar tarafından kaydedilen 196 adet atıma ait toplam 300 olayın maksimum parçacık hızlarını, frekans değerlerini ve hava şoku değerlerini içeren bilgileri ile istasyon noktaları ve atımlar ile istasyon noktaları arasındaki mesafeleri kaydedilmiştir.

Çalışma kapsamında alınan gerçek titreşim ölçümleri ile saha sarsıntı yayılım denklemi oluşturulmuştur. Oluşturulan saha sarsıntı yayılım denklemi kullanılarak tahmin edilmiş maksimum parçacık hızı değerleri gerçek ölçüm sonuçlarıyla karşılaştırılmış ve hata oranları belirlenmiştir. Analizlerde kullanılan verilerin tamamını sunmak mümkün olmadığından, örnek olarak birinci atıma ait veriler Çizelge 2’de sunulmaktadır.

Kaydedilen mesafe, gecikme başına toplam şarj ve maksimum parçacık hızı veri setleri kullanılarak yapılan regresyon analizi grafiği Şekil 4’te sunulmaktadır.



Şekil 4. Maksimum parçacık hızı ve ölçekli mesafe ilişkisi.

Parçacık hızı tahmininde kullanılması önerilen çalışma sahasının sabitleri eşitlik 1’deki formül ile ifade edilmiştir .

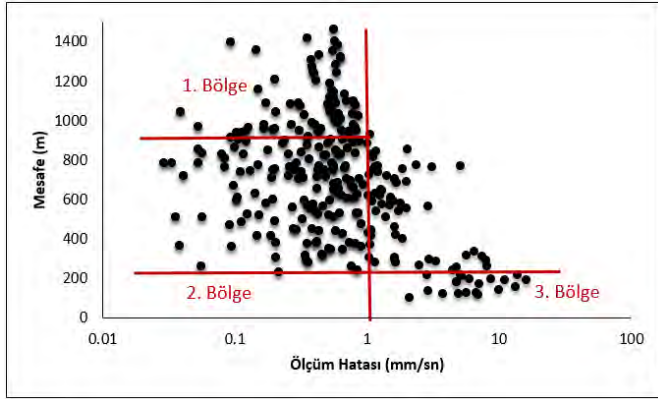
$$PPV = 238,54 \times SD^{-1.157} \quad (r = 0.83) \quad (1)$$

Çizelge 2. İzlenen Atımların kayıtlarına ait özet bilgiler

Atım No	Tarih	Titreşim Ölçer Modeli	Max. Parçacık Hızı (PPV) (mm/s)	Gecikme Başına Toplam Şarj (W) (kg)	Mesafe (R) (m)	Ölçekli Mesafe (SD)	İstasyon No	Atım Noktasının Koordinatları			İstasyon Noktasının Koordinatları			Yatay mesafe	Denklemler ile Tahmin Edilen PPV Değeri	Mutlak Hata
								Y	X	Z	Y	X	Z			
1	12.07.2011	İstantel BE10706	12.2	505	154.26	6.86	1	549229	4329115	375	549090	4329058	410	150.23	27.8	15.6
		İstantel BE10708	10.9	505	194.35	8.65	2	549229	4329115	375	549038	4329107	410	191.17	21.3	10.4
		İstantel BE10707	9.4	505	257.03	11.44	3	549229	4329115	375	548976	4329145	409	254.77	15.4	6.0
		İstantel BE10709	5.97	505	258.63	11.51	4	549229	4329115	375	548994	4329223	375	258.63	15.3	9.3
		İstantel BE10688-1	3.94	505	309.7	13.78	5	549229	4329115	375	548938	4329221	375	309.70	12.4	8.5
		İstantel BE10688-2	3.94	505	335.87	14.95	6	549229	4329115	375	548912	4329226	375	335.87	11.3	7.4
		İstantel BE10687-2	4.32	505	290.74	12.94	7	549229	4329115	375	548977	4329260	375	290.74	13.4	9.0
		İstantel BE10687-1	5.46	505	316.45	14.08	8	549229	4329115	375	548952	4329268	375	316.45	12.1	6.7
		İstantel BE5724	6.1	505	698.38	31.08	9	549229	4329115	375	548546	4329260	390	698.22	4.9	1.2
		İstantel BE10773-1	3.43	505	825.68	36.74	10	549229	4329115	375	548415	4329253	385	825.61	4.0	0.6
		İstantel BE10773-2	3.05	505	826.42	36.78	11	549229	4329115	375	548416	4329263	385	826.36	4.0	0.9
		İstantel BE10772-1	2.41	505	844.33	37.57	12	549229	4329115	375	548389	4329200	383	844.29	3.9	1.5
		İstantel BE10772-2	5.59	505	851	37.87	13	549229	4329115	375	548382	4329197	383	850.96	3.9	1.7
		İstantel BE10771	4.19	505	844.06	37.56	14	549229	4329115	375	548385	4329125	377	844.06	3.9	0.3

Literatüre uygun olarak oldukça iyi korelasyon katsayısıyla elde edilen bu fonksiyonun güvenilirliğini tahmin etmek amacıyla, çalışma kapsamında alınan gerçek titreşim ölçümleri ile saha sarsıntı yayılım denklemleri kullanılarak tahmin edilmiş maksimum parçacık hızı değerleri

karşılaştırılmış ve hata oranları belirlenmiştir. Tahmin kabiliyetini etkileyen mesafe faktörü ve etki derecesi değerlendirilmiştir. Bu amaçla karşılaştırılan mesafe ve ölçüm hatası veri çiftlerinin karşılaştırmalı görünümü Şekil 5'te sunulmaktadır.



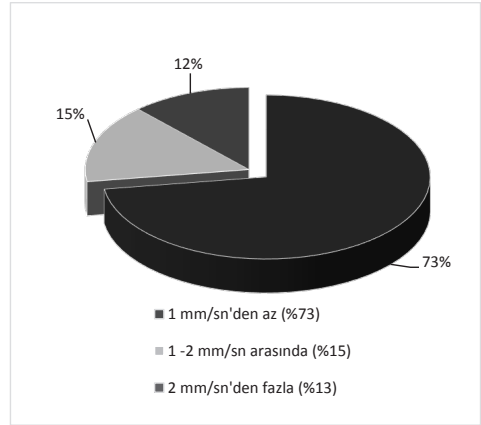
Şekil 5. Mesafe ve ölçüm hatası veri çiftlerinin karşılaştırmalı görünümü

Şekil 5'te görüldüğü üzere, ölçüm hatasının 1 mm/sn'den düşük olduğu mesafe aralığı 200 m'den başlamaktadır. Titreşim değerinin büyüklüğünden bağımsız olarak ölçüm mesafesinin hata oranındaki etkisi açıkça görülmektedir. Arora ve Dey (2010) çalışmasında silindirik deliklerde yakın alanda yapılan ölçümlerde kaynağın silindirik, uzak mesafede yapılan ölçümlerde kaynağın noktasal davranış gösterdiğinden bahsetmektedir. Elde edilen bu sonuç araştırmacının bulgularıyla örtüşmektedir. Yine Şekil 5 incelendiğinde, 1. Bölgede 900-1400 m aralığında 1'den büyük ölçüm hatası bulunmamaktadır. Bunun en büyük sebebi ilgili bölgede ölçülen titreşim değerlerinin küçük olmasıdır.

3. bölgede ise 200 m'den daha kısa mesafedeki ölçümlerin hata oranlarının kabul edilemeyecek derecede yüksek olduğu görülmektedir. Başka bir deyişle saha sarsıntı yayılım denkleminin tahmin kabiliyeti, 200 m'den daha yakın mesafeler için kabul edilemeyecek ölçüde zayıftır. Bunun sebebi de, patlatma kaynaklı oluşan sismik dalgaların, patlatmaya yakın mesafelerde doğrusal olmayan davranış sergilemesidir (Aldas, 2010).

Sahada ölçülen gerçek değerler ile, saha sarsıntı yayılım denklemleri ile tahmin edilen değerler hata oranlarının büyüklüklerine göre

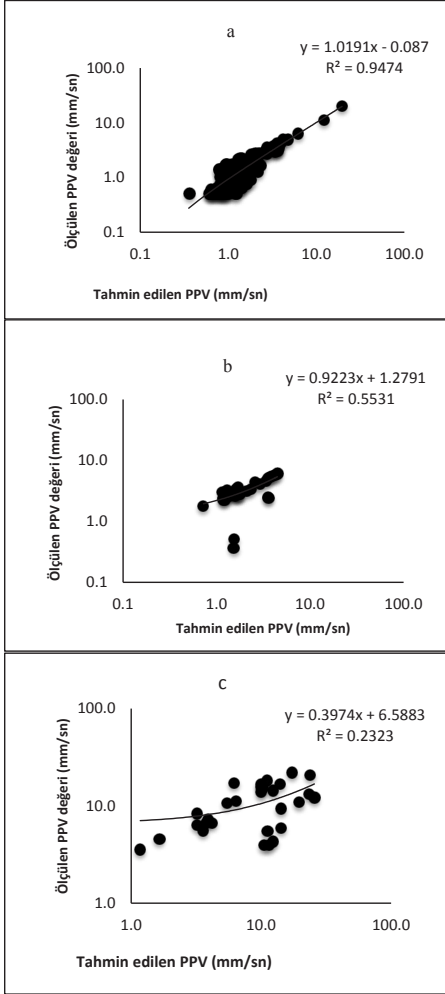
gruplandırılmıştır. Buna göre ölçüm hatasının 1 mm/sn'den daha düşük olduğu, 1 ile 2 mm/sn arasında olduğu ve 2 mm/sn'den büyük olduğu veriler gruplandırılmıştır. Ölçüm hatalarının yüzdesel dağılımı Şekil 6'da görülmektedir.



Şekil 6. Ölçüm hatalarının yüzdesel dağılımı

Sahada ölçülen gerçek değerler ile saha sarsıntı yayılım denklemleri ile tahmin edilen değerleri görselleştirmek adına oluşturulmuş ölçüm hata gruplarına göre karşılaştırılmıştır (Şekil 7). Şekilde görüldüğü üzere, ölçüm hatasının %1'den düşük olduğu grupta

ölçülen PPV değerleri ile tahmin edilen PPV değerleri yüksek korelasyonlu doğrusal dağılım göstermekteyken, ölçüm hatasının 2 mm/sn'den yüksek olduğu grupta dağılım doğrusal olmayıp korelasyon kabul edilemeyecek ölçüde düşüktür.



Şekil 7. a-Ölçüm hatasının 1 mm/sn'den düşük olduğu, b-1 ile 2 mm/sn arasında olduğu ve c-2 mm/sn'den büyük olduğu verilerde ölçülen PPV değerleri ile tahmin edilen PPV değerlerinin karşılaştırılması.

Literatürde, kabul edilebilir bir korelasyon katsayısı ile sonuçlanmış olan PPV-SD denkleminin, bölgede titreşim ölçer kullanılmadığı durumlarda; herhangi bir atımdaki gecikme başına kullanılan belirli miktardaki bir patlayıcı maddenin yaratacağı titreşimin hızının belirli bir uzaklıktaki değerinin ne olacağını tahmin etmede önemli bir yaklaşım olarak rahatlıkla (kabul edilebilir limitlerdeki bir sapma ile) kullanılabileceği söylenmektedir. Çalışma sonucunda, elde edilen tahmin denkleminin belirli mesafe aralıklarında kullanılabileceği açıkça görülmektedir.

5 SONUÇLAR

Bu çalışmada, Ege Linyitleri İşletmesi (ELİ) Müessesesi Müdürlüğü Işıklar 9 Panosu Dekapaj İş'i sırasında yapılan patlatmalar esnasında alınmış 300 titreşim kaydı ile istatistiksel analiz yapılarak saha sarsıntı yayılım denklemini oluşturulmuş ve denklemin tahmin kabiliyeti değerlendirilmiştir.

Araştırma kapsamında, Işıklar-9 Panosu'nda sahanın özgün titreşim yayılım formülünün bulunması amacıyla 196 adet atım incelenmiş, 14 adet titreşim ölçer cihazı kullanılarak titreşim ölçümleri yapılmıştır. Tüm ölçüm verileri (196 adet atıma ait 300 ölçüm olayı) analiz edilmiş, patlayıcı miktarları, istasyon ve atım noktaları arasındaki mesafeler ve titreşimlerin parçacık hızları (PPV) arasında ilişki aranmıştır. Yapılan istatistiksel değerlendirmeler sonucu bu sahaya ait literatüre uygun özgün bir titreşim tahmin formülü elde edilmiştir.

Çalışmanın ilk aşamasında, sahada gerçekleştirilen üretim atımları esnasında alınmış 300 titreşim kaydı ile istatistiksel analiz yapılmış ve saha sarsıntı yayılım denklemini oluşturulmuştur. Daha sonra oluşturulmuş denklem ile her bir istasyonda alınan kayıt tahmin ettirilmiş ve gerçek ölçüm değerleriyle karşılaştırılmıştır. Karşılaştırılan değerlerin farkı alınarak mutlak hata hesaplanmıştır. Tahmin hataları sınıflandırılmış ve hatanın maksimum ve

minimum olduğu mesafe aralıkları irdelenmiştir.

Literatürde, kabul edilebilir bir korelasyon katsayısı ile sonuçlanmış olan PPV-SD denkleminin, bölgede titreşim ölçer kullanılmadığı durumlarda; herhangi bir atımdaki gecikme başına kullanılan belirli miktardaki bir patlayıcı maddenin yaratacağı titreşimin hızının belirli bir uzaklıktaki değerinin ne olacağını tahmin etmede önemli bir yaklaşım olarak rahatlıkla (kabul edilebilir limitlerdeki bir sapma ile) kullanılabileceği söylenmektedir. Bu çalışmada elde edilen PPV-SD ilişkisinin her mesafede güvenle (kabul edilebilir hata limitlerinde) kullanılamayacağı anlaşılmıştır. Çalışmada, ölçüm hatasının 1 mm/sn'den daha düşük olduğu verilerin, tüm verilerin %73'ünü, 1 ile 2 mm/sn arasındaki verilerin %15'ini, ve 2 mm/sn'den büyük olduğu verilerin %12 sini oluşturduğu görülmüştür. Hata oranının 1 mm/sn'den düşük olduğu verilerin ise titreşim büyüklüğünden bağımsız olarak 200 m'den daha yüksek uzaklıklarda, hata oranının 2 mm/sn'den daha yüksek olduğu verilerin ise yine titreşim büyüklüğünden kısmen bağımsız olarak 200 m'den daha yakın mesafelerde olduğu görülmüştür.

Çalışma sonucunda, elde edilen tahmin denkleminin güvenilirliğinin belirli mesafe aralıklarına bağımlı olduğu anlaşılmıştır.

TEŞEKKÜR

Bu araştırma sırasında, gerek arazi çalışmalarında gerekse diğer faaliyetlerde her türlü yardımda bulunan Özdoğanlar İnşaat Tic. ve San. Ltd. Şti. ile Ege Linyitleri İşletmesi (E.L.İ) Müessesesi Müdürlüğü yetkililerine ve çalışanlarına teşekkür ederiz.

KAYNAKLAR

- Aldas, G.G., Gazi University Journal of ScienceGU J Sci23(4):401-411 (2010)).
- Arora, S., Dey, K., 2010, Estimation of near-field peak particle Velocity: A mathematical model, Journal of Geology and Mining Research, vol. 2, no.4, pp. 68-73.
- Dowding, C.H., 1985, Blast vibration monitoring and control, Prentice-Hall, Englewood Cliffs, pp. 119-126.
- Kalaycı, Ü., 2011, Patlatmada Harcanan Faydalı Enerji ile Patlatma Verimi Arasındaki İlişkinin Araştırılması, Doktora Tezi, İstanbul Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, İstanbul.
- Karadoğan, A., 2008, Patlatmadan Kaynaklanan Titreşimler İçin Ulusal Yapı Hasar Kriterleri Oluşturulabilirliğinin Araştırılması, Doktora Tezi, İstanbul Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, İstanbul.
- Khandelwal, M., Singh, T.N., 2007, Evaluation of blast-induced ground vibration predictors, Soil Dyn Earthq Eng, vol. 27, pp.116-125.
- MTA, 1993, Türkiye Linyit Envanteri, Maden Tetkik ve Arama Genel Müdürlüğü, Ankara, s.356 sayfa.
- Özer, Ü., Karadoğan, A., Kalaycı, Ü., 2012, Eli Müessesesi Müdürlüğü Işıklar-9 Panosu Dekapaj Kazısında Patlatma Kaynaklı Titreşim Ölçümlerinin Değerlendirilmesi (İ.Ü. Müh. Fak. Döner Sermaye Projesi Raporu), İstanbul.
- Özer Ü., Kahrıman, A., Aksoy, M., Adiguzel, D., Karadoğan, A., 2007, The Analysis of Ground Vibrations Induced by Bench Blasting at Akyol Quarry and Practical Blasting Charts, Environmental Geology, Springer, vol. 54, no. 4, pp. 737-743.

Şehir İçi Patlatmalı Temel Kazılarında Farklı Ateşleme Sistemleri Kullanımının İnsan Algısı Üzerindeki Etkileri

The Effect on Human Perception of the Use of Various Ignition Systems in Inner City Foundation Excavation with Explosives.

U. Atlıhan,

Kolin-Kalyon-Cengiz Marmaray Projesi İş Ortaklığı, Maden Mühendisi, İstanbul

Ü.Özer, A.Karadoğan

İstanbul Üniversitesi Mühendislik Fakültesi Maden Mühendisliği Bölümü, Avcılar, İstanbul

M.Çallıoğlu

Doğuş İnşaat-Yapı Merkezi-Özaltın CSS Metro Projesi, Maden Mühendisi, İstanbul

O.Özkul

Orica-Nitro Patlayıcı Mad. San. Ve Tic. A.Ş., Ankara

ÖZET Şehir içinde yapılan patlatmalı temel kazı çalışmalarında patlatma başarısının önemli bir kriteri patlatma kaynaklı titreşim ve hava şokunun çevrede bulunan yapılara zarar vermemesi ve çevrede yaşayan insanların tedirgin edilmemesidir. Bu çalışmada farklı ateşleme sistemleri kullanılarak patlatma bölgesi çevresinde bulunan insanların tepkileri ile patlatma verileri karşılaştırılmış ve ortaya çıkan sonuçlar değerlendirilmiştir. Veriler patlatma yapılan temel kazı alanı çevresinde bulunan insanların patlatmaya uzaklığı, patlatma saati, patlatma sonrası oluşan titreşim ve hava şoku kayıtları hakkında insanlara sorulan çoktan seçmeli sorular yardımı ile oluşturulmuştur.

ABSTRACT One important criteria for the success of blast in foundation excavation work with explosives in inner city is that the vibrations and air shock waves resulting from the blast should not cause damage on constructions and that people living nearby should not be made worried. In this study, through the use of various ignition systems, reactions of people around the blast area and the data from the blast have been compared and emerging results have been evaluated. Data were gathered with the help of the distance between the blast area and the people around, the time of the blast, air shock wave records and through multiple questions asked to people around the foundation excavation area where the blast took place about the vibrations after the blast and the air shock wave rates.

1 GİRİŞ

2016 TÜİK verilerine göre nüfusun % 73,9'u kent merkezinde, % 26,7'siyse kırsal kesimlerinde yaşamaktadır. Kentleşme ve kent merkezindeki nüfus artışı her geçen gün artmaktadır. Kent merkezlerindeki nüfus artışına paralel olarak şehir merkezleri büyümeye başlamış ve taş

ocakları, madenler, boru hattı, baraj, yol gibi aktif patlatma faaliyeti barındıran projeler ile bütünleşerek patlatma faaliyeti yaşam ile iç içe geçtiği durumları doğurmuştur. Bu duruma ek olarak kentli nüfusun araç ihtiyaçları doğrultusunda şaft ve metro kazıları, yüksek konutların derin temel kazıları da özellikle hız ve maliyet

açısında daha uygun olduğu için patlatmalı kazı daha çok tercih edilir hale gelmiştir. (TÜİK, 2016)

Patlatmalı kazı çalışmaları diğer kazı yöntemlerine göre zaman ve maliyet bakımından birçok avantaja sahiptir fakat bu avantajlar ile birlikte pek çok çevresel etkiyi de beraberinde getirir. Taş savurması hava şoku, sarsıntı ve toz patlatmanın olumsuz etkilerinin başında gelir. Şehir içerisinde yapılan patlatmalarda patlatma başarısı tek başına maliyet, hız ve optimum parçalanma verileri ile incelenemez. Başarılı bir patlatma faaliyeti öncelikle çevrede bulunan insanların sağlığını ve inşaların güvenliğini tehdit etmeyerek, minimum maliyetle optimum parçalanmanın sağlanmasıdır. Bu çalışmada gelişen teknoloji ile ortaya çıkan yeni ürünlerin insan tepkisi üzerindeki etkisi araştırılmıştır, çalışmada ulaşılan veriler ışığında insan tepkilerini minimize etmek için çeşitli yorumlar yapılmıştır.

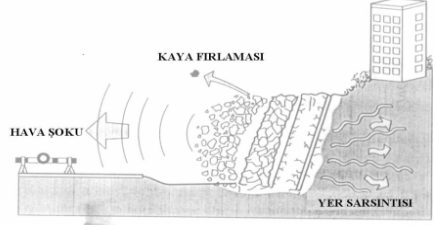
2 PATLATMADAN KAYNAKLANAN ÇEVRESEL ETKİLER

Patlayıcı maddelerin kazı ve yıkım amaçlı kullanımlarında çevreye verebilecekleri başlıca dört değişik olumsuzluk bulunmaktadır. Bunlar;

- Taş savrulması
- Toz emisyonu
- Yer sarsıntısı (titreşim)
- Hava şokudur.

Şehir içi patlatmalarında kırsal kesimlere göre çevresel etmenleri kontrol altına almak hayati bir öneme sahiptir. Şehir içi patlatmalarında taş savurulması mal ve can kaybı olarak dönme olasılığı çok yüksektir. Toz insan şikayetlerini artıran önemli etkilere bir tanesidir. Yer sarsıntıları ve hava şoku ise üniversiteler veya akredite olmuş kuruluşlar tarafından düzenli ölçülmektedir. Ortaya çıkan sarsıntı ile çevredeki yapılara zarar vermemek için titreşim verilerinin yasal normların altında olması sağlanmalıdır. Son yıllarda patlatmalı kazı faaliyetlerinin neden olduğu çevresel etkilerle ilgili şikayetler; nüfus artışı ve şehirleşmeye paralel olarak, daha büyük atımlara duyulan ihtiyaçla birlikte giderek artmaktadır. Şekil 1'de şematik olarak gösterilen yer sarsıntısı, gürültü ve fırlayan kaya gibi çevresel problemler, patlatmalı kazı çalışmalarının yürütüldüğü

bölgelerin yakınlarındaki insanlar kadar, patlatma personeli, kullanılan ekipmanlar ve iksa sistemi gibi şantiyenin önemli yapı elemanları açısından da büyük güvenlik sorunları yaratabilmektedir (Yurttaş, 2015).



Şekil 1. Patlatmanın çevresel etkileri

Patlatmanın çevresel etkileri çevre sakinlerinin doğrudan can ve mal güvenliklerini etkileyebildiği gibi, psikolojik bazı sorunların doğmasına da zemin hazırlamaktadır. Bu çalışma ile Elektronik Kapsüller ve Elektriksiz Kapsüllerin kullanımı sonucu insan algısının nasıl değiştiğini, insanların tedirginliklerini minimize etmek için yapılması gerekenleri çıkarmaya çalıştık.

3 ÇALIŞMA SAHASI

Çalışma sahası olan Vakıflar Genel Müdürlüğü'nün İstanbul ili, Eyüp ilçesi, Güzeltepe (Alibeyköy) mahallesi, 75 pafta, 2 ada, 49 ve 54 numaralı parselleri üzerine KİPTAŞ tarafından yüklenici GYA Gayrimenkul Yatırım ve İnşaat A.Ş.'ye yapı için verilen Turkuaz Medya Grubu'nun Medya Merkezi Projesidir. Brüt inşaat alanı 254.177,87 m² olup, hafriyat hacmiyse 1.250.000 m³ tür ve 500.000 m³ ise patlatmalı kazı yöntemiyle yapılmıştır. İstanbul İli, Eyüp İlçesi, Alibeyköy Mahallesi sınırları içerisindeki çalışma alanının güneyinden Fatih Sultan Mehmet Bulvarı geçer, kuzeyinde TEM otoyolu bulunur. Batısında Finaskent yerleşim alanı bulunur, 5. Levent GYO ve İzzet Zaim üniversitesi inşaatları yükselmektedir. Doğusunda ise Maraşal Fevzi Çakmak Caddesi bulunur. Parsel Eyüp İlçe merkezine yaklaşık 5 km uzakta olup, Alibeyköy mahalle merkezine 100-200 metre mesafededir.



Şekil 2. Projenin konumu

3.1 Saha Jeolojisi

Yapılan sondaj çalışmaları sonunda, etüd alanı, devoniyen yaşlı Trakya formasyonunun üzerinde bulunduğu tespit edilmiştir. Etüd alanı dolgunun altında, yerinde alterasyon sonucu oluşmuş farklı ayrışma derecelerine sahip, kahve- yer yer sarımsı, kahve-yeşilimsi renkte tamamen ayrılmış durumda, orta derecede ayrılmış bantlı- az ayrılmış bloklu grovak seviyenin altında, kahve- yer yer sarımsı, kahve-yeşilimsi renkte, orta derecede ayrılmış bantlı, çok parçalı, çatlak yüzeyleri okside olmuş ve pürüzlü, ince-iri matriksli, seyrek kalsit damarlı, çok zayıf kaya kitle endeksine sahip grovak seviye, onun altında açık-koyu gri renkte, üst seviyeler tamamen, alt seviyeler seyrek tamamen-orta derecede ayrılmış bantlı, çok parçalı, çatlak yüzeyleri okside olmuş ve pürüzlü ince matriksli, kalsit damarlı, çok zayıf-zayıf kalitesine sahip grovak birimi, tüm bu seviyenin altında, kuyu bitimine kadar gözlenen, gri- koyu renkte, çok parçalı, 70-90 cm sert, gri kıltaşı bantlı, 80-120 cm diyabaz fonlu, çatlak yüzeyleri okside olmuş ve pürüzlü kalsit damarlı, 50-140 cm tamamen-orta derecede ayrılmış bantlar bulunduran, çok zayıf-zayıf kaya kalitesinde silttaşı birimi yer almaktadır. Trakya serisinin alt karbonfiber yaşlı kesimi, fosfat yumruları içeren çört (radiolarit) tabakalarıyla başlamakta, bunun üzerine ardalanmalı olarak sıralanmış shale, kıltaşı, grovak, turbiditik kumtaşı, silttaşı ve çamurtaşı gibi klasik bir istif gelmekte ve bu istifdar anlamda asıl Trakya Formasyonu'nu oluşturmaktadır.

Tektonik ezilme sonucu mercekli ya da sucuk yapıları yoğun kalker üzerindeki grovakların tipik özelliğidir. Oldukça kırıklı ve çatlaklıdır. Bol miktarda kuvars ve kalsit damarları ile kesilmişlerdir. Yoğun ayrışma ve bozunma sonucu oksitlenme, kırılmalı ve ufalanma tipik olup, kayalar dayanımsız bir özellik kazanmıştır.

Sahamızı oluşturan grovaklarda yapılan ölçümlerde, K45-80D doğrultulu, 40-80KB dalımlıdır. Çoğunlukla çatlak yüzeylerinde gelişmiş alterasyonun kaya dokusunu da etkilemesi sonucu, kaya malzemesi hava ve su ile temas ettiğinde hızla ayrışarak zemine dönüşmektedir. Çatlak yüzeyleri genellikle az pürüzlü, düzlemsel, kil ve demiroksit sıvalıdır. Bu nedenle birim kaya elemanları arasında sürtünme direnci düşük olmaktadır (Kardeş, 2016).

4 ARAŞTIRMADA UYGULANAN YÖNTEMLER

Araştırmada elektriksiz ve elektronik ateşleme sistemleri olarak iki farklı patlatma yöntemleri kullanılıp, uygulanan patlatmaların titreşim ölçüm cihazlarıyla ses ve titreşim kayıtları alınıp, yapılan her patlatma sonrasında patlatma alanında bulunan insanlara çoktan seçmeli sorularla hazırlanan anket yapıp sonuçlar karşılaştırılmıştır.

4.1 Ateşleme Sistemleri

4.1.1 Elektriksiz Ateşleme Sistemi

Günümüzde Türkiye'de patlatma faaliyetlerinde en yaygın kullanılan ateşleme sistemleridir. Elektriksiz ateşleme sistemlerinin esası bir plastik tüptür. Bu tüpün içi bir şok dalgasının yaklaşık 2000 m/sn bir hızla ilerlemesini sağlayan reaktif bir madde ile kaplanmıştır. Bu şok dalgası, birinci patlayıcı ya da kapsüldeki gecikme başlatmaya yetecek enerjiye sahiptir. Elektriksiz ateşleme sistemlerinin gecikme elemanı kapsül içerisindeki piroteknik malzemedir. Elektriksiz ateşleme sistemlerinde özellikle yüksek milisaniye gecikmeli kapsüllerde %2-3'lere varan sapmalar olabilmektedir. Bu sapmalar doğrultusunda patlatma teoride

gerçekleştirilenden farklı sonuçlar verebilir. Bu da patlatma sonucu oluşan çevresel etmenlerin planlandığından farklı olmasına sebep olabilir (Yurttaş, 2015 ve Nitro Nobel, 2010).

Şekil 3. Exel Handidet



Şekil 4. Unitronic 600



4.1.2 Elektronik Ateşleme Sistemi

Üretim maliyetlerinin yüksek olması nedeniyle pazarda yaygın olarak kullanılan bir sistem olamayan elektronik kapsüller 1980'li yıllarda geliştirilmiştir. Elektronik ateşleme sistemi elektriksiz ateşleme sisteminden farklı olarak yüzeyinde ve bağlantı noktalarında patlayıcı bulundurmamaktadır. Sistem $\pm 0,03$ sapmayla 0 ms'den 10.000 ms'ye kadar 1 ms farkla gecikme verilebilen kapsül başlıkları ile bunları ateşleyecek Scanner ve Blastbox'tan oluşmaktadır. Elektronik kapsüllerin gecikme aralığının sahada mühendis tarafından belirlenmesi, patlatma sonucu çıkan enerjinin kontrolünün planlayıcıda olmasını sağlamaktadır (Yurttaş, 2015).



Şekil 5. Scanner ve Blastbox

4.1.3 Elektriksiz ve Elektronik Ateşleme Sistemlerinin Farkları

- Şehir içi temel kazı patlatmaları "gecikme başına şarj" miktarı ile sınırlandırıldığından patlatılacak olan alanın hacmi düşmektedir. Elektriksiz ateşleme sisteminde gecikme başına şarjı düşürmek için delik boyu kısaltılmalı veya deliklerin çakışmasını önleyecek bir ateşleme sistemini kullanmak gerekir. Bu durum sıra sayısı ve delik boyuna çeşitli sınırlar getirmektedir. Elektronik ateşleme sisteminde kademeli şarj yöntemi ile delik istenilen gecikme başına şarj oranına göre bölüne bilmekte ayrıca sıra sayısının artması herhangi bir çakışmaya sebep olmamaktadır. Bu özellik proje ömrünü kısaltacaktır ve proje istenilen termin zamanlarında sonlandırılabilir.
- Çatlaklı yapılarda yüksek gecikme aralıkları gaz kaçağına neden olup atım verimini düşürmekte ve iri parçalanma nedeniyle yüklem - taşıma maliyetini arttırmaktadır. Atım çatlaklı formasyonlarda mümkün olduğu kadar kısa sürede sonlandırılmalıdır. Elektriksiz ateşleme sisteminden farklı olarak elektronik ateşleme sistemlerinde istenilen gecikme aralığı verilebilmektedir.
- Nihai şev düzlemi veya iksa önlerinde yapılan patlatmalarda elektriksiz sistemlerdeki sapmalar nedeniyle istenen şekilde olmayabilmektedir. Elektronik ateşleme sistemlerinde hata payı çok daha düşük olduğu için geri çatlak sorunu daha az gözlemlenmektedir.
- Elektriksiz kapsüllerin tek test yöntemi ateşlemektir. Şehir içi patlatmalarda yer yer trafik kesilmesi veya apartman boşaltılması gibi güvenlik organizasyonları yapıldığı için operasyonun hızlıca bitirilmesi gerekmektedir. Elektronik ateşleme sistemlerinde güvenlik önlemleri alınmaya başlamadan delikler test edilebilir ve var ise hatalı bağlantı veya deforme olmuş kapsül bağlantılarının yeri tespit edilebilir.
- Atım kesmesi elektriksiz kapsüllerde karşılaşılan bir sorun iken elektronik kapsüllerde böyle bir sorunun olması mümkün değildir.
- Açık kazılarda yerleşim yerlerine yakın mesafelerde yüzeyde patlayan yüzey gecikme kapsüller ve elektrikli kapsüller

KAZI VE MADEN PATLATMALARINDAN KAYNAKLANAN ÇEVRESEL SORUNLARIN ANKET FORMU

Kişisel Bilgiler (İsteğe bağlı):

1. Adı-Soyadı :
2. Yaş :
3. Cinsiyet : Erkek ☐ Kadın ☐
4. Tahsil Durumu :
5. Meslek :
6. Telefon :

Patlatma Sahası ve Patlatma hakkında Bilgiler :

1. Size yakın patlatma faaliyetleri var mı? Evet ☐ Hayır ☐
2. Patlatma sahasının nerede olduğunu biliyor musunuz? Evet ☐ Hayır ☐
3. Ocakta veya herhangi bir bilgi kanalında patlatma gördünüz mü? Evet ☐ Hayır ☐
4. Patlatmayı ne için yapıyorlar biliyor musunuz? Evet ☐ Hayır ☐
- Evet, ise sebebi ne olabilir?
5. Patlatmanın yapıldığı iş size veya yaşadığınız bölgeye avantaj sağlayacak mı? Evet ☐ Hayır ☐

Patlatma Faaliyetlerinde İnsan Tepkileri :

1. Patlatmadan dolayı en çok hissettiğiniz veya rahatsız olduklarınız nelerdir?
☐ Sarsıntı ☐ Hava Şoku ☐ Gürültü ☐ Toz ☐ Gaz ve Koku
2. Patlatmadan oluşan sarsıntıyı hissettiniz mi?
☐ Tehlikeli ☐ Oldukça Çok ☐ Çok ☐ Biraz Fazla ☐ Hissettim ☐ Az ☐ Hissetmedim
3. Sarsıntı sizi ne kadar rahatsız etti?
☐ Çok fazla ☐ Çok ☐ Orta ☐ Az ☐ Çok Az ☐ Hiç ☐ Hissetmedim
4. Patlamadan oluşan hava şoku veya gürültüyü hissettiniz mi?
☐ Tehlikeli ☐ Oldukça Çok ☐ Çok ☐ Biraz Fazla ☐ Hissettim ☐ Az ☐ Hissetmedim
5. Gürültü sizi ne kadar rahatsız etti?
☐ Çok Fazla ☐ Çok ☐ Orta ☐ Az ☐ Çok Az ☐ Hiç ☐ Hissetmedim
6. Patlamadan oluşan toz sizi ne kadar rahatsız etti?
☐ Çok Fazla ☐ Çok ☐ Orta ☐ Az ☐ Çok Az ☐ Hiç

Şekil 6 Araştırmada uygulanan anket çalışması birinci sayfası

7. Patlama faaliyet sırasında veya sonrasında kendinizi nasıl hissediyorsunuz?
☐ Sakin(normal) ☐ Endişeli ☐ Sıkıntılı ☐ Gergin ☐ Sinirli ☐ Korkulu ☐ Huzursuz
8. Patlamaları günün hangi saatlerinde daha fazla hissetmektesiniz?
☐ 8-10 ☐ 10-12 ☐ 12-14 ☐ 14- 16 ☐ 16-18 ☐ 18-20 ☐ 20'den sonra
9. Sebebi patlamanın etkilerinden biri olan herhangi bir sağlık sorunuz oldu mu?
☐ Hayır ☐ Evet
10. Tozdan kaynaklanan ne gibi rahatsızlıklar hissediyorsunuz ?
☐ Nefes darlığı ☐ Göz kaşıntısı ☐ Cilt problemi ☐ Saç dökülmesi ☐ Diğer
11. Patlama Sesi ve Gürültü Duyduğunuzda ne gibi rahatsızlıklar duyuyorsunuz?
☐ Huzursuzluk ☐ Kulak çınlaması ☐ Baş ağrısı ☐ Uykusuzluk ☐ Sinir Bozulma ☐ Diğer

Şikayet ve önerileriniz :

1. Sizce patlama faaliyetleri günün hangi saatlerinde yapılmalıdır?
☐ 8-10 ☐ 10-12 ☐ 12-14 ☐ 14-16 ☐ 16-18 ☐ 18-20 ☐ 20'den sonra
2. Daha önce herhangi bir kuruma başvurup şikayette bulundunuz mu? ☐ Evet ☐ Hayır
Başvurulan Kurum :
3. Son üç ayda yapılan patlamaların şiddetinde bir azalma olduğunu hissettiniz mi? ☐ Evet ☐ Hayır
4. Sizce yapılan patlamalarla ilgili halkı en iyi bilgilendirme vasıtası(yolu) nedir?
☐ TV ☐ Radyo ☐ Gazete ☐ Hoparlörlü araçlar ☐ Hepsisi
5. Diğer önerileriniz:.....
6. Şikayetleriniz (varsa):.....

Şekil 7 Araştırmada uygulanan anket çalışması ikinci sayfası

hava şoku problemi yaratmaktadır. Elektronik ateşleme sistemlerinde yüzeyde patlayıcı bulunmadığı için önemli bir avantaj sağlar.

- Elektronik ateşleme sistemlerinde uzaktan kumanda ile 2 km öteden patlatma yapılabilmektedir. Bu da ateşleyicinin sahayı hakim bir noktadan görerek ateşleme yapmasına imkan vermektedir.
- Elektronik kapsüller dış elektriksel tehlikelere karşı emniyetli şekilde dizayn edilmiştir. Yüksek akım gelmesi halinde kapsül ekstra dirençleri eriyerek devreyi kesmektedir. Akım patlayıcı olan kısmına geçmemektedir. Elektriksiz ateşleme sisteminde olduğu gibi kapalı havalar, yıldırım düşme tehlikesi, telefon ve telsiz kullanımını güvenlik problemi yaratmayacaktır.

4.2 Anket Çalışması

Şehir içi temel kazılarında farklı ateşleme sistemleri kullanarak uygulanan patlatma faaliyetlerinin çevresel etkilerinin insan üzerinde bıraktığı etkileri belirlemek için hazırlanan anket formu dört bölümden oluşmaktadır. Birinci kısım isteğe bağlı olarak kişisel bilgilerin yer aldığı kısımdır. İkinci kısımda patlatma sahası ve patlatma hakkında sorular yer almaktadır. Anketin üçüncü ve en önemli kısmındaysa patlatma faaliyetlerinde insan tepkilerini tespit edecek soruları içermektedir. Bu bölümde kişinin tepkilerini net olarak ortaya koyabilmek için, özellikle patlatmadan kaynaklanan titreşim ve hava şokunu kişinin hissetmesi veya hissetmemesi, bunların kişiyi ne derece rahatsız ettiği ve kendisini nasıl hissettiğine yönelik çoktan seçmeli değerlendirme yargıları oluşturulmuş ve sorular sorulmuştur. Patlatmaları günün hangi saatlerinde daha fazla hissettiği, patlatmalardan dolayı ne gibi rahatsızlıklar hissettiğine yönelik sorular da sorulmuştur. Son kısımda ise şikayetler ve öneriler sorulmuştur.

Patlatma faaliyetlerinden kaynaklı oluşan sarsıntının, gürültünün ve tozun patlatmanın hangi koşullarında ne kadar olduğu ve insanları ne kadar rahatsız ettiği, rahatsız etmemesi için optimum veriler tespit edilmeye çalışılmıştır. Yapılan anketlerin sonuçları titreşim ve ses ölçümü esaslı değerlendirilmiştir (Karadoğan, 2008).

5 ARAŞTIRMADA YAPILAN ÖLÇÜMLERİN VE ANKETLERİN VERİLERİ

5.1 Patlatma Verileri

Proje kapsamında patlatma sonrası insanlara anket yapılan patlatmaların tasarım parametreleri, kullanılan patlayıcı türü ve miktarı, ateşleme sistemi ve ölçümler sonunda elde edilen veriler çizelge 1’de belirtilmiştir.

Çizelge 1. Patlatma Parametreleri ve ölçüm sonuçları

Atım No	E 1	N 1	E 2	N 2	N 3
Patlatma Hacmi (m ³)	3616	1514	1935	1088	2823
Tasarım Parametreleri					
Delik Sayısı (adet)	85	51	63	56	69
Sıra Sayısı (adet)	6	3	5	6	12
Delik Çapı (mm)	89	89	89	89	89
Delik Boyu (m)	7-11	6	6	3,20-5	6
Delik Eğimi (°)	85	85	85	85	85
Dilim Kalınlığı (m)	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5
Delikler Arası Mesafe (m)	3	2,5	3	2,5	3
Basamak Yüksekliği (m)	7-11	6	6	3,20-5	6
Basamak Eğim Açısı (°)	80	90	90	80	80
Sıkılama Boyu (m)	3	3	3	3	3
Delik Taban Payı (m)	-	-	-	-	-
Su Durumu	Sulu-Kuru	Sulu-Kuru	Sulu-Kuru	Sulu	Sulu-Kuru
Patlayıcı Türü					
Kullanılan Yemleyici	Dinamit	Dinamit	Dinamit	Dinamit	Dinamit
Yemleyici Miktarı (kg)	157	36	81	28	113
Esas Patlayıcı Madde	H-Anfo	H-Anfo	H-Anfo	H-Anfo/Anfo	H-Anfo
Patlayıcı Miktarı (kg)	1220	815	820	560	640
Toplam Şarj (kg)	1377	851	910	588	753
Gec. Baş. Top. Şarj (kg)	10,5	20,5	18	14,5	16
Ateşleme Bilgileri					
Kapsül Markası	Unitronic 600	Handidet	Unitronic 600	Handidet	Unitronic 600
Toplam Kapsük Sayısı	314	79	162	66	
Delik İçi Kapsül Gecikme süresi (ms)	9	500-475	10	500	10
Yüzey Kapsülü gecikme süresi (ms)	-	25-17	-	25	-
Sıralar Arası Kapsül Gecikme Süresi (ms)	-	25-300	-	17	-
Devre Tipi	Elektronik	Elektriksiz	Elektronik	Elektriksiz	Elektronik
Şarj Şekli	Dip Şarj	Dip Şarj	Dip Şarj- Kolon Şarj	Dip Şarj	Dip Şarj
Ölçüm Bilgileri					
Maksimum Parçacık Hızı (ppv) (mm/s)	4,19	10,79	5,84	7,24	12,45
Frekans (hz)	26,95	26,95	24,38	26,95	30,12
Hava Şoku (dB)	118,6	121,9	120,5	120	119,1
Hava Şoku (hz)					
Mesafe (R) (m)	115,53	58,5	60,6	72,55	35,9

5.2 Anket Verileri

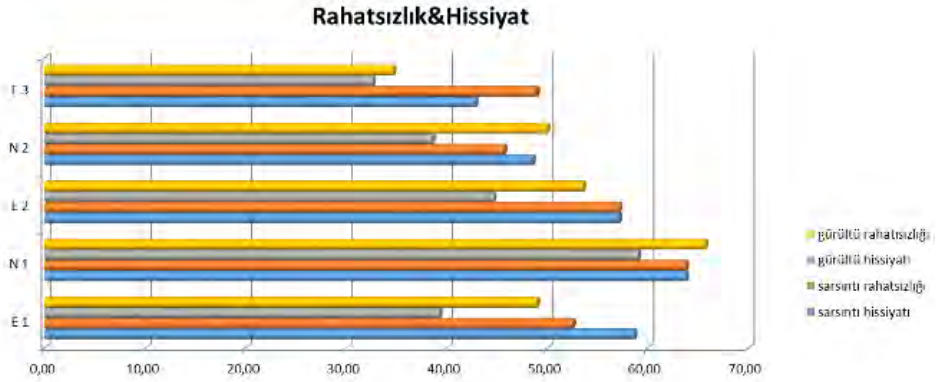
Proje kapsamında patlatmaların hemen ardından yapılan anketler istatistikî yöntemlerle çözümlenmiştir, araştırma için yapılan 5 adet patlatmada toplam 68 adet anket doldurulmuştur. Patlatmalar kendi içinde ve de non-el ve elektronik şekilde karşılaştırması yapılmış, gürültü ve sarsıntı değerlerinin hissiyat ve rahatsızlık bakımından incelenmesi sonucu aşağıdaki grafikler oluşturulmuştur.

Çizelge 2. Patlatmaların rahatsızlık ve hissiyatı anket sonuçları

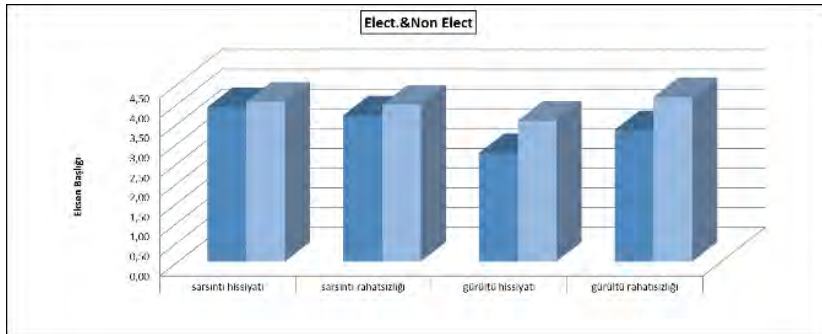
	E 1	N 1	E 2	N 2	E 3
Gürültü rahatsızlığı	48,98	65,71	53,57	50,00	34,69
Gürültü hissiyatı	39,29	59,05	44,64	38,57	32,65
Sarsıntı rahatsızlığı	52,55	63,81	57,14	45,71	48,98
Sarsıntı hissiyatı	58,67	63,81	57,14	48,57	42,86

Çizelge 3. Anket sonuçlarında non-el ve elektronik karşılaştırması

	Sarsıntı hissiyatı	Sarsıntı rahatsızlığı	Gürültü hissiyatı	Gürültü rahatsızlığı
Elektronik	3,91	3,70	2,47	3,33
Non-Elektronik	4,04	3,96	3,56	4,61



Şekil 8. Patlatmaların rahatsızlık ve hissiyatı anket sonuçları



Şekil 9. Anket sonuçlarında non-el ve elektronik karşılaştırması

SONUÇLAR

Hem ölçüm hem de anket sonuçlarına bakıldığında sarsıntı ve gürültü bağlamında elektronik ateşleme sisteminin non-elektrik ateşleme sistemine göre daha az hissedildiği ve daha az rahatsız ettiği tespit edilmiştir.

Ateşleme sistemleri arasında yapılan kıyaslamada elektronik ateşleme sistemi non-elektrik ateşleme sisteminden daha kontrol edilebilir olduğu görülmüştür. Elektronik ateşleme sistemiyle patlatmada gecikmelerin tam anlamıyla kontrol altında olması çakışma olmamasını, titreşim ve ses dalgalarının üst üste binmemesini sağlar bu şunu ortaya koyar ki dalga boyu büyümediği için frekans artar. Yüksek frekansta sesin yayılım hızı düşer ve soğrularak olarak ilerler.

Elektronik ateşleme sisteminde yüzeyde kapsül olmaması, aksine non-elektrik ateşleme sisteminde yüzeyde bulunan kapsüllerden ötürü gürültü kontrolü açısından elektronik ateşleme sistemini daha cazip kılmıştır.

Ses yayılmasında dalga boyu en başarılı parametredir. Bunun yanında patlatma aynı mesafeden aynı dB sonucundan olsa bile piskoakustik (Ses ile karşılaşan canlılarda oluşan subjektif (psikolojik) olaylar arasındaki kantitatif ilişkileri inceleyen bilim dalıdır.) söz konusu olduğunda alınan ölçüm değerlerinde 120dB ile 121dB arasındaki fark insan kulağına aradaki farkın kat kat fazlası olarak gelmektedir.

Patlatmalar 92 adet patlatma sonucunda oluşturulan saha yayılım

denklemini yardımıyla risk noktalarında optimum sonuçlar çıkacak şekilde hesaplanarak tasarlanmıştır. Patlatma sonuçları incelendiğinde elektronik ateşleme sisteminin elektriksiz ateşleme sistemine göre sarsıntıyı azalttığı gözlemlenmiştir. Bu durum insan algısını doğrudan etkilemektedir.

KAYNAKLAR

- Kahrıman, A., 2005, *Maden ve taş ocaklarında kaya patlatma tekniği*, Seminer notu, İstanbul
- Orica-Nitro, 2000, *Kaya patlatma tekniği, El kitabı*, Ankara.
- Türk, 2016, *2016 nüfus raporu*, Ankara.
- Karadoğan, A., 2008, *Patlatmadan kaynaklanan titreşimler için ulusal yapı hasar kriterleri oluşturulabilirliğinin araştırması*, İstanbul Üniversitesi Doktora Tezi, İstanbul
- Kılıçkaya, M.S., Cemalcılar, A., 1996, *Temel fizik*, T.C. Anadolu Üniversitesi Yayınları No: 674, Açıköğretim Fakültesi Yayınları No: 331, ISBN 975 – 492 – 348 – 5, Eskişehir
- Hızalan, İ., 2001, *Ses fiziği ve psikoakustik*, Uludağ üniversitesi kulak burun boğaz ana bilim dalı, Bursa
- Yurttaş, M., 2014, *Elektronik Kapsüller ve Avantajları tanıtım dosyası*, Orica-Nitro Patlayıcı Maddeler San. ve Tic. A.Ş., Ankara
- Alabaş, V., 2010, *Elektronik Ateşleme sistemlerinin gelişimi ve Türkiye'deki Örnek Uygulamalar*, 6. delme patlatma sempozyumu, Ankara
- Yurttaş, M., 2015, *Kartal Meeting Point Projesinde Uygulanan Patlatmalı Temel Kazısında Elektronik Kapsül Kullanımının Hava Şoku, Sarsıntı ve Verimlilik Açısından İncelenmesi*, 8. Delme Patlatma Sempozyumu, İstanbul
- Kardeş Sondajcılık, 2016, *İstanbul ili, Eyüp ilçesi, Alibeyköy mahallesi, F21C19B2C, F21C19B2D, F21C19B3B, F21C20A1D, F21C20A4A pafta, 855 ada, 54 parsel için sondaja dayalı jeolojik- jeoteknik etüd raporu*, İstanbul

Assessment of the Blast Induced Vibration Prediction in Open Pit Mines

Ali Siamaki

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

Korosh Shahriar

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

Seyed Hassan Khoshrou

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

Arash Afsharian

Chadormalu Iron Mine, Yazd, Iran

ABSTRACT During the blasting, a part of the explosive energy is transmitted into the surrounding rock. Depend on the level of vibrations many cracks may generate in the rock mass or inherent defects of the rock are developed. Therefore, always there is a concern on blast-induced vibration in mining operations. Many estimation methods developed for the prediction of ground vibration from blasting. These methods are mainly considered distance to the blasting and maximum charge per delay. Artificial intelligence methods provide a flexible platform for the prediction problems. Records from three different mines are reviewed and the blast vibration characteristics have been studied. Also, by the aim of neural network sets of networks were learned. The inputs are the distance to the blast area, maximum charge per delay, the number of holes, the number of rows and spacing to burden ratio. Sensitivity analysis showed spacing to burden ratio has a great impact on the prediction results.

1 INTRODUCTION

Blasting is one of the main operations in mining that has direct effects on the downstream operations. By increasing fragmentation and reducing the fragment sizes, loading and hauling cycle times are reduced and efficiency of the operations are improved. In addition, in the comminution processes in the plant, energy consumption will be reduced and the line throughput will be increased significantly.

Fragmentation increase in blasting needs using a higher power factor and consuming more energy in blasting. Therefore, the seismic energy that is transferred to the

surrounding rock has increased. Blast-induced vibration may cause some instabilities and damage to the adjacent rock structures and building. Especially, repetitive blasts have an effect on the development of defects within these structures. Therefore, a blast vibration monitoring program should be used in mines to monitor induced vibrations and as a result, adapt blast patterns.

Blast-induced damage can be divided into three categories of stress failure (compressive, tensile and shear), gas penetration and block heaving and release of load damage (figure 1). Shear damage plays the main role in the distances far from the blast area. Shear failure of the rock mass is

controlled by the shear strength of the rock mass, blast duration and blast-induced vibration levels (Floyd, 1998). It should be mentioned that repetitive blasting can reduce the shear strength of the slope to the point of failure. Hens, to ensure the stability of mine slopes and benches during the mine life, the mechanism of rock mass degradation under blasting should be understood and reduced by controlling blast induced vibration.

Vibration measurement provides a practical monitoring solution for evaluation of blast-induced vibration and effects of initiation sequences of peak particle velocities (Mohanty, 1997). For assessment of blast-induced vibration in a pit, the study of the effect of delay times is very important to control the PPV and frequency of vibration. Low vibration frequencies cause resonant in the pit wall and may result in some instabilities. Some research has been conducted to shift up the dominant frequency of vibration to a higher safe level (Yang, 2009, Joshi, 2013, Floyd, 2003).

Study of vibration propagation of a blast provides a better understanding of the induced stresses and instabilities in the adjacent structures. Pearson et al. (1997) in a vibration assessment project showed that cast blasting do not radiate seismic energy equally in all direction and the vertical components exhibit the most isotropic (Pearson, 1997). Therefore, it is very important to study the place of concern exactly to clarify the vibration levels and behaviors. Geertson and Daemen (1998) studied the effects of blast-induced vibration on the stability of the adjacent tailing dump. The results showed that the amplitude of monitored vibration did increase in the tailing dump (Geertson, 1998). Amnieh and Siamaki (2012) studied the effects of blast vibrations on buildings and tunnels in dam construction projects (Amnieh, 2013). Gomez et al. (2010) evaluated the response of a wind power near an open pit mine to the production blasts (Gomez-Marquez, 2010). Singh et al. (2013) studied the effects of ground vibration from blasting on the stability of waste dump (Singh, 2013).

AS mentioned many researchers concentrated on the effects of blast vibration

on the stability of near structures or specific structures, while the most common topic in this area is the estimation of PPV. The early works on the estimation of blast-induced stress and vibration related to the late 1940s by Cole, Lyakov and Crandll. Crandll introduced PPV as a function of explosive energy in every delay and distance from the blasting area (Isac, 1981, White, 1993). Later, based on the extensive study on the ground vibration from blasting by Blair and Duvall, USBM presented the general form PPV prediction formula as the following.

$$PPV = K.w^m.d^{-n} \quad (1)$$

Where, PPV is the peak particle velocity (mm/s) in the point of interest, w is the maximum charge per delay (kg), d is the distance from blasting and K, n and m are the constants of the region that are calculated by regression analysis.

Based on the vibration records in open pit mines, Ambrasis and Hendron (1970), Konya (1971), USBM (1971), Oriard (1972), Holmberg and Persson (1977) were calculated constants in equation 1 for metal, coal and Granite mines (Dowding, 1985, Gupta, 1987). By the development of artificial intelligence (AI) science, its application in the engineering fields expanded. Artificial neural network (ANN) as an AI because of ability to consideration of different inputs is highly regarded in the field of blast-induced vibration prediction (Khandelwal, 2006, Mohammad, 2009, Xu, 2005). Bakhshandeh et al. (2010) predicted PPV in a copper mine by the aim of ANN and considering blast parameters as an input (Amnieh, 2010). Dindarloo (2015) used genetic programming for providing a comprehensive tool for ground vibration prediction. He announced that the proposed model is more accurate than the ANN ones (Dindarloo, 2015).

2 RECORDED GROUND VIBRATION

It has been accepted that the explosive energy is divided to shock wave and gas pressure. Although the shock wave energy causes

crushed and cracks zones generation around blast hole, its remained energy travels through the surrounding rock mass. Ground induced vibration study helps to have a better understanding of the behavior of rock mass under vibration and develop safer blasts. Many researchers studied ground vibration from blasting for specific sites. In this study, blast records from three mines were considered to find out the blast characteristics for these projects. These data were recorded by the authors or other researchers.

higher PPVs related to the lower attenuation factor of the region.

PPV estimation formula, based on USBM proposed relation, for these 4 data sets are obtained by regression analysis and are presented in table 1. Regarding figure 2 and the PPV equations in table 1, although these prediction relations provide a good perspective about the ground vibration in the mine site, they are not very accurate and show high error percentages.

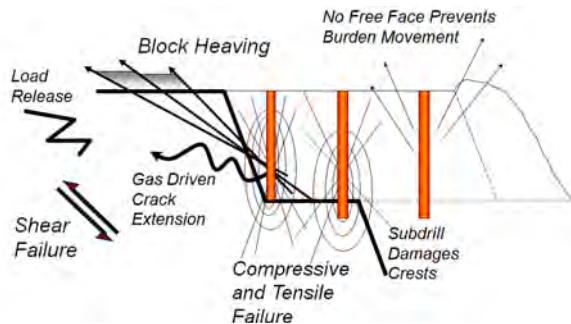


Figure 1. Blast-induced damage in a mine (Floyd, 1998)

Blast vibration records are related to a Copper mine in Iran, a Magnesite mine in Turkey and a Dolomite mine in China. Recorded data in the Copper mine in Iran related to in pit measurement and records in the far distances from the pit and near the processing plant and other buildings in the mine (Amnieh, 2010, Samareh, 2015). Vibration records of Magnesite mine in Turkey were located around a plant in the boundary of the pit wall. The purpose of these measurements was the stability assessment of plant structures under vibration loads (Hakan, 2009). The last data sets related to the examination of ground vibration from blasting on the stability of pit wall (Shi, 2011). Figure 2 shows the distribution of PPV vs. scale distance for these measurements.

As shown in figure 2, although recorded vibrations in the Sarcheshmeh Copper mine are for two different time periods (about 10 years' time interval), they are correlated to each other. The recorded data in the Dolomite mine shows higher PPVs. Higher PPVs may relate to higher charge per delay or less attenuation of the rock in this mine. Since, the results show higher PPVs for the same scale distances for the Dolomite mine, the reason of

The dominant frequency of vibration is another determining factor in the ground vibration safety issues. Some of the vibration codes like DIN4150, USBM and DGSM considered different frequency ranges for the safe vibrations (DIN, 1999, Siskind, 1989, S.&T, 1997). These ranges are mainly for the safety level in different building types. Figure 3 shows PPVs distribution vs. dominant frequencies for Copper mine set 1, Magnesite mine and Dolomite mine regarding the safe area for DIN4150, USBM, and DGSM. As shown in figure 3, recorded data in the Magnesite mine shows a very high PPV and frequency compared the safe levels. These safe levels are mainly for different types of buildings.

There have been many blast vibration measurements in open pit mines to define safe PPV levels. But, there isn't a standard yet for this kind of mines because of different rock mass structures and properties. For the purpose of slope stability under blast vibration loads, many researchers measured single hole blast induced vibration to find out the resonant frequency of the mine wall (Osterman, 2015, Yang, 2009). Yang et al. (2010) in a study found that the resonant frequency was within the range of 8- 32 Hz for the distance of 20m to 70m from the single

hole blasts (Yang, 2010). Therefore, besides the importance of PPV, dominant frequency of vibration can be very important in the blast-induced vibration assessment program.

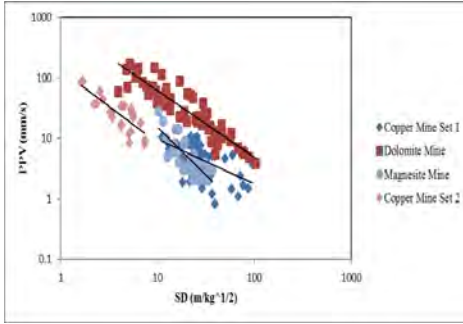


Figure 2. Ground vibration distribution of different mines

Table 1- Estimation equations for PPV

Mine	Equation	R
Copper mine set 1 (Amnieh, 2010)	$PPV = 53.792 \left(\frac{d}{\sqrt{w}}\right)^{-0.742}$	0.5
Copper mine set 2 (Samareh, 2015)	$PPV = 136.07 \left(\frac{d}{\sqrt{w}}\right)^{-1.209}$	0.8
Magnesite mine (Hakan, 2009)	$PPV = 583.35 \left(\frac{d}{\sqrt{w}}\right)^{-1.582}$	0.793
Dolomite mine (Shi, 2011)	$PPV = 775.54 \left(\frac{d}{\sqrt{w}}\right)^{-1.1}$	0.92

3 ARTIFICIAL NEURAL NETWORK

The modern view of ANNs began in the 1940s with the work of McCulloch and Pitts (Mohammad, 2009). ANNs are mathematical models consisting of highly interconnected processing nodes or elements (artificial neurons) under a pre-specified topology (sequence of layers or slabs with full or random connections between the layers). In 1950s Rosenblatt built many variations of a

specific type of early neural computational models called perceptron network and developed associated learning rules which led to the introduction of first practical application of ANN. ANNs have been used extensively since 1980's in a variety of diverse real-world applications (Benardos, 2004). Fig. 4 shows the structure of a simple neuron with n inputs. Each input channel i can transmit a real value xi. The primitive function f computed in the body of an abstract neuron can be selected arbitrarily. Usually, the input channels have an associated weight, which means that the incoming information xi is multiplied by the corresponding weight wi. The transmitted information is integrated at the neuron and the primitive function is then evaluated (Rojas, 1996).

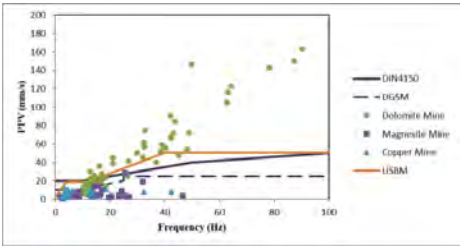


Figure 3. PPV- Frequency distribution of recorded vibrations

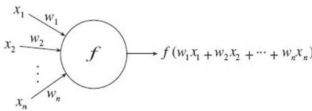


Figure 4. An abstract neuron

3.1 ANN Model Structure

In this section, different stages of the model design using a multi-layer, feed-forward network and back-propagation (BP) algorithm are described. The BP algorithm developed by Meireles et al was used for training the ANN with two critical issues to be considered in this: estimation error and training time. This algorithm minimizes the mean square error between the desired and actual output of the network. The optimization was carried out with a gradient descent technique. It should be mentioned, however, that, BP algorithm does not always find the global minimum, as it may stop at a local minimum (Petr, 2003). Figure 5

demonstrates a feed-forward network with two hidden layers (Benardos, 2004).

The levenberg-marquardt algorithm, designed for approaching 2nd order training speed without the need to compute the Hessian matrix, was used for BP algorithm in this study. This algorithm is described here briefly. For performance function having the form of a sum of square, as is usually the case for feed-forward training network, the Hessian matrix can be approximated as:

$$H = J^T \cdot J \quad (2)$$

and the gradient can be obtained using equation 2 below:

$$g = J^T \cdot e \quad (3)$$

where J is the Jacobian matrix, containing first derivatives of the network errors with respect to weights and biases, and e is a vector of network errors. Jacobian matrix is calculated using a standard BP technique which is much simpler than computing the Hessian matrix. The Levenberg-Marquardt algorithm uses this approximation to the Hessian matrix in the Newton-like update as equation 3 below:

$$X_{k+1} = X_k - [J^T J + \mu I]^{-1} J^T e \quad (4)$$

When the scalar μ is zero, equation 3 becomes Newton's method, using the approximate Hessian matrix. When μ is large, the equation becomes gradient descent with a small step size. Newton's method is faster and more accurate near an error minimum, so the aim is to shift towards Newton's method as quickly as possible. Thus, μ decreases after each successful step and increases only when a tentative step would increase the performance function. Hence, the performance function will always be reduced at each iteration of the algorithm (MATLAB, 2015).

3.2 Ground Vibration Estimation

Extensive blasts in large scale mines may induce a significant vibration to the surrounding rock structures. Depends on the level of vibrations, rock mass and discontinuities in the region may be degraded during the time. Therefore, some instabilities will happen on the pit walls. Hence, estimation methods help to have a prediction about the problem. Different PPV estimation

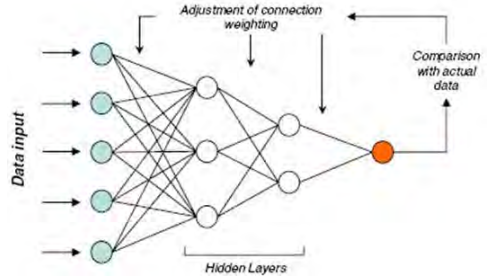


Figure 5. Training procedure of a feed-forward ANN with two hidden layers

formulas are mainly based on scale distance and charge weight. These methods don't consider other affecting parameters and attenuation factors are calculated based on the regression analysis. While intelligence methods like Neural Network provide a flexible platform for the prediction purposes.

With the aim of Neural Network, different independent parameters can be considered to predict a series of parameters (one or more parameters) in a network. The network is learned by the recorded and known data and it would be site specific. While maximum charge per delay and distance from the blast area are the most important parameters in the PPV estimation, bench high, spacing and burden, the number of rows should be considered in the estimation method. The benefit of Neural Network is setting one or more outputs for a network (Amnieh, 2012). The purpose of this study is the evaluation of Neural Networks strength in the estimation of blast-induced vibration. Also, effects of spacing to burden ratio, number of holes and the number of rows evaluated through a sensitivity analysis.

A Neural Network with 5 layers was chosen for the prediction of PPV in the Sarcheshme Copper Mine. Back propagation method was used as the learning method in the ANN. During the learning process, outputs of the network compared to the actual data and based on the root mean square error function, the error of estimation is calculated. Weights and biases of all neurons are modified based on the calculated error and the learning process is repeated again. The learning process is iterated until the network achieves the desired error.

Input parameters of this network are the distance to the blast area (m), maximum charge weight (kg), spacing to burden ratio, the number of holes and the number of rows

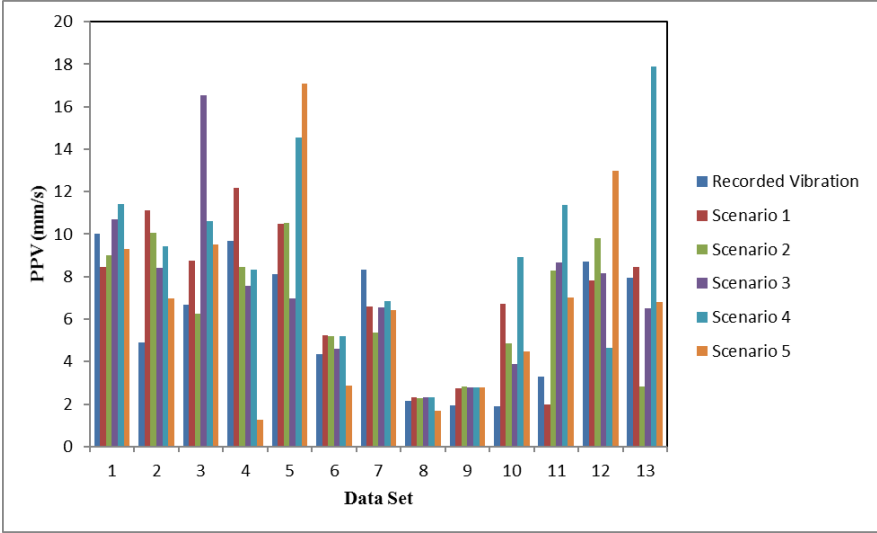


Figure 6. Comparison of recorded vibration and different scenarios estimation

in each blast. Four other networks were learned to investigate the effects of last three parameters on the results of the ANN estimation. These networks were learned by 38 data sets and 13 data sets were used to ensure the proper learning. Figure 4 shows the results of test data sets of learned networks. Inputs of different scenarios are shown in table 2.

Table 2. Inputs of different scenarios

Scenario	Inputs
1	Distance, Maximum charge per delay, The number of rows. The number of holes, Spraining to burden ratio
2	Distance, Maximum charge per delay, The number of rows, Spraining to burden ratio
3	Distance, Maximum charge per delay, The number of holes, Spraining to burden ratio
4	Distance, Maximum charge per delay, Spraining to burden ratio
5	Distance, Maximum charge per delay

Regarding figure 6, scenarios two and three show a little variation regarding the recorded data and the scenario one. Hence, the number of holes and number of rows have a little influence on the PPV. It would be expected because the importance of the number of holes in a blast pattern is considered in the maximum charge weight per delay. Elimination of ‘spacing to burden ratio’ from the network caused an extensive error in the results of scenarios four and five.

4 ANALYSIS OF THE NETWORK PERFORMANCE

Limitation of USBM suggested a method for PPV prediction is considering just maximum charge weight per delay and distance to the blast area. Unknown parameters of the method are calculated by the regression analysis. As a result, calculated PPVs are converged around the regression line. A significant feature of ANN is considering many variables in the estimation. Therefore, it provides a platform to involve dependent parameters in the simulation.

Figure 7 shows the recorded vibrations, ANN predictions, and USBM ones. ANN results show more variation in the real data and this shows the flexibility of this tool in the prediction problems. Most of the predictions

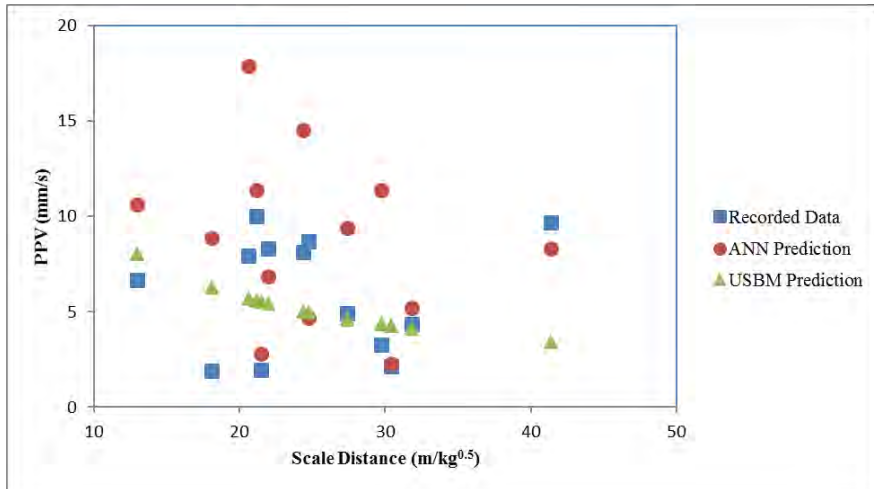


Figure 7. Comparison of recorded vibration, USBM and ANN predictions

are higher than the recorded one. It provides a safe level for predictions that are important for the blasts in the adjacent of sensitive structures or places.

5 CONCLUSION

For the assessment of ground vibration effects on the stability of mine walls, detail study of blast records is needed. The results of three different mines showed that special attention should be paid to the attenuation factor of the mine. The same scale distances in these mines show a very large variation in the PPV values. Estimation methods aid to having a better understanding of the results of the blast. Conventional estimation based on the proposed equation by the USBM has some limitations and cannot provide a realistic answer to the problem. In this study, the artificial neural network has employed to predict vibration from the blasting. Also, a sensitivity analysis was done on the impact of the number of rows, the number of holes and spacing to burden ratio. The results showed that the spacing to burden ratio has a great impact on the results of the estimation. While the network's output is not sensitive to the two other parameters.

Comparison of recorded vibrations, ANN prediction, and USBM prediction revealed the strength of ANN in the estimation problems with high variation. ANN has a high flexibility in the estimation and considering different input parameters improves its

power. It should be mentioned that the results of ANN are higher than the recorded data which offer a safe level for the estimation.

REFERENCES

- Amnieh, H. B., Mozdianfard, M.R., Siamaki, A., 2010. Predicting of blasting vibrations in Sarcheshmeh copper mine by neural network. *Safety Science* 48, pp. 319- 325.
- Amnieh, H. B., Siamaki, A., 2013. Evaluation of the effect of ground vibration due to blasting on adjacent structures in dam construction projects, 10th International Symposium of Rock Fragmentation by Blasting.
- Amnieh, H. B., Siamaki, A., Soltani, S., 2012. Design of blasting pattern in proportion to the peak particle velocity (PPV): Artificial neural networks approach. *Safety Science* 50, pp. 1913- 1916.
- Benardos, A. G., & Kaliampakos, D.C., 2004. Modeling TBM performance with artificial neural networks. *Tunnelling and Underground Space Technology* 19, pp. 597-605.
- DIN, 1999. Structural vibration - Effects of vibration on structures, Vol. DIN 4150-3.
- Dindarloo, S. R., 2015. Prediction of blast-induced ground vibrations via genetic programming. *International Journal of Mining Science and Technology* 25, pp. 1011- 1015.
- Dowding, C. H., 1985. Blast vibration and monitoring and control.
- Floyd, J. L., 1998. The Development and Implementation of Efficient Wall Control Blast Design, 24th Annual Conference On Explosives And Blasting Technique, pp. 77- 91.

- Floyd, J. L., 2003. Improving slope stability with electronic delays. , Explosives and blasting technique, pp. 179–182. Balkema.
- Geertson, C., Daemen, J.J.K., 1998. Open Pit Blast Vibration Prediction 14th Annual Symposium On Explosives And Blasting Research, pp. 15- 24.
- Gomez-Marquez, I., Garcia-Bastante, F., Alejano, L.R., 2010. Blast vibration study to analyse the response of a wind tower close to an open pit mine, 9th International Symposium of Rock Fragmentation by Blasting.
- Gupta, R. N., Singh, B., 1987. International Journal of Mines, Metal and Fuels.
- Hakan, A. k., Iphar, M., Yavuz, M., Konuk, A. 2009. Valuation of ground vibration effect of blasting operations in amagnesite mine. Soil Dynamics and Earthquake Engineering 29, pp. 669- 676.
- Isac, I. D., 1981. A study of blast vibration, part1. International Journal of Tunnels & Tunnelling.
- Joshi, V. P., Tripathi, A., Konidina, R., Misra, V., 2013. A case study on wall stability at Rampura Agucha Mine using electronic blasting systems, 10th International Symposium of Rock Fragmentation by Blasting, pp. 747- 751.
- Khandelwal, M., Singh, T.N., 2006. Prediction of blast induced ground vibration and frequency in open cast mine: A neural network approach. Journal of Sound and Vibration 289, pp. 711-725.
- MATLAB, 2015. Statistics Toolbox for use with MATLAB, User's Guide. The Math Works Inc
- Mohammad, M. T., 2009. Artificial neural network for prediction and control of blasting vibration in Assiut (Egypt) limestone quarry. International Journal of Rock Mechanics and Mining Science 46, pp. 426-431.
- Mohanty, B., Yang, R., 1997. Blasting Vibration and Explosives Performance, 13th Annual Symposium On Explosives And Blasting Research, pp. 15- 29.
- Osterman, R., 2015. Transfer Function- New method to accurately predict resonant frequencies of a Highwall, in Rock Fragmentation by Blasting, 11th International Symposium of Rock Fragmentation by Blasting, pp. 237- 243.
- Pearson, D. C., Stump, B.W., Martin, R.L., 1997. Azimuthal Vibration of Radiation of Seismic Energy from Cast Blasting, 13th Annual Symposium On Explosives And Blasting Research, pp. 29- 38. International Society of Explosive Engineering.
- Petr, V., Simoes, M.G., & Rozgonoyi, T.G., 2003. Future development of neural network prediction for blasting design parameter of production blasting, Explosive and Blasting Technique, pp. 625-630.
- Rojas, R., 1996. Neural networks. Springer
- DGMS (Tech) S.&T, 1997. Damage of the Structures due to blast induced ground vibration in the mining areas.
- Samareh, H., Khoshrou, S.H., Shahriar, K., Saberi, M.M., 2015. Seismic data classification using cluster analysis for predicting ground vibration caused by blast. Arabian Journal of Geoscience 8, pp. 9679- 9692.
- Shi, X. Z., Chen, S.H.R., 2011. Delay time optimization in blasting operations for mitigating the vibration-effects on final pit walls' stability. Soil Dynamics and Earthquake Engineering 31, pp. 1154- 1158.
- Singh, P. K., Roy, M.P., Paswan, R.K., Singh, V.K., Sinha, A., 2013. Effect of production blasts on waste dump stability, 10th International Symposium of Rock Fragmentation by Blasting, pp. 221- 229.
- Siskind, D. E., Stagg, M.S., Kopp, J.W., Dowding, C.H., 1989. Structure response and damage produced by ground vibration from surface mine blasting.
- White, T. J., Farnfield, R.A., 1993. Spatial relation between laws of vibration from blasting. International Journal of Surface Mining, Reclamation and Environment.
- Xu, Q., Wang, Q., Ji, M., Xia, W., Sheng, W., 2005. Ground vibration model testing of bench blasting and BP neural network analysis, Rock Fragmentation by Blasting, pp. 591-595.
- Yang, R., Scovira, D.S., Patterson, N.J., 2010. An integrated approach of signature hole vibration monitoring and modeling for quarry vibration control, 9th International Symposium of Rock Fragmentation by Blasting, pp. 597- 605.
- Yang, R., Whitaker, T., Kirkpatrick, S., 2009. PPV Measurement And Frequency Shifting In Soft Ground Near Highwalls To Reduce Blast Damage, 35th Annual Conference On Explosives And Blasting Technique: International Society of Explosive Engineering.

Blast Induced Vibration in the Adjacent of Surface and Underground Structures in Dam Construction

Ali Siamaki

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

Koroush Shahriar

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

Arash Afsharian

Chadormalu Iron Mine, Yazd, Iran

ABSTRACT Blast induced vibration is an unwanted side effect of blasting which is repeated in the lifetime of a mine or a construction project. The rock structures and buildings may respond to these vibrations and deform permanently. Through the blast vibration monitoring program, the highest particle velocities and their corresponding holes should be identified to diminish the effects of vibration to the structures. In this research, the blasts near the Power Plant structure and near the Intake tunnels were monitored. Hence, the critical vibrations were identified and they were assessed to discover the concerning factors. In blasts with the electronic detonators, the results show that the probability of Peak Particle Velocity (PPV) occurrence is high for MS detonators. Furthermore, the conventional formula for PPV estimation is not acceptable for the near distances to the blast area. Vibration records near the tunnels revealed that although the Nonel system helps to decrease vibration in the area, special attention to the distance of the charges centers to the desired location is needed.

1 INTRODUCTION

Drilling and blasting have a great contribution in the mining operation performance and Blasting is the main operation in mining and construction projects which is repeated daily or many times of a week in large-scale mining or other projects. A portion of explosive energy is dissipated as ground vibration during the blasting. Regarding the intensity of vibration, it can excite the rock and buildings or helps cracks and defects to develop. Therefore, it needs special attention to reduce the effects of vibration to the surrounding structures.

Monitoring the ground vibration from blasting is a practical method for studying the initiation sequence of blasting, vibration

amplitude and corresponding holes or delay round (Mohanty 1997, Mohanty 1999). These measurements are necessary for the assessment of blast-induced damage and instability in mines and construction projects. There have been many vibration measurements in blasting operations to clarify the vibration distribution in the site environment (Pearson 1997). The purpose of these measurements is mainly a comparison of the peak particle velocity (PPV) with the thresholds and the effects of blast design and timing in the vibration properties are ignored (Bakhshandeh 2012). Using PPV to assess blast potential to damage rock structures isn't enough and more information like wave duration, dominant frequency, corresponding charges to peak particles are required to have a comprehensive study on the problem.

The PPV is known as the best definition of ground vibration from blasting. Many researchers have focused on the estimation of PPV based on the vibration monitoring and using empirical relations, like USBM proposed scale distance (SD) relation, or other introduced relations (Muller 2010, Moore 2015). Based on the idea of scale distance, new equations were introduced that used adding parameters as attenuation one (Yilmaz 2016). Others are using artificial intelligence to predict PPV from various parameters dealing with a blasting operation like blast pattern parameters or rock mass properties (Amnieh 2010, Amnieh 2012). The advantage of these prediction tools is the use of a large database of recorded data in a specific site and estimate based on more input parameters.

Muller et al. (2010) subdivided vibration zone of blasting by systematic strain measurements in different rock masses. They stated that the buildings in the distance of about 120 meters from blasting need special attention because of dynamic strains and probable damages to buildings (Muller 2010). The dominant frequency of vibration has an important rule on the oscillation of structures with the same resonant frequency. Therefore for the blasting near the sensitive structures, a special attention is needed to control the PPV as well as the frequency of vibration. The risk of resonance is higher in low frequencies while the duration of vibration is more in these frequencies and therefore there are more times for cracks and defects to develop (Singh 2010).

The purpose of this study is the investigation of blasting operation in the vicinity of the power plant and tunnels. In the first case, the development phase of power plant project is in the adjacent of the first one. Regarding the sensitive equipment and the structure of the plant, the ground vibration of blasting should be limited to an acceptable level. In the last case, the excavation was in the adjacent of four large section tunnels portal which is called Intake. Based on the set of monitoring programs, blast-induced vibrations of these operations were recorded and the affecting parameters of high vibrations were analyzed.

2 GOTVAND OLIYA DAM

Gotvand Oliya dam and hydroelectric power plant site are located 180 km on the Karoon river, Khuzestan province, Iran. From the geological point of view, the dam site is located in the stratified Zagros zone which consists of Bakhtiari and Aghajari formations with a medium zone. Bakhtiari formation, consisting of conglomerate with different degrees of cemented sandstone and mudstone veins, has a thickness of 50 to 350 m. Aghajari formation, on the other hand, consists of successive strong and weak layers of mudstone and sandstone (Bellier 2000). Locations of the considered areas for the study in this research are in the Bakhtiari zone.

3 BLAST INDUCED VIBRATION MONITORING

Little distances of blasting operations from the Power Plan structure and waterway tunnels dictated the use of delay detonators in holes with low power factors. These blast configuration and therefore low vibrations and frequencies make it possible to use Triaxial Geophones in the concerning area. The sensitivity of the structures near blasting areas prescribes the using of vibration codes and standards.

Different blast vibration standards were introduced and used for different conditions. Based on the extensive investigation and rules of each country, these standards were mainly defined the acceptable level of PPV, acceleration, and frequency regarding the presence of different structures, buildings and equipment. Among all of them, those classified the vibration based on the PPV and frequency of vibration are more reliable. For the assessment of blast-induced vibration in Gotvand Dam, DIN4150 and DGMS standards were chosen as shown in table 1 and 2 (S.&T 1997, DIN 1999).

Table 1. German standard, DIN4150 (DIN 1999)

<u>Type of structures</u>	Peak particle velocity (mm/s) at foundation		
	< 10 Hz	10- 50 Hz	50- 100 Hz
Offices and industrial premises	20	20-40	40-50
Domestic houses and similar constructions	5	5-15	15-20
Buildings that do not come under the above because of their sensitivity to vibration	3	3-8	8-10

Table 2. Permissible PPV (mm/s) at the foundation of structures (S.&T 1997)

<u>Type of structure</u>	Dominant excitation frequency (Hz)		
	< 8 Hz	8- 25 Hz	> 25 Hz
(A) Buildings/ structures do not belong to the owner			
1.Domestic houses/ structures	5	10	15
2. Industrial buildings	10	20	25
3.Objects of historical importance and sensitive structures	2	5	10
(B) Buildings belonging to owner with limited span of life			
1.Domestic houses/ structures	10	15	25
2.Industrial buildings	15	25	50

3.1 Power Plant Blasting

Development of the Power Plant near the phase1 structure needed extreme excavation. Regarding the plant structure and the sensitivity of equipment, the vibration of blasting should be controlled within a monitoring program. Assessment of blast vibration monitoring near the power plant structure was conducted by measuring the ground vibration of 12 blasts in the distances between 20 m to 120 m from the blast area. As figure 1 shows, 31 blast vibrations were recorded by triaxial geophones. Due to the geometry of the excavation, different blast patterns were used. In all of the blast, the main charge was ANFO and PENT was used as the primer with half-second and millisecond electric detonators. Table 3 shows the range of blast design pattern parameters.

Table 3. The range of blast design pattern parameters for Power Plant blasts

<u>Parameter</u>	<u>Value</u>
Hole diameter (mm)	76
Number of holes	36 - 190
Hole depth (m)	3- 5
Total Charge weight (kg)	130- 1050
Charge weight/hole (kg)	4- 7
Spacing and Burden (m)	2
Delay	MS - HS
Powder Factor (Kg/m ³)	0.25-0.65

One of the most accepted relations for the estimation of blast-induced vibration is USBM suggested equation (Eq. 1). In this equation α and K are the constants of the site that are determined based on the regression analysis of recorded data. From the regression analysis of the recorded data 183.35 and 0.86 were obtained for K and α , respectively.

$$PPV = [K(D/\sqrt{Q})]^{-(\alpha)} \quad (1)$$

Where PPV is peak particle velocity (mm/s) and D is the distance (m), Q is the maximum charge weight (kg) and K and α are the site constants.

While most of the researchers emphasize the importance of PPV of blast vibration on safety and damage to structures, the frequency of vibration has a sufficient effect on the structure's damage. In low frequencies, defects and cracks within the concrete and rock have enough time to develop. In the case of high frequencies, the duration of vibration is reduced and also the wavelength is increased. Hence, structures, equipment, and rock structures are unlikely to deform under these vibrations. Figure 2 shows the scatter of PPV vs. dominant frequency regarding the DIN4150 and DGSM standards. Since the distance of geophones to the Power Plant structure are around 20- 50 meters, the points near the DIN4150 line are considered as the safe ones. The two points within the ellipsoid show higher PPV and lower frequencies than other points belonging to blast no. 1904. It should be mentioned that to ensure the safe vibration level for the installed equipment in the Power Plant, 5 measurements were carried out near this equipment. With regard to figure 2, all of the monitoring points near the equipment were in the safe level.

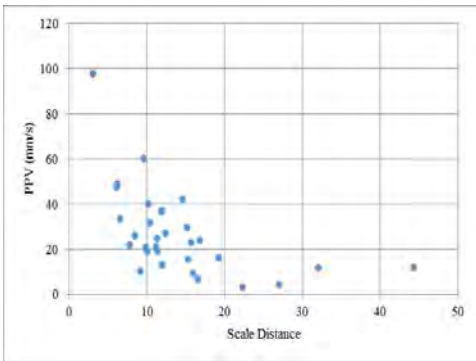


Figure 1. The recorded ground vibration from blasting in the Power Plant project, Gotvand Dam, Iran

For the investigation of high PPVs and low frequencies in the monitoring locations of blast no. 1904, its pattern and records will be reviewed. As shown in figure 3, the blast pattern is combined with MS and HS delay detonators. The maximum PPV happened in the first second of detonation where the holes

were fired with MS detonators. Regarding figure 4, superposition of MS holes caused higher vibration amplitude than the holes with the higher charge per delay. Furthermore, the frequencies of HS holes were more than the MS holes. This evidence reveals that an increase in the time interval of holes from MS to HS, the vibration frequency will be shifted up to a higher value. Hence, the configuration of blast pattern by HS detonators ensures a safer blasting in the adjacent of sensitive areas.

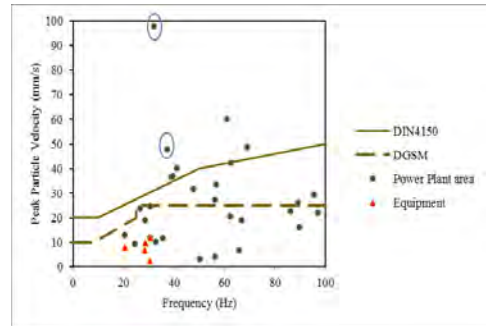


Figure 2. Scatter of ground vibration from blasting in the Power Plant area

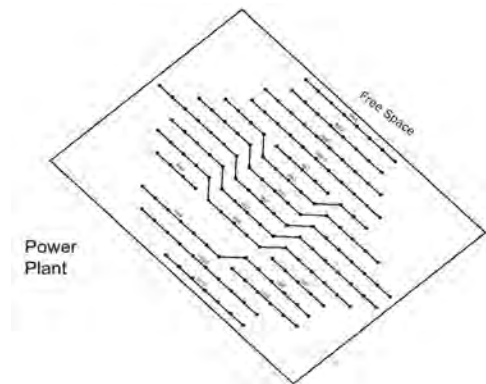


Figure 3. Blast pattern number 1904

The maximum charge per delay for the blast no. 1904 was 175 kg and the recorded vibration in 18.7 m away from the blast area is 97.76 mm/s. According to equation 1, the predicted PPV (94.26 mm/s) shows a good correlation with the recorded one. The PPV equation estimates based on the maximum

charge per delay while the maximum PPV of blast no. 1904 was recorded at a lower charge per delay. The peak was happened because of the superposition of arriving P and S waves of different holes. Hence, input data limitations in scale distance formula fail to show a realistic estimation of the problem.

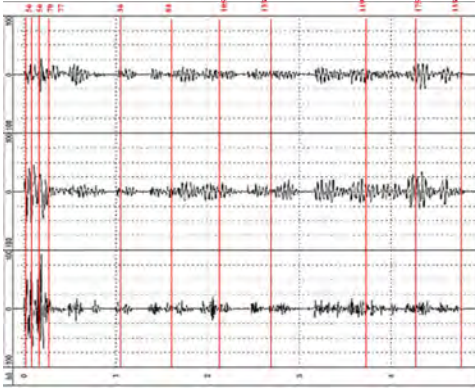


Figure 4. Record of blast number 1904, 18.7 m away from the blast area

3.2 Intake Blasting

In Gotvand Dam, 4 tunnels were excavated to transfer water to the power plant. The area of the portals of these tunnels was named Intake. Intake tunnels high are 15 m at the tunnel portal. After the excavation of the tunnel, the ground near the portal of the tunnel should be excavated to achieve the final level based on the plan. It should be mentioned that all of the tunnels were supported by shotcrete, wire mesh, rock bolt and reinforced concrete lining. The blasting operations were in the vicinity of these tunnels and need special care to prevent any micro to macro damage to the tunnels.

Seventeen records from eight blasts are considered to investigate the blast-induced vibration near the Intake tunnels. In all of the blasts, ANFO was used as the main charge and the Nonel detonating was served as the initiation system. Table 4 shows the range of blast pattern design parameters. Figure 5 shows the PPV distribution of recorded vibration vs. scale distance. Since in the three

blasts (6 records), 2 patterns were fired simultaneously, the vibration results were omitted from figure 5. Based on the regression analysis of the recorded data, the constants of USBM relation for the PPV prediction were obtained. Equation 2 shows the PPV formula for the blasting near the Intake area.

$$PPV=308.7 [(SD)]^{-(1.6928)} \quad (2)$$

Where PPV is the peak particle velocity (mm/s) and SD is scale distance (m/√kg).

Geophones were located in the portal of the tunnel to monitor the blast-induced vibration in the tunnels. These records helped to monitor the vibrations and limit them within an acceptable range by changing the blast design. Figure 6 shows the recorded vibrations and as it can be seen, one record has the highest value of 100.32 mm/s. This value belongs to the blast number 0522 which will be discussed in the following section.

Table 4. The range of blast design pattern parameters for Intake blasts

Parameter	Value
Hole diameter (mm)	76
Number of holes	20- 61
Hole depth (m)	2- 7.5
Total Charge weight (kg)	180- 540
Charge weight/hole (kg)	4 - 18
Spacing and Burden (m)	3
Detonator delay	500 MS
Connector delay	25 MS
Powder Factor (Kg/m ³)	0.13- 0.45

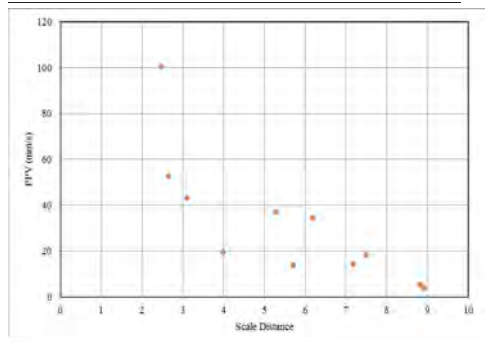


Figure 5. Recorded ground vibrations from blasting in Intake area, Gotvand Dam, Iran

Figure 7 shows the location of blast area and geophones regarding the tunnels for the blast number 0522. The highest PPV (100.32 mm/s) belongs to the geophone number 559, while the geophone number 569 showed the maximum particle velocity of 7.7 mm/s at the same time. In this blast, 61 holes were fired. The hole depth was 6 m and the maximum charge per delay was 54 kg. The distance of geophone 659 to the blast area was approximately 50 m while the distance of geophone 559 to the blast area was approximately 20 m. the vibration history results showed that for the geophone 659, the PPV was happened at 167 ms after the first detonation while the PPV was happened at 332 ms after the first detonation for the geophone 559. Since the vertical components of two records are the highest, they are considered here to find out the reasons of their different behavior.

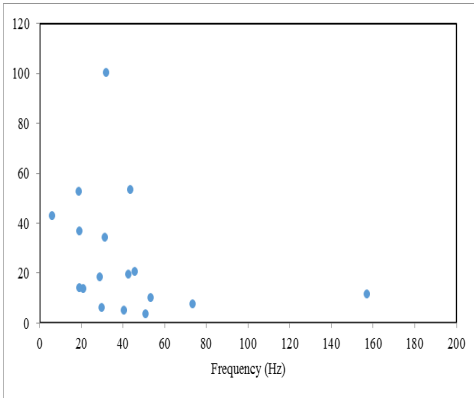


Figure 6. PPV distribution versus frequency in the Intake project

The ignition point of blasting was in the left-side corner of the blast area. While the maximum charge per delay was 54 kg for the delays from 150 ms to 275 ms (every 25 ms), the maximum PPVs happened at different times (figure 8). The exact investigation of blast pattern and PPV records revealed that the peaks happened for the nearest group hole in the same delay time to each geophone. In delays 250 and 275 the particle velocity of around 75mm/s was recorded by the geophone 559. While they have the same

charge weight as holes at delay 150 ms, they showed the higher particle velocity because they were closer to the geophone 559. The maximum excitation of the geophone 559 was 100.32 mm/s corresponds to delay 325 ms after the blast. The maximum charge weight in this delay was 48 kg but the distance to the geophone 559 is 15 m which was lower than the holes at 175 ms delay and 275 ms.

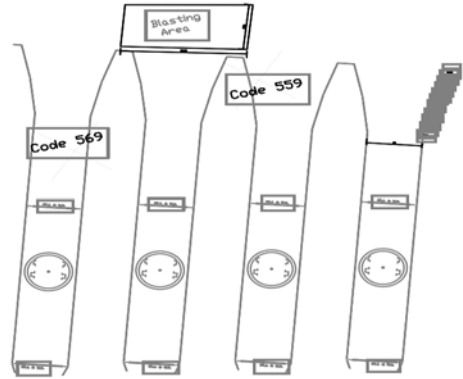


Figure 7. Location of blasting area and geophones regarding the Intake tunnels

4 CONCLUSION

Attempts have been made to monitor and control the blast vibration near the sensitive structures in Gotvand Dam. Based on the recorded vibration, the site-specific parameters of USBM formula for PPV estimation were calculated. While the proposed relation shows a good correlation with the recorded data, the interpretation of blast wavelet regarding the corresponding pattern showed the results of these equations were not realistic. The peak particle velocities for the blast near the power plant structure corresponded to the MS holes not the maximum charges per delay. The main reason for that is the superposition of P and S waves from the MS holes. In addition, the tolerance of HS detonators is more than MS holes and some of the holes within a round may blast at different time sequences.

In the blasting near the Intake tunnels, the Nonel system was chosen because of its

precision and safety. Since the holes were not fired in a row in this project, it is very important to consider the density of charge weight in each delay. Therefore, the blast pattern should be designed based on the distance of the center of a group of holes in a delay regarding the desired location. Therefore, the PPV is mainly corresponding to the maximum scale distance rather than the maximum charge per delay.

REFERENCES

- 4150-3 DIN, 1999. Structural vibration - Effects of vibration on structures.
- Amnieh, H.B., Mozdianfar, M.R., Siamaki, A., 2010. Predicting of blasting vibrations in Sarcheshmeh copper mine by neural network. *Safety Science*. 48(3), p.p. 319-325.
- Amnieh, H.B., Siamaki, A., Soltani, S., 2012. Design of blasting pattern in proportion to the peak particle velocity (PPV): Artificial neural networks approach. *Safety science*. 50(9), p.p. 1913-1916.
- Bakhshandeh, H., Siamaki, A., 2012. Evaluation of the effect of ground vibration due to blasting on adjacent structures in dam construction projects. 10th International Symposium for Rock Fragmentation by Blasting. p.p. 43- 48.
- Bellier MGCE, 2000. Geotechnical characteristics of Gotvand dam foundation.
- Mohanty, B., Yang, R., 1997. Blasting Vibration and Explosives Performance. 13th Annual Symposium On Explosives And Blasting Research. p.p.15- 29.
- Mohanty, B., Yang, R., 1999. Assessment of blasting performance of small diameter explosives. Sixth International Symposium for Rock Fragmentation by Blasting. p.p. 69- 72.
- Moore, A.J., Richards, A.B., Laing, T.J., 2015. Blasting harmonics and controlling peak particle velocity. 11th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting. p.p. 527- 532.
- Muller, B., Hausmann, J., Niedzwiedz, H., 2010. Prediction and minimisation of vibrations during production blasts in *Vibration from Blasting*, Taylor & Francis Group. p.p. 47-55.
- Pearson, C., Stump, B.W., Martin, R.L., 1997. Azimuthal Vibration of Radiation of Seismic Energy from Cast Blasting. 13th Annual Symposium On Explosives And Blasting Research. p.p. 29- 38.
- DGMS (Tech) S.&T, 1997. Damage of the Structures due to blast induced ground vibration in the mining areas.
- Singh, P.K., Roy, M.P., 2010. Damage to surface structures due to blast vibration. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 47(6). p.p. 949-961.
- Yilmaz, O., 2016. The comparison of most widely used ground vibration predictor equations and suggestions for the new attenuation formulas. *Environmental Earth Science*. 75. p.p. 269-280.

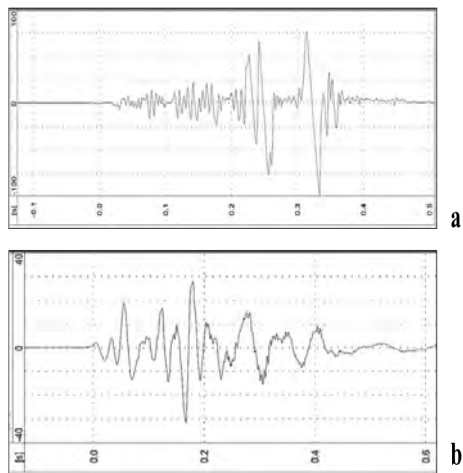


Figure 8. Vibration records of blast number 0522 for geophones a- number 559 and b- number 569

III

PATLAYICI MADDELER VE ATEŞLEME SİSTEMLERİ *EXPLOSIVES AND INITIATING SYSTEMS*

Nonel ve Elektronik Ateşleme Sistemlerinin Performans Analizi Değerlerinin Karşılaştırılması

Comparison of Performance Analysis Values of Nonel and Electronic Ignition Systems

S. Ercins,

Cumhuriyet Üniversitesi, Sivas MYO, Madencilik ve Maden Çıkarma Blm., Sivas

C. Şensöğüt,

ÖZET Bu çalışmada, nonel ve elektronik ateşleme sistemleriyle yapılan patlatmaların performanslarını analizine yönelik bir değerlendirme modeli kurgulanmıştır. Performans kavramı değerlendirilirken, en çok kabul gören; etkililik, verim ve verimlilik olmak üzere 3 farklı performans boyutu dikkate alınmış ve bu değerlerin çarpımıyla oluşan “performans indeks değeri” ile patlatmaların performansı değerlendirilmiştir. Yapılan patlatmaların etkililik, verim ve verimlilik parametrelerinin konuya uyarlanması hangi verilerin dikkate alındığı açıklanmıştır. Ayrıca elektronik ve nonel ateşleme sistemleriyle yapılan bazı patlatmaların performansları belirlenmiş ve karşılaştırmalı bir şekilde yorumlanmıştır. Buna göre genel olarak elektronik ateşleme sistemlerinin hâlihazırda maliyetlerinin yüksek olmasına rağmen, nonel ateşleme sistemleriyle yapılan patlatmalara göre çevresel hassasiyetler ve uygun tane boyut dağılımının sağlanması anlamında daha yüksek performans gösterdiği söylenebilir. Yüksek maliyetten kaynaklanan dezavantaj, yakın gelecekte elektronik ateşleme maliyetlerinin düşmesiyle, nonel ateşleme sistemlerine göre daha da üstünlük sağlayacak bir potansiyele sahiptir.

ANAHTAR KELİMELER Elektronik ateşleme sistemi, elektriksiz (nonel) ateşleme sistemi, performans, etkililik, verim, verimlilik

ABSTRACT In the present work, an evaluation model was designed to analyze the performance of blastings carried out with nonel and electronic detonation systems. When the concept of the performance is evaluated, the most accepted parameters such as effectiveness, efficiency and productivity, and performance of the detonation is taken into consideration by the "performance index value" which is the product of these values. It has been explained which data should be considered in adapting the effectiveness, efficiency and productivity parameters of the blasting realized. In addition, the performances of some blasting works made by electronic and nonel detonation systems have been determined and interpreted comparatively. Accordingly, it can be said that despite the high cost of electronic detonation systems in general, it has higher performance in terms of environmental sensitivities and proper particle size distribution compared to blasting performed with nonel detonation systems. The disadvantage caused by the higher cost will be minimized in the near future due to the decrease in the cost of electronic detonation and it will have a potential to outperform nonel detonation systems.

KEY WORDS Electronic detonation system, nonelectric detonation system, performance, effectiveness, efficiency, productivity

1 GİRİŞ

Gerek patlayıcıların gerekse ateşleme sistemlerinin yeni teknolojilerle geliştirilmesi, madencilik ve inşaat sektörlerinde önemli ilerlemelere yol açmıştır. Maden ve taş ocakları, yeraltı inşaatları, şehir içi temel kazıları ve özellikle çok katlı binaların patlayıcı ile yıkımı gibi konularda patlayıcıların verimli ve güvenli kullanımı, özellikle üzerinde çalışılan önemli konular haline gelmiştir.

Patlatma alanında geliştirilen bu teknolojiler sayesinde; patlatma uygulamalarının her aşamasının takibi ve kontrolünün yapılabilmesi, kapsüllere istenilen gecikme zamanının kullanıcı tarafından verilebilmesi, delik içi fonksiyona müdahale edilebilmesi ve tüm patlatma sisteminin ateşleme yapılmadan önce kontrolünün sağlanabilmesi mümkün hale gelmiştir.

Buradaki önemli konulardan birisi de patlatma uygulamalarının performansının analiz edilebilmesidir. Patlatma performansı değerlendirilirken, patlatma sonrasında oluşan yığın tane boyut dağılımı, kırma öğütme işlemleri, çevresel etkiler, patlatma uygulaması sonrasında üretim miktarındaki artış, patlatma maliyeti gibi konular değerlendirilmiştir. Ayrıca çalışmamızdaki esas amaçlardan bir tanesi de ateşleme sistemlerinin performansını analiz edecek bir model geliştirmektir. Bu model ile elektronik ya da nonel ateşleme sistemleri ile veya aynı tip ateşleme sistemi ile yapılan patlatmaları birbirleri ile karşılaştırmak mümkün hale gelmiştir.

2 ATEŞLEME SİSTEMLERİ

Patlatma uygulamalarının uygun başarıyı yakalayabilmesi için delik geometrisi, patlayıcı madde seçimi ve makine ekipman kullanımında doğru tercihler yapılması şarttır. Ayrıca ateşleme sistemleri, patlatma operasyonlarının başlangıcını oluşturduğu

için bir diğer dikkat edilmesi gereken konudur. Amacına uygun şekilde belirlenmeyen ateşleme sisteminin seçimi, bir atım grubunu tek başına olumsuz yönde etkilemeye yeterlidir [1].

Günümüzde kullanılan ateşleme yöntemlerini başlıca üç ana grup altında incelemek mümkündür [2].

1- Elektriksiz ateşleme yöntemleri: Emniyetli fitil-adi kapsül, infilaklı fitil, elektriksiz şok tüplü kapsüllerdir.

2- Elektrikli ateşleme yöntemleri: Gecikmeli ve gecikmesiz elektrikli kapsüllerdir.

3- Elektronik ateşleme yöntemleri: Kapsül içerisinde bilgisayarlar olduğu gibi bir çip yerleştirilmiş olup istenilen hassasiyette gecikme verilebilmektedir.

Elektronik kapsüller eksiksiz olarak programlanabilir kapsüllerdir. Bu kapsüller çift yönlü haberleşme yapabilirler. Her bir kapsül, mikroçipi üzerinde basılı olan ve fabrika tarafından atanan bir kimlik numarasına (ID) sahiptir.

3 PERFORMANS ANALİZİ KAVRAMI

Bu bölümde performans analizi tanımı, literatür içerikleri ve patlatma uygulamalarının performansı belirlenirken hangi parametrelerle çalışılacağı açıklanmaya çalışılmıştır.

3.1 Performans Tanımı

Literatürde performans tanımlarına bakıldığında birbirinden farklı tanımlamaların olduğu görülmektedir.

Akal'a göre işletmelerde performans, bir iş sisteminin performansı, belirli bir zaman sonucundaki çıktısı ya da çalışma sonucudur. Bu sonuç işletme amacının ya da görevinin yerine getirilme derecesi olarak algılanmalıdır. Bu durumda performans, işletme amaçlarının gerçekleştirilmesi için gösterilen tüm çabaların değerlendirilmesi olarak da tanımlanır [3].

Elitaş ve Ağca performansı, hedeflere ulaşmada belirleyici olan çıktıların ve çıktıların üretiminde kullanılan kaynakların ölçülmesi; belirlenen bir amaca ulaşma düzeyi; amaçlı bir faaliyetin verimliliği ve etkililiği şeklinde de tanımlanmaktadır. Ayrıca etkililik, verimlilik, kalite, çalışma hayatının kalitesi, yenilik, kârlılık gibi bazı performans göstergeleri arasındaki karmaşık karşılıklı bir ilişki olarak tanımlamaktadırlar [4].

Bilgin performansı, amaçlı ve planlı bir faaliyet sonucu elde edileni belirler diye tanımlamıştır [5].

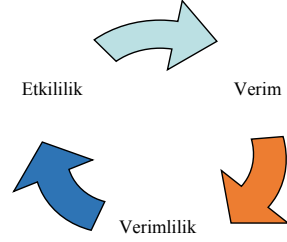
Yukarıdaki tanımlardan da anlaşılacağı gibi, literatürde kavram birlikteliği olmamakla birlikte, performans genel olarak, amaçlanan hedefe yönelik yapılan tüm işlerin o hedefin neresinde olduğunu, o hedefe ulaşıp ulaşamadığı olarak tanımlanmıştır. Performans kavramından söz edebilmek için öncelikle belirlenmiş bir hedefin olması gerekir. Hedefe ulaşmak başarılı olmak demek ise performans kavramının başarı ile aynı doğrultuda olduğu söylenebilir [6].

3.2 Performans Boyutları

Performans boyutları, endüstri devriminin ilk zamanlarında kâr-maliyet olarak belirginleşirken, daha sonraki dönemlerde kâr-maliyet-verimlilik üçgeni şekline dönüşmüş, daha sonraları bu üçgene kalite ve müşteri memnuniyeti eklenmiştir. Son dönemlerde bu sınıflandırmada; çalışanların davranışı, pazar durumu, ürün liderliği, kamu sorumluluğu gibi yeni kavramlar yer almıştır [7]. Bu çalışmada, performans boyutları ile ilgili yapılan araştırmalar sonucu, literatürde en çok kabul gören 3 performans boyutundan bahsedilmiştir. Bunlar; Şekil 1’de gösterilmiştir.

3.2.1 Etkililik

İşletmenin amaçlarına ve hedeflerine yönelik bir kavram olan etkililik (etkenlik), toplam performans göstergesidir ve örgütün



Şekil-1: Performans parametreleri

tanımlanmış amaçlarına ulaşma derecesini ölçen bir kavramdır. “Yeterlilik derecesi” olarak da isimlendirilen etkililik, bir işlemin üretim faktörleri veya üretim için önceden belirlediği programı gerçekleştirme derecesinin bir ölçüsüdür [8].

“Etkililik = Gerçekleşen Sonuç (Çıktı) / Beklenen Sonuç (Çıktı)” eşitliği ile gösterilebilir.

3.2.2 Verim

Bir işletmenin, ürün ya da hizmet üretme süreci içinde üretim kaynaklarından ne düzeyde yararlandığını ya da bu üretim kaynaklarını nasıl kullandığını gösteren bir performans boyutu olarak tanımlanmaktadır. Verim ve girdilerden yararlanma göstergeleri performans geliştirme sürecinde “şimdi neredeyiz?” ve “daha nasıl iyi olabiliriz?” sorularına yanıt verme işlevi üstlenirler.

Verim ve verimlilik arasında daha açık ve doğrusal bir ilişki vardır. Verim artırdıkça verimlilik de artar. Verim işletmenin mevcut kaynak potansiyeli ile bu potansiyelin kullanılan bölümü arasındaki ilişkiyi irdeler, verimlilik ise sadece kullanılan kaynakların üretim gücünü değerlendirir. Bu durumda verim, işletmenin tüm kaynak potansiyelinden mümkün olan en yüksek düzeyde yararlanma olanağını araştırmakta önemli bir rol oynamaktadır. Verimlilik ise bu olanağa dolaylı olarak dikkat çekmektedir.

“Verim = Tüketilen girdi / Potansiyel girdi” ile gösterilebilir.

3.2.3 Verimlilik

Lawlor'a göre, "verimlilik, çıktının girdiye oranı olup, kaynakların ne ölçüde etkin ve etkili kullanıldığına ilişkin bir ölçüdür. Örgütsel performansın daha çok fiziksel bir ölçümüdür" [9].

Literatürde yer alan diğer tanımlarda da çok boyutlu bir olgu olan verimliliğin içerdiği farklı ilişkiler ifade edilmektedir. Verimlilik, mal ve hizmetlerin çıktıları ile üretim sürecinde kullanılan insana bağlı ve bağlı olmayan kaynakların girdileri arasındaki ilişkidir. Bu ilişki genellikle çıktı-girdi şeklinde gösterilir [10].

Verimlilik, üretim ve üretime katılan etmenler arasındaki yani üretilen değerlerin miktarı ile üretim sırasında harcanan gerekli miktar arasındaki orantıdır [11].

Birbirinden farklı verimlilik tanımları olmasına rağmen özünde aynı şey ifade edilmektedir. Verimlilik, Güran'ın da belirttiği üzere, "üretilen mallar ya da sunulan hizmetler açısından, kullanılan her birim girdi ile üretilebilen çıktı miktarı arasındaki ilişkidir" [12]. "Verimlilik = Fiziksel Girdi / Fiziksel Çıktı" ile gösterilebilir.

4 FARKLI ATEŞLEME SİSTEMLERİ İLE YAPILAN PATLATMALARIN BOYUTLARI

Bu çalışmada, elektronik ve nonel ateşleme sistemleri ile yapılan patlatmalar değerlendirilmiştir.

Göstergeler belirlenirken ateşleme sistemlerinden elde edilecek bazı girdi-çıktı değerleri kullanılmıştır. Sistemin temel girdisi olarak maliyet, temel çıktısı olarak ise saatlik üretim miktarları (ton), tane boyut dağılımı ve sarsıntı değerleri dikkate alınmıştır.

Çalışma içerisinde verim, verimlilik ve etkenliğin yanı sıra, verim, verimlilik ve etkenliğin çarpımıyla elde edilmiş olan ateşleme sisteminin performans indeksi değeri de belirlenmiştir. Böylece, sistem hakkında doğru bir yargıya varılabileceği

düşünülmüştür. Çünkü beklenen verim oranlarının maksimum olması durumunda dahi ateşleme sisteminin performansı yüksek olmayabilir.

Patlatma uygulamalarının performansını belirlemek için etkililik, verim ve verimlilik kavramları irdelenmiştir.

4.1 Performans Analizi Parametrelerinin Ateşleme Sistemlerine Uyarlanması

Yapılan çalışmada, sistemin performans indeksinin belirlenmesinde dikkate alınacak performans parametrelerinin (etkenlik, verim ve verimlilik) teorik genel tanımlamaları ile sisteme uyarlanmış tanımlamaları Tablo-1'de görülmektedir.

Sistemin performansına dönük olarak yapılan tanımlamada etkililik; ateşleme sonrasında beklenen optimum tane boyutuna göre üretimde miktarında ve buna bağlı olarak maliyette gözlemlenecek değişim ile ateşleme sonrasında ortaya çıkan sarsıntı değerindeki değişimin hangi düzeyde olacağının tespiti olarak belirlenmiştir.

2. parametre olan verim; daha çok kaynakların tüketimi ile ilgili bir kavramdır ve araçlara yöneliktir. Yani işlerin doğru yapıp yapılmadığını belirler. Sistem bir bütün olarak ele alındığında, ateşleme sistemi ile yapılan patlatma uygulaması sonrasında malzemenin tane boyutunda meydana gelen değişim hem yükleme, hem taşıma ve hem de kırıcı sisteminde olumlu yönde maliyete etkiyecektir. Dolayısı ile sistem bazında ele alınan verim; fiili çalışmanın, sistemin potansiyeline ne kadar yakınsadığının bir ifadesidir.

3. parametre olan verimlilik ise girdi ve çıktı unsurları yanında pek çok kaynağın etkileşimi göz önüne alınarak belirlenir. Sistem açısından ise sistemin toplam çalışma saatlerine karşın üretimin fiziksel değerinin (ton) bir ifadesidir.

Tablo-1: Patlatma için uyarlanmış performans parametreleri

Performans Parametresi	Teorik Genel Tanımı	Sisteme Uygulanışı
Etkililik E_1 , (sarsıntı)	Gerçekleşen sonuç Beklenen sonuç	Patlatmada ölçülen sarsıntı değeri (mm/sn) Beklenen sarsıntı değeri (mm/sn)
E_2 , (yığın tane boyutu)		Ortalama yığın tane boyutu (cm) (K80) Beklenen (istenilen) ortalama yığın tane boyutu (cm)
Verim , V_1 (Özgül şarj)	Tüketilen girdi Potansiyel girdi	Patlatma sonrası özgül şarj (kg/m ³) Patlatma öncesi özgül şarj (kg/m ³)
Verimlilik , V_2 (Maliyet)	Çıktının parasal değeri Girdinin toplam maliyeti	Patlatma sonrası açığa çıkan malzeme (ton) * Malzemenin birim fiyatı (tl/ton) Toplam delme ve patlatma maliyeti (tl)

Patlatma verimliliği incelenirken belirtilen parametrelerle birlikte kazı-yükleme, nakliye ve primer kırma işlemleri de birlikte değerlendirilmektedir. Çünkü patlatma sonrası oluşan yığının parça boyutu ile bu parçaların kazılması, yüklenmesi, taşınması ve kırılıp belli bir boyuta küçültülmesi işlemlerinin maliyetleri arasında sıkı bir ilişki vardır. Verimliliğin “Üretimin fiziksel (ton) değeri / Sistemin toplam çalışma süresi” olarak verilmesinin hedefinde bahsedilen bu durum etkilidir.

5 SAHA UYGULAMALARI

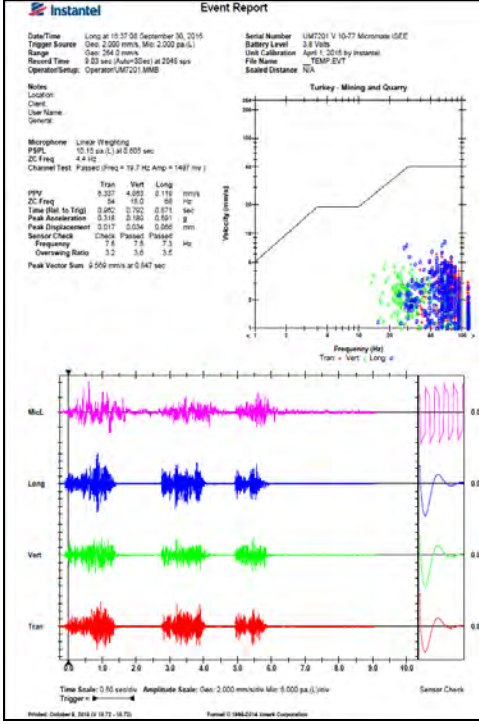
Kırklareli’nde bulunan bir çimento fabrikasına (Şekil-2) ait hammadde ocağında yapılan elektronik ateşleme uygulamasına dair veriler aşağıda sunulduğu gibidir. (Tablo-2, Şekil-3)



Şekil-2: Patlatma ve Ölçüm Noktaları

Tablo-2: Patlatma sahasından alınan ölçüm değerleri

Delik düzeni	Şeş beş	
Delik çapı, D, (mm)	89	
Delikler arası mesafe, E, (m)	2,5	
Delikler arası ortalama mesafe, E, (m)	$E = 1,25 * V$	2,63
Maksimum Dilim kalınlığı, V_{max} , (m)	2,5	
Delgi Hatası, F	$(D/1000) + (0,03 * H)$	0,3929
Gerçek Dilim Kalınlığı (m)	$V = V_{max} * F$	2,1071
Delik eğimi (°)	90	
Basamak yüksekliği, K, (m)	10	
Şarj miktarı, Q_{exp} , (1 delik) (kg)	30,63	
Dip delgi (m)	0,13	
Delik boyu, H, (m)	10,13	
Sıkılama boyu (m)	4	
Patlayıcı madde	Anfo	
Yemleme	1 kg Powergel dinamit	
Kapsül	Uni-tronic	
Özgül şarj (kg/m ³)	$Q_{exp} / (E * V * K)$	0,552
1. Ölçüm Noktasının Patlatma sahasına uzaklığı	128 m	
2. Ölçüm Noktasının Patlatma sahasına uzaklığı	210 m	

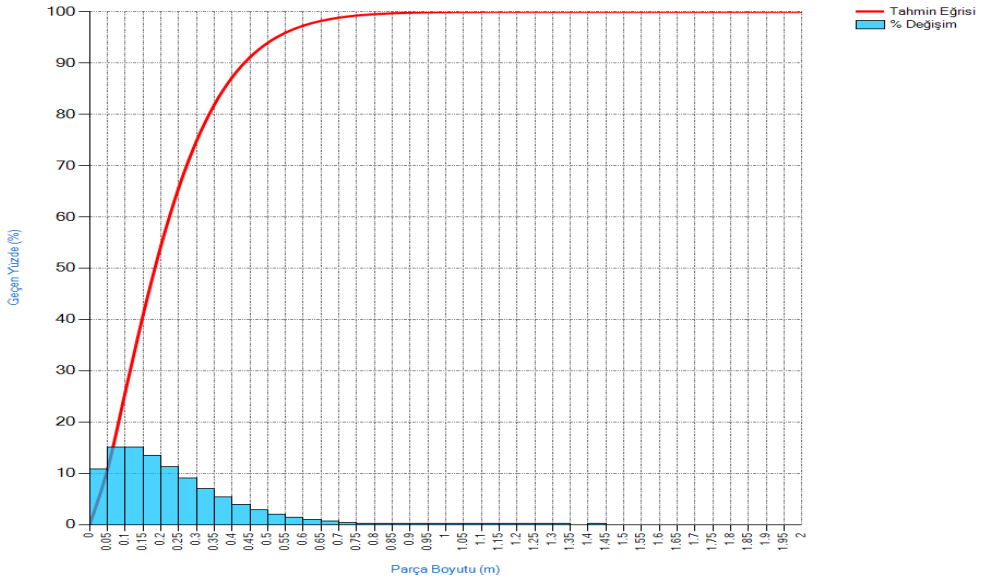


Şekil-3: 1. ölçüm noktası Instantel değerleri

Elektronik ateşleme ile yapılan patlatma sonrasında oluşan yığının görüntüsü (Şekil-4) ve tane boyutu analiz sonuçları (Şekil-5) aşağıdaki gibidir.



Şekil-4: Yığının görüntüsü



Şekil-5: Tane boyutu analiz sonuçları (Afablast V1.0 çıktısı)

Aynı sahada, farklı ateşleme sistemleriyle yapılan patlatmalara ait değerler Tablo-3'deki gibidir.

Tablo-3: Kırklareli'nde yapılan patlatma uygulamalarından elde edilen ölçüm değerleri

Performans Parametresi	Nonel Ateşleme Sistemi	Elektronik Ateşleme Sistemi
Etkililik		
E_1 , (sarsıntı)	9,213/25=0,368	8,118/25=0,324
E_2 , (yığın tane boyutu)	67/50=1,34	35/50=0,7
Verim,		
V_1 (Özgül şarj)	0,62/0,55=1,127	0,508/0,55=0,923
Verimlilik,		
V_2 (Maliyet)	(10359/16800*5)=0,123	(17613/16800*5)=0,209
Performans İndeks Değeri, ID	$E_1*V_1*V_2=0,0510$	$E_1*V_1*V_2=0,0625$

Farklı sahalarda, farklı ateşleme sistemleriyle yapılan 5 adet patlatmaya ait performans parametresi ve performans indeks değerleri Tablo-4'de verilmiş ve bu değerler yorumlanmıştır.

Tablo-4: Patlatma uygulamalarından elde edilen performans değerleri

Patlatma Uygulamaları	Performans Parametreleri	Nonel Ateşleme	Elektronik Ateşleme
1	E_1	9,213/25=0,368	8,118/25=0,324
	E_2	67/50=1,34	35/50=0,7
	V_1	0,62/0,55=1,127	0,508/0,55=0,923
	V_2	(10359/16800*5)=0,123	(17613/16800*5)=0,209
	ID	$E_1*V_1*V_2=0,0510$	$E_1*V_1*V_2=0,0625$
2	E_1	6,808/50=0,136	2,440/50=0,0488
	E_2	95/70=1,357	65/70=0,928
	V_1	0,68/0,50=1,36	0,314/0,250=1,256
	V_2	(9850/14300*4,5)=0,153	(19150/19600*5)=0,195
	ID	$E_1*V_1*V_2=0,0283$	$E_1*V_1*V_2=0,012$
3	E_1	7,080/25=0,2832	3,94/50=0,0788
	E_2	72/60=1,2	55/50=1,1
	V_1	0,88/0,45=1,956	0,248/0,210=1,180
	V_2	(12300/22100*5)=0,112	(17850/16590*5)=0,215
	ID	$E_1*V_1*V_2=0,062$	$E_1*V_1*V_2=0,02$
4	E_1	8,275/50=0,1655	3,221/25=0,129
	E_2	55/45=1,222	52/45=1,155
	V_1	0,77/0,48=1,604	0,32/0,51=0,627
	V_2	(8775/13870*5,2)=0,122	(18860/15400*4,8)=0,255
	ID	$E_1*V_1*V_2=0,0323$	$E_1*V_1*V_2=0,0206$

Tablo-4 sonuçlarında görüldüğü gibi, farklı ateşleme sistemleri ile yapılan patlatma sonuçları karşılaştırılabileceği gibi, aynı ateşleme sistemleri ile yapılan patlatmalar da kendi içinde karşılaştırılabilir. Dolayısı ile hangisinin daha etkili, daha verimli yada daha yüksek performanslı olduğu belirlenebilir.

Yukarıdaki uygulama sonuçlarından da anlaşılacağı üzere, elektronik ateşlemeli patlatmaların, nonel ateşlemeli patlatmaya göre daha etkin değerler verdiği gözlenmiştir. Ayrıca elektronik ateşleme sisteminde yığın tane boyutunun elektriksiz ateşlemeye göre daha ideal boyutlarda parçalanması söz konusu olup böylece nakliye ve üretimin hızlanması ile cevherin birim maliyetinde azalmalar beklenmektedir.

Bu uygulamalarda performans indeks değeri daha küçük olan patlatma daha iyidir. Örneğin; nonel ateşleme ile yapılan 1 ve 2 numaralı patlatmalar kendi içinde incelendiğinde, 1 numaralı patlatmanın performans indeks değerinin daha büyük olduğu görülmektedir. Bu sonuca bakarak 2 numaralı patlatmanın performansının daha iyi olduğu söylenebilir.

1 numaralı nonel ateşleme ile yapılan patlatma ve 1 numaralı elektronik ateşleme ile yapılan patlatma örneği incelendiğinde; 1 numaralı elektronik ateşleme ile yapılan patlatmanın sarsıntı ölçüm değerinin daha düşük olmasından dolayı, düşük sarsıntı açısından daha etkili, uygun tane boyut dağılımı sağlama açısından daha etkili, daha düşük özgül şarj değeri sağlaması açısından verim değerinin daha uygun olduğu görülmektedir. Ancak elektronik ateşleme sistemlerinin birim maliyetinin yüksek olması nedeniyle, nonel ateşleme sistemi elektronik ateşleme sistemine göre daha verimli görülmektedir. Performans indeks değerleri karşılaştırıldığında ise; özellikle elektronik ateşleme sisteminin birim maliyetlerinin yüksek olmasından dolayı nonel ateşleme performansı elektronik

ateşleme performansından daha iyi görülmektedir.

Ancak 2,3 ve 4 numaralı nonel ve elektronik ateşleme sistemlerinin performans indeks değerleri karşılaştırıldığında, hepsinde de elektronik ateşlemenin performansı nonel ateşlemenin performansından daha iyi olduğu görülmektedir.

6 SONUÇ VE ÖNERİLER

Günümüzde, yapılan patlatmaların performansını ölçmeye yarayan herhangi bir değerlendirme sistemi bulunmamaktadır. Bu çalışma, farklı ateşleme sistemleri ile yapılan patlatmaların yada aynı ocakta farklı vardiyalarda yapılan patlatmaların bile birbirleri ile karşılaştırılabilmesini mümkün kılmaktadır. Böylece hangi patlatmanın daha etkili, daha verimli yada daha yüksek performanslı olduğu konusunda bilgi sahibi olabilmemizi sağlamaktadır. Bu vesile ile sonraki patlatmaların iyileştirilebilmesi mümkün olacaktır.

Yaptığımız çalışma neticesinde elde ettiğimiz sonuçlara göre; elektronik ateşleme sistemlerinin maliyetli olması bir dezavantaj gibi görünse dahi, performans parametreleri incelendiğinde nonel ateşleme sistemlerinden daha iyi sonuçlar verdiği görülmektedir. Ayrıca elektronik ateşleme sistemlerinin kullanımının yaygınlaşması ve birim maliyetlerinin düşmesi sonucunda daha etkili, daha verimli ve performansı daha yüksek patlatmaların yapılabilmesi mümkün olacaktır. Performansın yüksek olması; patlatma sırasında oluşan sarsıntı değerlerinin en aza indiği, kayaç parçalanmasının ise istenilen tane boyutuna daha uygun olduğu anlamını taşımaktadır.

Herhangi bir ateşleme sistemi ile yapılan patlatma sonrası, bu patlatmanın sonuçları irdelenirken bakılan; geri çatlak oluşup oluşmadığı, tırnak kalıp kalmadığı yada kayaç savurması olup olmadığı gibi sonuca dair değerlendirmeler ayrı bir çalışma konusudur.

KAYNAKLAR

- [1]Alpaydın, E., vd., Patlayıcı Maddeler ve Patlatma Teknikleri. ANKARA: Nitro-Makdnx Eğitim Yayınları
- [2]Bilgin, A., vd., 2003, Patlatma Mühendisliği Seminer Notları, s. 21., SOMA
- [3] Akal, Z., 2005, İşletmelerde Performans Ölçüm ve Denetimi, Çok Yönlü Performans Göstergeleri, MPM Yayınları, Ankara.
- [4]Elitaş, C. ve Ağca, V., Firmalarda Çok Boyutlu Performans Değerleme Yaklaşımları: Kavramsal Bir Çerçeve, Sosyal Bilimler Dergisi, Afyon Kocatepe Üniversitesi, Sosyal Bilimler Enstitüsü, Cilt:8, Sayı:1 2006, s.347.
- [5]Bilgin, K. U., 2004, Kamu Performans Yönetimi, Ankara, TODAİE.
- [6]Peru, O. N., 2010, İşletmelerde Performans Ölçümlemesi ve Bir Uygulama Örneği, Yüksek Lisans Tezi, Marmara Üniversitesi Sosyal Bilimler Enstitüsü İşletme Anabilim Dalı Muhasebe Finansman Bilim Dalı
- [7]Akal, Z., 2005, İşletmelerde Performans Ölçüm ve Denetimi, Çok Yönlü Performans Göstergeleri, MPM Yayınları, Ankara.
- [8]Oluç, M., 1978. İşletme Organizasyonu ve Yönetimi. Cilt 1, 3. Baskı, IU-İF Yayınları, Nr. 7, İstanbul.
- [9]Lawlor, A. 1985, Productivity Improvement Manual, Cambridge University Pres.
- [10]Kendrick, J. W. 1980, Understanding Productivity, London: The Johns Hokins University Press.
- [11]Küçükberksun, S., 1983, İşletmelerde Prodüktivite Denetimi, İstanbul: Sönmez Endüstri Holding Yayınları No:1 S:12.
- [12]Güran, M. C., 2005, Kamu Hizmetlerinde Performans Ölçümü, Türkiye'deki Kamu Üniversiteleri İçin Bir Performans Ölçümü Uygulaması, Ankara: Hacettepe Üniversitesi Yayınları.

Patlayıcı Madde Nedir? Tanımda ve Sınıflandırmada Yaşanan Karışıklığa Bir Yaklaşım

What is Explosives? An Approach to the Confusion in Definition and Classification

M.Erdil

Maden Mühendisi, Kapeks Üretim Patlayıcı Maddeler Tic. Ltd. Şti.

P.Erdil

Kimyager

ÖZET Patlayıcı madde sektöründe, üreticilerden tüketicilere, dağıtıcılardan resmi otoritelere kadar işin içinde olanların sıkça kullandığı ‘patlayıcı madde’ terimi, zaman zaman farklı malzemeler için farklı anlamlarda kullanılmaktadır. Örnek olarak, kapsül ile patlayabilen bir ürün, patlayıcı madde olarak kabul edilirken piroteknik maddelerden oluşan bir ürünün ise patlayıcı madde olmadığı iddia edilebilmektedir. Bu karışıklığın temel sebebi patlayıcı maddelerin doğru tanımlanmaması ve sınıflandırılmamasıdır. Kabul görmüş literatüre göre patlayıcı amaçlı olmayan kimyasallar dışındaki patlayıcı maddelerin hepsi ‘patlayıcı’ (explosives) olarak sınıflandırılmıştır. Patlayıcıların tanımı; tek başına veya karışım halindeki bir maddenin, atmosferik oksijen gibi dışardan herhangi bir katkıya ihtiyaç duymadan, ısı, darbe veya sürtünme yoluyla hızlı reaksiyona girmesidir. Bu kapsamdaki maddeleri kendi iç ayrımlarından dolayı hafife almak ve hatta bu maddelerin patlayıcı madde olmadığını iddia etmek son derece riskli ve kafa karıştırıcıdır. Bu bildirinin amacı patlayıcı maddeyi detaylı tanımlayarak, sınıflandırma ölçütlerini gündeme taşımak, günlük hayatımızda kullanılan ‘patlayıcı madde’ teriminin daha bilimsel ve daha anlaşılır olmasına katkı sağlamaktır,

ABSTRACT In the explosives sector, the term 'explosive' frequently determined from producers to distributors, from consumers to official authorities, is sometimes used in different meanings for different materials. For example, a cap sensitive explosive product is considered as an explosive, while a pyrotechnic product is not an explosive. The main reason for this confusion is that explosives are not correctly identified and classified. According to the accepted literature, explosive materials other than non-explosive chemicals are all classified as 'explosives'. Definition of Explosives; is that a substance alone or in admixture enters a rapid reaction by heat, impact or friction, without the need for any external additives such as atmospheric oxygen. It is extremely risky and confusing to claim that substances in this context are due to their internal differences and that these substances are not explosives. The aim of this paper is to contribute to making the term 'explosives' used in our daily life more scientific and more understandable, by defining the explosives in detail.

1 GÜNCEL DURUM

Bilindiği üzere patlayıcı maddeler, hem askeri, hem de sivil amaçlı olmak üzere çok geniş bir ürün çeşitliliğine sahiptir ve tek bir cins ya da maddeden oluşmamaktadır. Farklı amaçlar için farklı kimyasallardan oluşturulan patlayıcı maddeler, farklı özellikler göstermesi nedeniyle farklı isimlerle adlandırılmakta ve sınıflandırmaya ihtiyaç duymaktadır. Patlayıcı madde sınıflandırması altındaki her cins, infilak sonrası aynı özellikleri göstermez. Biri diğerine göre çok daha fazla, veya çok daha az şiddetli olabilir.

Durum böyle olmasına rağmen, bu farklılıklar zaman zaman bu sektörün içinde bulunanlarca, kendi iç ayrımlarından dolayı hafife alınmakta, infilak şiddeti yüksek olan “patlayıcı madde”, az olanların ise “patlayıcı madde olmadığı” iddia edilerek, son derece riskli ve kafa karıştırıcı sonuçlara yol açmaktadır. Bu yüzden öncelikle patlayıcı maddenin ne olduğu tanımlanmalı ve doğru sınıflandırma yapılmalıdır.

2 PATLAYICI MADDE NEDİR ?

Kabul görmüş literatüre göre patlayıcı madde tanımı geniş bir yelpaze olarak, piroteknik maddelerden, moleküler patlayıcılara kadar infilak edebilen her türlü kimyasal bileşiği kapsamaktadır. Patlayıcı maddenin tanımı ise, *tek başına veya karışım halindeki bir maddenin, atmosferik oksijen gibi dışardan herhangi bir katkıya ihtiyaç duymadan, ısı, darbe veya sürtünme yoluyla hızlı kimyasal reaksiyona girmesidir.*

İnisiyal patlayıcılar olarak bilinen azidler (kurşunazid, gümüşazid) gibi kovelant bağ parçalanması ile reaksiyona girenler hariç, patlayıcıların büyük çoğunluğu, bünyelerinde yakıt (fuel contributor) ve oksijen verici (oxidizer contributor) madde bulundururlar. Patlayıcılar organik ve inorganik olmak üzere iki sınıfa ayrılır. Organik patlayıcıların içeriğinde, oksijen verici madde temel olarak nitrat (ONO₂) ve nitro (NO₂) dur. Yakıt olarak ise amonyum (NH₄), amino (NH₂), metil (CH₃), etil

(CH₂, CH₃) veya benzerleri bulunur. Bünyesinde yüksek içsel enerjiye sahip, hem yakıt hem de oksijen bulunduran bu maddeler herhangi bir ısı, darbe veya sürtünmeye maruz kaldıklarında reaksiyon başlar ve reaksiyonun yayılma hızına bağlı olarak, yüksek oranda gazlar, ısı ve basınç oluştururlar.

Patlayıcılar moleküler yapıda olabileceği gibi, karışımlar halindedir. Patlayıcının kimyasal reaksiyon hızı, ses hızından çok daha yavaş (deflagration) ya da çok daha süpersonik hızda (detonation) olabilir. Reaksiyon hızları ne olursa olsun, reaksiyon sonucunda ısı, şok ve gaz enerjisi açığa çıkarılır. Reaksiyona giren maddelerin içsel enerjilerinin yüksekliği ve miktarı, reaksiyon hızı, kapalı ortam (confinement) ortaya çıkan bu ürünlerinin şiddetini belirler.

3 SINIFLANDIRMA

3.1 Türkiye’de Sınıflandırma

Türkiye’de halen geçerli olan, 87/12028 sayılı Tekel dışı bırakılan patlayıcı maddelerle, av malzemesi ve benzerlerinin üretimi, ithali, taşınması, saklanması, depolanması, satışı, kullanılması, yok edilmesi, denetlenmesi, usul ve esaslarına ilişkin tüzük de, patlayıcı maddeler tanımlanmış ve sınıflandırılmıştır.

İlgili tüzüğün 2. Maddesinde, *“patlayıcı maddeler, şiddetli bir kimyasal reaksiyonla parçalanarak, ani yüksek sıcaklıkla birlikte büyük hacimlerde gaz haline dönüşebilen maddeler”* olarak tanımlanmış ve bu tanım içerisine;

- Av ve taş barutu,
- Dinamitler ve emülsiyon patlayıcılar,
- İçerisinde binde iki karbon içeren amonyum, potasyum, sodyum nitrat karışımları,
- Ateşleme fitilleri,
- Av kapsülleri,
- Nitroselülozlar,
- Nitrogliserin,
- Her türlü piroteknik mamüller,
- 3763 sayılı kanun kapsamındaki harp silah ve mühimmatı dışındaki bütün patlayıcı maddeler patlayıcı olarak tanımlanmıştır.

Bu kapsama alınarak tanımlanan tüm bu maddeler, yukardaki 2. Bölümde açıklanan “Patlayıcı Madde Nedir?” tanımının

içerisinde yer almaktadır. Türkiye’de listelenen maddelerin patlayıcı madde olduğu, şiddetli bir kimyasal reaksiyon ile infilak edeceği açık ve net olarak tanımlanmıştır.

3.2 Dünyada Sınıflandırma

Dünyadaki tanım ve sınıflandırma daha detaylı olmasına rağmen, içerik olarak değişiklik göstermez. Kabul edilmiş bir literatür olan R.Meyer, J.Köhler ve A.Homburg tarafından yazılan “Explosives” kitabının 136. Sayfasında patlayıcılar 3 ana ana sınıfa ayrılmıştır. Bunlar;

- Yüksek patlayıcılar : Bu da kendi içinde ikiye ayrılmış kurşun azid, cıva fulminat benzeri kapsül üretiminde kullanılan primer patlayıcılar ile askeri ve ticari patlayıcıları içeren ikincil patlayıcıları kapsar.
- Piroteknik patlayıcılar : Aydınlatma fişeklerinden, maytaba kadar her türlü maytap, havai fişegi kapsar.
- Yakıtlar : Bu kapsama silah barutları ve roket yakıtları dahil edilmiştir.

Bir diğer sınıflandırma örneği ise, Uluslararası Patlayıcı Mühendisleri topluluğunun (ISEE, International Society of Explosives Engineers) basımı patlatmacının el kitabının (Blaster’s Handbook) bölüm 12 de yapılmıştır.

Bu sınıflandırma ise, askeri patlayıcıları göz önüne almayıp, sadece ticari patlayıcıları dikkate almış ve patlayıcıları öncelikle düşük patlayıcılar ve yüksek patlayıcılar olarak 2 ana kısma ayırmıştır. Düşük patlayıcılar, ses hızından çok daha yavaş reaksiyona (deflagrasyon) girenler ve reaksiyon sonucunda düşük basınç çıkaran, şok dalgası yaratmayan patlayıcılar olarak tanımlanmıştır. Bu sınıftaki patlayıcılara olarak içeriğinde kara barut, piroteknik malzemelerin bulunduğu kaya kırıcılar alınmıştır. Yüksek patlayıcılar ise, yüksek reaksiyona sahip, yüksek basınç üreten ve detonasyon gerçekleşen maddeler olarak açıklanır. Bunlar da nitrogliserin bazı dinamikleri, harç tipi patlayıcıları, emülsiyonlar ile anfo ve ağır anfo karışımlarını içerir.

3.3 Sınıflandırmaya Öneri

İçerik genel olarak aynı olsa da, Türkiye’de uygulanan ve dünya literatüründeki sınıflandırma birbirlerinden farklılıklar göstermektedir. Askeri patlayıcıların, ticari patlayıcılardan yasalarla ayrı tutulması ve sektörümüzün ticari patlayıcıları içermesi nedeniyle sınıflandırma önerisi sadece ticari patlayıcıları kapsayacaktır. Ancak ticari patlayıcıların üretiminde kullanılan bazı patlayıcıların aynı zamanda askeri ürünlerde kullanılması ortak bir sınıfı da gerekli kılmaktadır.

Buna göre ticari patlayıcı maddeler öncelikle ISEE nin basımı patlatmacının el kitabına uygun olarak öncelikle ikiye, kendi içlerinde de kullanıma göre ayrılmalıdır. Öneri sınıflandırma aşağıdaki ana bölümleri içermektedir;

- I. **Yüksek patlayıcılar** : Yüksek reaksiyona sahip, yüksek basınç üreten ve detonasyon gerçekleşen maddeler

Primerler : Kapsül, infilaklı fitil, şok tüp üretiminde kullanılan kurşunazid, PETN, RDX, HMX, Tetrit benzeri tüketicinin direk temasının olmadığı, hem askeri hem ticari ürünler

Kapsüle duyarlı ürünler :

Nitrogliserin, emülsiyon, sujeli (waterjel) içerikli ve kapsül ile patlatılabilen dinamit benzeri ürünler,

Yemlemeye duyarlı ürünler :

ANFO, emülsiyon, sujeli benzeri karışımlardan meydana gelen, kapsül ile patlamayan, kapsüle duyarlı bir patlayıcı ile yemleme ihtiyacı duyan patlayıcılar,

- II. **Düşük patlayıcılar** : Ses hızından çok daha yavaş reaksiyona (deflagrasyon) giren ve reaksiyon sonucunda düşük basınç çıkaran, şok dalgası yaratmayan patlayıcılar

Barutlar : Taşbarutu, emniyetli fitil içerisinde kullanılan karabarut ve av malzemelerinde kullanılan dumansız barutlar

Piroteknikler : Gecikmeli kapsül üretiminde, maytaplar, havai fişekler, duman ve işaret fişekleri, kaya kırıcılarında kullanılan karışımlar.

5 SONUÇ

Yukarda açıklanan patlayıcı madde tanımı, Türkiye’de ve dünyadaki tanım ve sınıflandırmaya göre, ülkemizde veya dünyada ticari patlayıcı maddeleri kapsayan tüm maddeler tereddütsüz patlayıcı olarak kabul edilmektedir. Her ne kadar reaksiyon hızları ve reaksiyon sonucu çıkan ürünler farklılıklar gösterse de, hepsi patlayıcıdır.

Daha az basınç üreten veya düşük reaksiyon gösteren piroteknik benzeri patlayıcıların küçümsenmesi ve hatta patlayıcı olmadıkları iddia edilerek, tehlikelere açık hale getirilmeleri son derece riskli, akla ve bilime aykırıdır. Bu nedenle patlayıcı olarak tanımlanan maddelerin infilak edebilecekleri, hele hele sıkışmış (confined) olduğunda infilak şiddetinin, yüksek reaksiyon hızındaki patlayıcıların şiddetine eş değer olacağı unutulmamalıdır. Tüm patlayıcı maddelere, detonasyon hızının, infilak sonrası çıkan ürünlerin şiddetinin ne olduğuna bakmadan aynı dikkat ve özen gösterilmelidir.

KAYNAKLAR

- Meyer, R, Köhler, J, Homburg, A,(5.basım) 2002, Explosives, Wiley-VCH,Weinheim, 424 s.
ISEE, (18. Basım) 2011, Blaster’s Handbook, International society of explosives Engineers, 1030 s.
Cooper, P.W. (1.basım) 1996,Explosives engineering, Wiley-VCH, Canada, 460 s.

Elektriksiz ile Elektronik Ateşleme Sistemlerinde Belirlenen Gecikme Sürelerinin Doğruluklarının İrdelenmesi

An Evaluation of the Accuracy of Delay Times Used in Non-Electrical and Electronic Initiation Systems

Ö. Düzgün, Ö.G. İlik,

Kapeks Üretim Patlayıcı Maddeler Tic. Ltd. Şti.

ÖZET Ateşleme sistemleri, madencilik ve inşaat sektörlerinde kullanılan patlatmalı kazı uygulamalarının en önemli elemanlarından bir tanesidir. Ateşleme sistemleri güvenilir patlatma operasyonlarının gerçekleştirilmesinde, patlatma veriminin artırılmasında ve patlatma kaynaklı çevresel problemlerin (sarsıntı, hava şoku vb.) bertaraf edilmesinde büyük rol oynamaktadır. Bu etkiler, kayanın jeolojik yapısına bağlı olarak belirlenen gecikme sürelerinin tam doğrulukta ve tutarlılıkta olması ile kontrol altına alınabilmektedir. Elektriksiz ateşleme sistemlerinde gecikme süreleri, kapsül içerisinde yer alan piroteknik gecikme elemanın kimyasal özelliğine göre belirlenmektedir. Piroteknik gecikme elemanın yanma hızı değişkenlik gösterebildiğinden, gecikme süresi çeşitli oranlarda sapmalar göstermektedir. Bu sapmaların oranı arttıkça patlatma sonucu verim olumsuz etkilenmekte ve patlatma kaynaklı çevresel sorunların aynı sapmadan dolayı artabildiği bilinmektedir. Elektronik ateşleme sistemlerinde gecikme süresi tayini mikroçip ile dijital olarak yapılabildiğinden sapma oranları ihmal edilebilecek ölçülere indirgenmiştir.

Bu çalışma kapsamında, elektriksiz (nonel) ateşleme sistemleri ile elektronik ateşleme sistemlerinin gecikme sürelerindeki doğruluk ve tutarlılıklarının, saha uygulamaları ile karşılaştırılması ve sapma oranlarına bağlı etkilerin irdelenmesi amaçlanmaktadır.

ABSTRACT Initiation systems are one of the most important components of excavation applications with blasting used in mining and construction industries. These systems play a big role in operations to have safe, efficient blasting and to eliminate environmental problems caused by blasting. These effects can be under controlled by the accuracy and precision of the delay times identified according to rock geological structure. Delay times in nonelectrical initiation systems are determined by the chemical composition of the pyrotechnic delay fuse located in the detonator shells. Delay times have deviations in some ratios because of the variety in burning speed of the pyrotechnic delay composition. The efficiency of blast result is influenced negatively as the amount of deviations increase and it is known that environmental problems induced by blasting can be increased because of same deviation. Since the delay times are defined digitally by microchip in electronic initiation systems, the deviations are come down to negligible quantity.

The goal of this paper is to compare the accuracy and precision of the delay times by field applications and evaluate the rate of deviations in delay times of nonelectrical and electronical initiation systems in this study.

1 GİRİŞ

Madencilik ve inşaat sektöründe, patlatmalı kazı faaliyetleri boyunca verimliliği arttırmak ve üretim maliyetlerini iyileştirmek adına birçok mühendislik çalışması yapılmaktadır. Bu çalışmalar, teorik patlatma kuramları kullanılarak yürütülmekte ve gelişen teknolojinin sunduğu imkânlar ile pratiğe dökülerek istenilen sonuçların elde edilmesi hedeflenmektedir. Patlatmalı kazı uygulamalarında üretim verimi, patlatılacak zeminde bulunan kaya kütlelerinin fiziksel özellikleri göz önünde bulundurularak belirlenen özgül şarj miktarı ve bu miktara bağlı değişkenler ile patlatma sonrası oluşan kaya kütlelerinin tane boyutu ve istenilen yöne hareketi olarak ifade edilebilir. Bu parametreler doğrultusunda oluşacak kaya kütlesi yığını, üretim süresince gerçekleşen yükleme, taşıma, kırma, zenginleştirme vb. operasyonların, maliyetlerini dolaylı olarak etkilediği bilinmektedir. Ayrıca patlama operasyonu sırasında meydana gelebilecek patlatma kaynaklı çevresel problemler (patlatma kaynaklı sarsıntı, hava şoku vb.) patlatma verimini ve operasyon maliyetlerini doğrudan etkileyen faktörler olarak tanımlanabilir. Üretim verimini ve işletme maliyetini etkileyen bu parametrelerin birçoğu doğru ve tutarlı hesaplamalar ile kontrol altına alınabilmekte, Lakin patlatma operasyonu sırasında kaya kütlelerinin hareket yönü, tane boyutu ve oluşan patlatma kaynaklı sarsıntı problemi gibi önemli unsurların kontrolü doğru ve tutarlı ateşleme zamanı ile gerçekleştirilebilmektedir.

Günümüz patlatma operasyonlarında kullanılan ve gecikme süresinin piroteknik eleman ile sağlandığı ateşleme sistemlerinde gecikme süresi, bu elemanın yanma süresini belirleyen, gecikme ürününün kimyasal yapısına ve uzunluğuna bağlı olarak değişkenlik göstermektedir. Bu değişiklikler doğrultusunda her kapsülün ateşlenme sürelerinde belirli sapmalar meydana

gelmektedir. Bu sapmalar, birim zamanda patlayan patlayıcı miktarını kontrol dışında bırakarak, patlatma sonucu oluşan enerjinin dağılımını etkilemekte ve tane boyutu, yığın hareket yönün gibi unsurların istenilen doğrultuda sonuçlanmamasına neden olmaktadır.

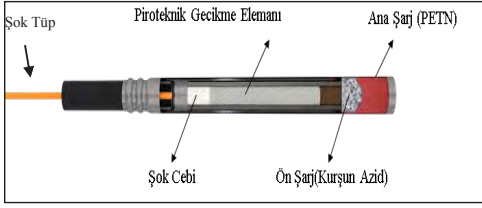
2 ATEŞLEME SİSTEMLERİNİN ÇALIŞMA PRENSİBİ

Elektriksiz ateşleme sistemleri ile elektronik ateşleme sistemlerinin çalışma prensibi birbirinden tamamen farklılık göstermektedir. Elektriksiz ateşleme sistemleri bağlantı hattı (şok tüp) içerisinde bir başlatıcı ile meydana getirilen şokun bütün kapsüllere iletilmesi prensibi ile çalışırken, Elektronik kapsüllerde ise sistemin ateşlenmesi, her kapsül içerisinde bulunan mikroçipe belirli bir elektriksel akım ile gönderilen algoritmik kod ile gerçekleştirilmektedir.

2.1 Elektriksiz Ateşleme Sistemleri

Elektriksiz ateşleme sistemlerinde ki ateşleme mekanizmasını, deliklerin birbiri ile bağlantısını ve enerji iletimini sağlayan kapsül veya fitil, delik içinde kapsüle duyarlı patlayıcıyı infilak ettirecek kapsül ve enerjinin kapsüle iletimini sağlayan şok tüp olmak üzere 3 ayrı bileşen olarak tanımlayabiliriz. Bu tanımlamalar doğrultusunda patlayıcı kolonunun patlatılması, enerjinin belirli bir noktadan başlayıp, bileşenlerin infilak ve yanma sürelerine bağlı olarak, hazırlanan hat boyunca ilerlemesi ve patlayıcı kolonunun patlatılması olarak ifade edilebilir.

Şekil 1' de görüldüğü gibi elektriksiz kapsüllerde gecikme süresini piroteknik gecikme elemanı sağlamaktadır.

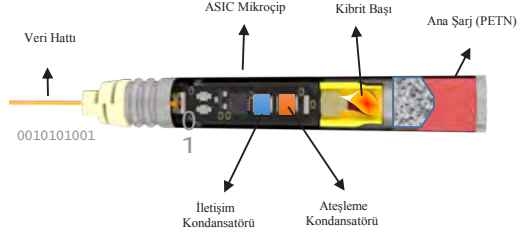


Şekil 1 Elektriksiz kapsül iç bileşenleri

Gecikme elemanı, belirli yoğunluk ve uzunlukta, sabit yanma hızına sahip kimyasal bir bileşendir. Bu kimyasal yapı uzun periyotlu ve kısa periyotlu kapsül türlerinde değişmekte olup gerekli olan gecikme süresi kimyasal yapının uzunluğuna bağlı olarak tayin edilebilmektedir. Patlatma operasyonlarında ateşleme tasarımı, saniyenin 1/1000 hassasiyeti ile gerçekleştirilmektedir. Oysa ki birbirinden ayrı ancak belirli bir korelasyon içerisinde ki bileşenlerin çok sayıda olması ateşleme süresinin aynı hassasiyetle gerçekleşmesini engellemektedir. Bu yüzden üretici firmalar tarafından gecikme sürelerine göre kabul edilebilir sapma oranları belirlenmektedir. Bu oran uzun gecikme sürelerinde ortalama $\pm\%10$ 'u bulurken, kısa gecikme sürelerinde ortalama $\pm\%15$ u bulabilmektedir.

2.2 Elektronik Ateşleme Sistemleri

Elektronik ateşleme sistemlerinde ki ateşleme mekanizması delik içindeki kapsüle duyarlı patlayıcıyı infilak ettirecek kapsül ve kapsül ile data transferini sağlayan veri hattı olarak tanımlayabiliriz. Bu tanımlamalar doğrultusunda Şekil 2'de görüleceği üzere gecikme süresi, kapsül içerisinde bulunan mikroçip sayesinde 14.000 ms ye kadar 1 ms hassasiyetle tayin edilebilmekte olup haberleşme ve gecikme süresi tayini algoritmik bir kod ağı ile gerçekleştirilmektedir.



Şekil 2 Elektronik kapsül iç bileşenleri

Ateşleme için ihtiyaç duyulan enerji, veri hattı üzerinden gönderilen algoritmik kod ile kapsül içerisinde bulunan ateşleme kapasitörüne aktarılır, süresi gelen kapsül kapasitördeki enerjiyi kibrit başına aktararak kapsül içerisindeki ana şarjın infilak etmesi sağlanır. Bu temel işleyişte ateşleme enerjisi deşarjı ve mikroçipe gönderilen süre bilgisi bütün kapsüllere giden algoritmik kod ile aynı anda başlar. Buradaki ateşleme süresini etkileyecek parametre veri iletim hızı, kibrit başının yanma ve ana şarjın infilak etme süresi kadardır. Yapılan çalışmalarda gecikme süresi ile sapma oranlarının, 10 ms ($\pm\%0.5$), 1000 ms ($\pm\%0.054$), 8000 ms ($\pm\%0.042$) ortalama ile gerçekleştiği belirtilmektedir (Wedding, Hoffman ve Lask, 2011).

3 GECİKME SÜRESİ TAYİN ETME YÖNTEMLERİ

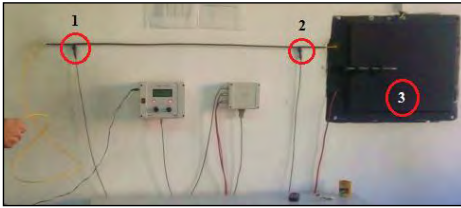
Gecikme sürelerindeki sapma miktarlarının laboratuvar ve saha uygulamalarında tayin etmek mümkündür. Prensipte olarak Laboratuvar ölçümlerinin saha ölçümlerinden daha hassas olup 1 ms hassasiyet ile ölçüm yapmaya imkân sağlamaktadır.

3.1 Laboratuvar Ölçüm Tekniği

Elektriksiz kapsüllerde optik algılayıcılar ve basınca duyarlı sensörler ile laboratuvar ortamında sapma testi yapılabilir. Bu test, belirli bir mesafeye konumlandırılan

optik algılayıcı ile kapsül kovanın konulacağı basınca duyarlı sensörlerin bulunduğu bir kutu içerisinde ateşlenmesi ile ölçülebilmektedir.

Sistem, şok tüp ateşlendiğinde Şekil 3’ de görülen, 1 numaralı optik algılayıcı tetiklenir ve süre sayımını başlatır, şok, 2 numaralı optik okuyucudan geçer ve sistem iki mesafe arasındaki süreyi hesaplar, 3 numaralı basınç sensörü kapsülün patlaması ile tetiklenir ve süre sayımını durdurur. Kapsüldeki gecikme süresi toplam geçen süreden şok tüpün yanma süresi çıkarılarak elde edilir. Elektronik kapsüllerde ise bu sistem optik algılayıcı yerine algoritmik ateşleme kodu ile tetiklenen bir mekanizma ile gerçekleşmektedir.



Şekil 3 Gecikme süresi ölçüm cihazı

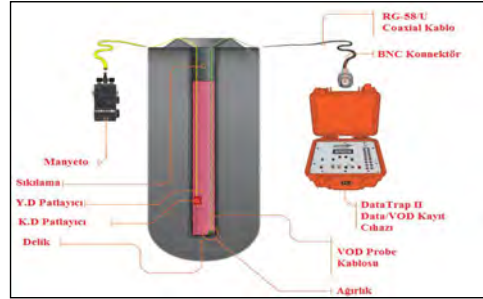
3.2 Saha Ölçüm Tekniği

Saha koşullarında, gerçekleşen gecikme sürelerinin doğruluğu ve tutarlılığını tespiti, Delik içi VOD (Velocity of Detonation) ölçümü ve Patlatma kaynaklı meydana gelen sarsıntının dalga formunun kayıt altına alınması yöntemleri ile belirlenebilmektedir

3.2.1 Delik içi VOD Ölçümü

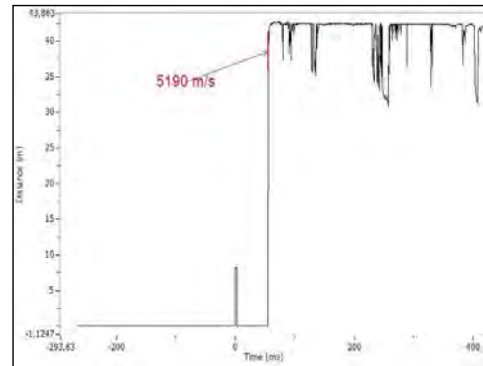
Sahada gecikme süresi ölçümü, delik içi VOD (Velocity of Detonation) ölçer sistemi ile gerçekleştirilebilmektedir. Bu sistem, belirli bir dirence sahip probe kablonun infilak sırasındaki direnç değişiminin kayıt altına alınması ile hesaplanması esasına

dayanır. Bu çalışmada, gecikme süresi ölçümleri Mrel Datatrap II/VOD Kayıt cihazı kullanılarak yapılmıştır. Şekil 4’ de görüldüğü gibi delik içerisinde probe kablo yerleştirilir ve cihaz çalıştırılır.



Şekil 4 Mrel DataTrap II delik içi VOD ölçüm cihazı

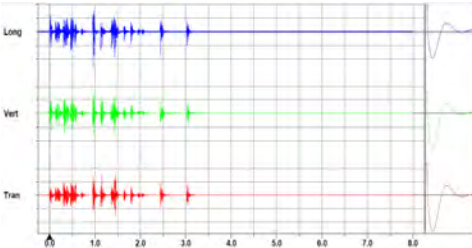
Cihaz (Mrel DataTrap) kablo üzerine saniyede 10 milyon veri kayıt edecek şekilde akım yollar infilak başladığında kablo yanar ve kısalır, cihaz bu değişimi 0,1 micro saniye veri noktası hassasiyetinde kayıt eder. Bu veriler, kablo metraj ve süre eğrisi cetveli üzerinde bir eğri olarak görünür. Bu eğri üzerinden patlayıcı maddelerin infilak hızları ve delikler arasındaki gecikme süresi hesaplanabilmektedir. Şekil 5’de örnek bir tek delik VOD ölçüm çıktısı görülmektedir.



Şekil 5 Mrel DataTrap II delik içi VOD ölçüm veri çıktısı

3.2.2 Patlatma Kaynaklı Sarsıntı Dalga Formu Kaydı

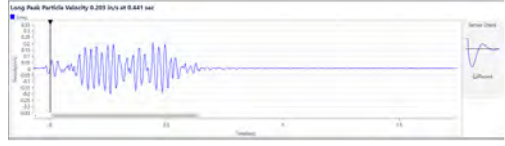
Patlatma kaynaklı oluşan sarsıntı, belirli dalga formlarında yayılarak ilerlemekte ve mesafe kat ettikçe sönümlenmektedir. Her bir delik infilak ettiğinde, o deliğe ait bir dalga formu oluşur ve bu dalga formu, kayıt cihazı tarafından zaman ve parçacık hızı diyagramı çıktısı olarak kayıt altına alınır. Şekil 6' da zamana bağlı parçacık hızı



diyagramı örneği görülmektedir.

Şekil 6 Patlatma kaynaklı oluşan sarsıntının zamana bağlı parçacık hızı diyagram örneği

Şekil 6' da görüldüğü üzere her bir pik kendi zamanında infilak eden delik veya delik gurubunu göstermektedir. İki pik arası geçen zaman, o iki deliğin veya delik gurubun arasındaki gecikme süresini göstermektedir. Lakin bu bariz zaman farkı uzun periyotlu gecikme sürelerinde görülebilmektedir. Kısa gecikme sürelerinde dalga formu sönümlenemediğinden oluşan dalgalar üstüste binerek süperpoze olmakta ve hangi deliğin hangi zamanda infilak ettiği belirlenememektedir. Şekil 7' de dalgaların süperpoze olduğu kısa gecikme düzeninde kayıt altına alınmış diyagram örneği görülmektedir.



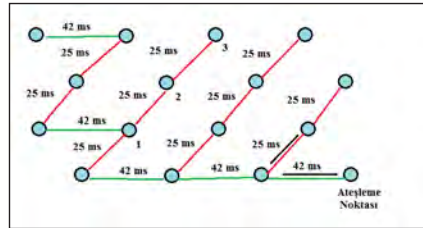
Şekil 7 Kısa gecikme süreli patlatmalarda süperpoze dalga formu diyagramı

4 SAHA ÇALIŞMASI

Gerçekleştirilen çalışma, muhtelif sahalarda VOD ölçüm tekniği ve Sarsıntı dalga formu diyagramı irdelenerek yerüstü patlatması ve yeraltı galeri patlatması olmak üzere 4 ayrı atım gerçekleştirilmiş, elektriksiz ve elektronik ateşleme sistemlerinde delikler arası gecikme sürelerinin doğruluk ve tutarlılıkları irdelenmeye çalışılmıştır.

4.1 VOD Ölçümü İle Gecikme Tayini

Yapılan çalışmada elektriksiz ve elektronik ateşleme sistemleri ile aynı gecikme tasarımı hazırlanmış Delik içi 500 ms Delikler arası 42 ms Sıralar arası 25 ms gecikme olacak şekilde tasarlanmıştır. Ölçümlerde gecikme süresi tutarlılığını tespit etmek adına en az 3 delik te ölçüm almak gerekmektedir. 3 delikten alınan ölçüm aynı gecikme süresi ile devam eden ateşlemede 2 adet gecikme süresi verisi verecektir. Şekil 8'de örnek gecikme tasarımı ve ölçüm alınan deliklerin konumları görülmektedir.



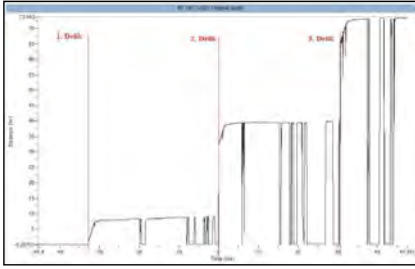
Şekil 8 Çalışmada gerçekleştirilen örnek gecikme tasarımı ve ölçüm alınan delik konumları

4.1.1 VOD Ölçüm Sonuçları

Elektronik ve Elektriksiz olmak üzere yapılan iki adet patlatmadan 2 şer adet olmak üzere toplam 4 adet veri elde edilmiştir.

4.1.1.1 Elektriksiz kapsül Ölçüm Sonucu

Şekil 9’ da yapılan ölçümün Mrel DataTrap ölçüm sonucu görülmektedir. Buna göre 1.ve 2. Delikler arasındaki gecikme süresinin 25 ms olması gerekirken sapmalardan dolayı 33 ms’ye çıktığı görülmektedir. Aynı şekilde 2. Ve 3. Delik arasındaki gecikmenin 6 ms fazla sapmaya uğrayarak 25 ms yerine 31 ms ölçülmüştür.



Şekil 9 Elektriksiz kapsül ile yapılan atımın Mrel DataTrap verileri

Tablo 1’ de olması gereken ve gerçekte ölçülen gecikme süreleri görülmektedir.

Tablo1 Elektriksiz kapsül gecikme süreleri ve veri özeti

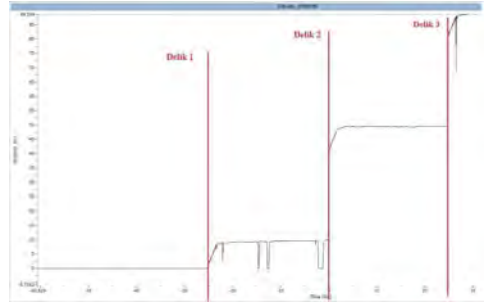
Delik Numarası	Delik içi Gecikme Süresi (ms)	Delikler Arası Gecikme Süresi (ms)	Ölçülen Gecikme Süresi (ms)
1	500	25	~33
2			
2	500	25	~31
3			

Tablo 1’de görüldüğü gibi elektriksiz kapsüller ile yapılan gecikme tasarımında 2 ve 3 nolu delikler olması gereken ateşlenme sürelerinden +% 1 oranında sapma

gerçekleşerek ateşlenmiştir. Bu durum, gecikme tasarımında belirlenen ateşleme zamanların da farklılık yaşandığı anlamına gelmektedir. Ayrıca sapma oranlarının farklı olması, zamanlamaların tutarsız olduğunu da göstermektedir.

4.1.1.2 Elektronik Kapsül Ölçüm Sonucu

Aynı şekilde elektronik kapsüller kullanılarak delikler arası 25 ms gecikme tayin edilerek test ölçümü yapılmıştır. Şekil 10’ da yapılan ölçümün Mrel DataTrap ölçüm sonucu verilmiştir.



Şekil 10 Elektronik kapsül ile yapılan atımın Mrel DataTrap verileri

Ölçüm sonuçları Tablo’ de özet olarak sunulmuştur.

Tablo 2 Elektronik kapsül gecikme süreleri ve veri özeti

Delik Numarası	Delikler Arası Gecikme Süresi (ms)	Ölçülen Gecikme Süresi (ms)
1	25	~25
2		
2	25	~25
3		

Yapılan testlerde her iki gecikmenin de yaklaşık olarak 25 ms olarak ölçüldüğü ve 0.1ms altında bir sapma olduğu görülmüştür.

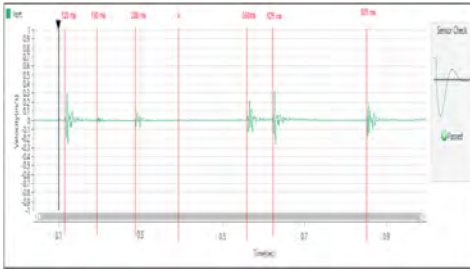
4.2 Sarsıntı Dalga Formu Diyagramı ile Gecikme Tayini

Yer altı galeri veya tünel patlatmaları, yerüstü basamak patlatmalarına göre uzun periyotta gerçekleşmektedir. Elektriksiz ateşleme sistemi ile patlatma süreleri 0 ms'den 7000 ms ye kadar devam etmekte ve gecikme süresi maksimum aralığı 500 ms'ye kadar ulaşmaktadır. Yapılan çalışmada aynı ayna paterni üzerinde Elektriksiz ve Elektronik Ateşleme sistemi ile 2 farklı gecikme tasarımları yapılmıştır. Sarsıntı kayıt cihazı, atım bölgesinden 60 metre uzaklığa konumlandırılıp patlatma kayıt altına alınmıştır.

4.2.1 Sarsıntı Dalga Formu Diyagram Sonuçları

Elektronik ve Elektriksiz olmak üzere yapılan iki adet patlatmadan üzere toplam 12 adet veri elde edilmiştir

4.2.1.1 Elektriksiz Kapsül Ölçüm Sonucu



Şekil 11' de yapılan ölçümün dalga formu diyagramı ve Tablo 3' de ise gecikme süreleri görülmektedir.

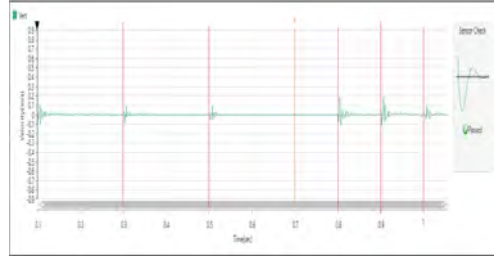
Şekil 11 Sarsıntı dalga formu diyagramı ve deliklerin ateşlenme zamanları

Tablo 3 Elektriksiz kapsül gecikme süreleri ve veri özeti

Tasarım Gecikme Süresi (ms)	Ateşlenen Gecikme Süresi (ms)
100	120
200	190
300	290
400	Ölçüm Alınamadı
500	580
600	625
800	885

4.2.1.2 Elektronik Kapsül Ölçüm Sonucu

Şekil 12' de yapılan ölçümün dalga formu diyagramı ve Tablo 4' de ise gecikme parametreleri çıktı özeti görülmektedir.



Şekil 12 Sarsıntı dalga formu diyagramı ve deliklerin ateşlenme zamanları

Tablo 4 Elektronik kapsül gecikme süreleri ve veri özeti

Tasarım Gecikme Süresi (ms)	Ateşlenen Gecikme Süresi (ms)
100	~100
300	~300
500	~500
700	Ölçüm Alınamadı
800	~800
900	~900
1000	~1000

Sarsıntı ölçümü ile alınan sonuçlarda uzun gecikme periyotlu gecikme sürelerinin

sapma miktarlarının fazla olduğu görülmektedir. Ölçüm sonuçlarına göre elektriksiz ateşleme sistemleri ile elektronik ateşleme sistemleri arasındaki doğruluk farkları ve sapma oranları Tablo 5’da açıkça görülebilmektedir.

Tablo 5 Karşılaştırmalı veri ölçüm özeti

Elektriksiz Ateşleme Sistemi				Elektronik Ateşleme Sistemi			
Tasarım Gecikme Süresi (ms)	Ateşlenen Gecikme Süresi (ms)	Sapma Farkı (ms)	Sapma Oranı (%)	Tasarım Gecikme Süresi (ms)	Ateşlenen Gecikme Süresi (ms)	Sapma Farkı (ms)	Sapma Oranı (%)
100	120	20	+% 20	100	~100	~0	~%0
200	190	10	-% 5	300	~300	~0	~%0
300	290	10	-% 3.3	500	~500	~0	~%0
400	Ölçüm Alınmadı	-	-	700	Ölçüm Alınmadı	-	-
500	580	80	+% 16	800	~800	~0	~%0
600	625	25	+% 4.2	900	~900	~0	~%0
800	885	85	+% 10.6	1000	~1000	~0	~%0

(Sarsıntı)

Yer altında patlatmalarında daha fazla gecikme ihtiyacı olduğundan daha uzun süreli gecikmeler kullanılmakta, bu sebeple daha büyük süre sapmaları yaşanmaktadır. En büyük sapma oranı olarak 100 ms süreye sahip kapsülde iken en yüksek sapma miktarı ise 800 ms süreye sahip kapsülde bulunmaktadır. 100 ms ‘deki %20 lik bir sapma kabul edilebilir sapma limitinin dışında gibi görülmektedir. Diğer gecikme sürelerine bakıldığında oranın ortalama % 7-8 olduğu söylenebilmektedir. Yani 7000 ms gecikmeye sahip bir elektriksiz kapsülün 6500-7500 ms bandında patlayabilme olasılığı bulunmaktadır. Bu oranlar doğrultusunda patlayıcının oluşturduğu enerjiyi kontrol etmek zorlaşacak ve patlatma sonucunun olumsuz etkilenmesi kaçınılmaz olacaktır.

Ayrıca, 400 ms ve 700 ms değerlerinde ölçüm alınamamıştır. Bu durumun sebebinin belirlenmesi için tasarım parametrelerinin

tekrardan gözden geçirilerek ayrıca irdelenmesi gerekmektedir.

5 SONUÇ

Mevcut çalışmada veriler, milisaniye hassasiyetinde elde edilmiş ve değerlendirilmiştir. Elektronik ateşleme sistemleri ile yapılan patlatmalardan elde edilen veriler gecikme süresi sapmalarının 0.1ms hassasiyetinin altında olduğunu göstermektedir. Elektronik ateşleme sistemlerinin gecikme sürelerindeki sapma miktarlarının daha hassas tayin edilebilmesi için laboratuvar ortamında çalışılmalı ve ölçümler alınmalıdır.

Kullanılan ateşleme sistemi kaynaklı üretim verimi ve işletme maliyeti iyileştirme çalışmaları 1 ms hassasiyet ile kontrol altına alınabilmektedir. Fakat elektriksiz ateşleme sistemleri ile ateşleme tasarımı yapılırken elde edilen ateşleme süreleri doğru ve tutarlı olarak kabul edilmekte, bu amaç doğrultusunda kullanılan bilgisayar programları ise ateşleme sistemlerine göre, gecikme sürelerindeki sapma oranlarını tasarıma ekleyememektedir. Bu durum elde edilen tasarım ile sahalarda gerçekleştirilenin farklı olması anlamına gelmektedir. Gecikme sürelerinde ki sapma oranı(+-%) arttıkça istenilen sonuçlardan uzaklaşmaktadır. Bu durumda aşağıdaki konularda olumsuz durumları beraberinde getirebilir;

- Tane boyu dağılımının bozulması
- Yığın geometrisinin bozulması
- Cevher-pasa karışımının artması
- Deforme olmuş ayna yüzeyi oluşması
- Patlatma sonrası geri örselemenin artması
- Çevresel Problemlerin ortaya çıkması (Hava şoku, sarsıntı, taş savrulması vb.)

Bu parametrelerin tahkimat, yükleme, taşıma, kırma ve zenginleştirme maliyetlerini doğrudan etkileyen parametreler olduğu ve işletme maliyetlerini büyük oranda etkilediği görülmektedir. Önümüzdeki süreçte yeni teknolojik ürünlerin sahalarda kullanımının mühendislik desteği ile artırılıp birim maliyetler yerine toplam üretim maliyetlerinin azaltılması hedeflenmelidir. Bu çalışmada ateşleme sistemlerindeki teknolojinin hangi yönde işletmelere ne gibi faydalar sağlayacak iyileştirmeler içerdiği vurgulanmaya çalışılmıştır.

KAYNAKLAR

- Barkley T.L., 2011, The Fundamentals of a Good Electronic Initiation System Program, *In Proc ISEE 37rd Annual on Explosives and Blasting Technique* (s 3)
- Bratun J., Kortnik J., 2011, The possibility of use of the Electronic Initiation Systems in Slovene Mining Industry, *In Proc ISEE 37rd Annual on Explosives and Blasting Technique* (s 3-6)
- Castro J.S., Hoffman.J.M., 2015, Overlapping Timing Analysis for a Single Blast Hole, *n Proc ISEE 41rd Annual on Explosives and Blasting Technique* (s.1-7)
- Davey Bickford SP Electronic Detonators Best Practice Training Document
- Koekemoer A., Landman G., 2011 Rapid Advances in Electronic Initiating Systems, *In Proc ISEE 37rd Annual on Explosives and Blasting Technique* (s 2)
- Mrel DataTrap User Manual
- Wedding W.C., Hoffman.J.M., Lask B.T., 2011, Electronic Detonator and Modern Non-Electric Shocktube Detonator Accuracy, *n Proc ISEE 41rd Annual on Explosives and Blasting Technique* (s.10)

IV

PATLATMA UYGULAMALARI

BLASTING PRACTICES AND EVALUATION

AKH Demiryolu Projesi Kapsamında Gerçekleştirilen Patlatmalı Tünel Kazılarında Yelpaze Çekme Metodunun Uygulanması ve Değerlendirilmesi

Implementation of Fan-Cut Method in Tunnel Excavations by Drilling and Blasting within the Scope of AKH Railway Project

E. Alan, D. Şimşek, A. Domaç

Yapı Merkezi İnşaat ve Sanayi A.Ş., Kombolcha, Etiyopya

ÖZETYapı Merkezi İnşaat ve Sanayi A.Ş. tarafından yapımı devam eden Awash-Kombolcha-Hara Gebaya (AKH) Demiryolu Projesi kapsamındaki tünellerde kazı yapılırken konvansiyonel sistem uygulanmakta, formasyonun kaya olduğu tünellerde delme-patlatma yöntemi ile tünel kazıları emniyetli ve verimli bir şekilde gerçekleştirilmektedir.

Delme ve patlatma yöntemi ile gerçekleştirilen tünel kazıları için tasarlanan ve uygulanmakta olan Yelpaze Kesme (Fan-Cut) yöntemi ve sonuçları, uygulamalı mühendislik alanında hazırlanan bu bildiride sunulmuştur.

ABSTRACT Within the scope of Awash–Kombolcha –Hara Gebaya (AKH) Railway Project, which is being constructed by Yapı Merkezi Cons. & Ind. Inc., conventional system is being used and in rock formations the tunnel excavations are being continued by drilling and blasting method in a safe and efficient manner.

The Fan-Cut method, which has been designed and implemented for tunnel excavations by drilling and blasting, and the results of the implementations are presented in this study of applied engineering.

1 GİRİŞ

Amik Ovası’ndan Türkiye’ye giriş yaparak ülkemizde “Doğu Anadolu Fay Hattı” ismini alan dünyanın en büyük fay hattı olarak bilinen Rift Vadisi’nin başladığı, 3,2 milyon yıl yaşındaki Lucy’nin vatanı, Afrika Kıtası’nda sömürge edilememiş tek ülke olan Habeşistan topraklarında 1993 yılında yapılan halk oylaması sonucu kurulan, savanalar ve kahve ülkesi Etiyopya’da yapımı devam eden AKH Demiryolu Projesi, Yapı Merkezi İnşaat ve Sanayi A.Ş. yüklenimi altında inşa edilmektedir.

AKH Demiryolu Proje güzergâhının jeolojik yapısı genellikle magmatik kayalardan oluşmaktadır. Proje kapsamında kaya olan formasyonlarda yapılmakta olan tüm kazı çalışmalarında, mekanik

yöntemlerden ve delme-patlatma teknolojilerinden faydalanılmaktadır.

Delme-patlatma yöntemi, proje bünyesindeki makineler ile kazının teknik ve ekonomik açıdan uygun olmadığı formasyonlarda gerçekleştirilmektedir. Bu tercih hem yer üstü faaliyetleri, hem de yer altı faaliyetleri için geçerlidir. Jeolojik yapının kaya olduğu formasyonlarda yapılan tünel kazılarında delme-patlatma metodu uygulanmakta olup, Langefors (Langefors ve Kihlström 1979) ve Olofsson (Olofsson 2002) formüllerinden faydalanarak başlangıç paternleri hazırlanmış, reel şartlara uygun olarak paternler revize edilerek geliştirilmiş, Fan-Cut, Burn Cut ve V-Cut yöntemleri ifa edilmiş, tüm patlatma uygulamalarında başarılı sonuçlara ulaşılmıştır.

2 GENEL BİLGİLER

2.1 AKH Demiryolu Projesi

Proje tasarımı, Yapı Merkezi tarafından yapılmakta, imalatlar devam etmektedir. Demiryolu güzergâhı Awash'dan başlamakta, Amibara, Shewarobit, Senbete, Karakore, Mekoy, Kombolcha, Hayk, Mersa'dan geçip Hara Gebaya'da sona ermektedir (Şek. 1, 2).

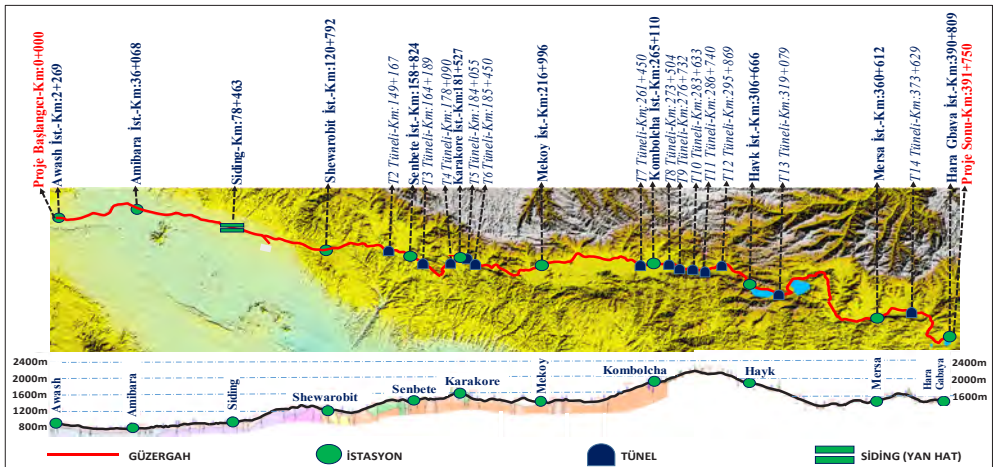
Bünyesinde 10 adet istasyon (Çiz. 1) bulunan demiryolu hattı, Etiyopya halkına raylı sistem ile; hem emniyetli, konforlu ve hızlı ulaşım imkânı sunacak, hem de yük-eşya vs. taşıyarak ülke ekonomisine ve kalkınmasına büyük katkı sağlayacaktır.

Çizelge 1. Proje hakkında genel bilgiler

Hat uzunluğu	Direkt hat uzunluğu	391,75 km
	İstasyon, Siding vd. dahil hat uzunluğu	446 km
Proje hızı	Yolcu taşımacılığı	120 km/sa
	Yük taşımacılığı	80 km/sa
Tünel bilgileri	Tünel sayısı	13 adet
	Toplam tünel uzunluğu	9.386 m
Köprü-viyadük bilgileri	Köprü-viyadük sayısı	55 adet
	Köprü-viyadük uzunluğu	6.274 m
Üst geçit bilgileri	Üst geçit sayısı	10 adet
	Toplam üst geçit uzunluğu	569 m
Alt geçit bilgileri	Alt geçit sayısı	1 adet
	Alt geçit uzunluğu	60 m
Menfez bilgileri	Menfez sayısı	874 adet
	Toplam menfez uzunluğu	44.390 m
İstasyon sayısı		10 adet
Toprak işleri miktarı (Kazı + Dolgu)		~90x10 ⁶ m ³



Şekil 1. Awash – Kombolcha - Hara Gebaya Demiryolu Proje güzergâhının Etiyopya haritası üzerinde görünümü



Şekil 2. AKH Demiryolu Projesi güzergâhı yerleşimi ve planlanan istasyonlar

3 AKH DEMİRYOLU PROJE GÜZERGAHININ JEOLJİK YAPISI

AKH Demiryolu Proje güzergâhında Ancharo ve Ashangi Formasyonları hâkimdir.

3.1 Ancharo Formasyonu

Ancharo Formasyonu; Oligosen-Miosen (~33,90-5,33 milyon yıl önce) isimli jeolojik zamanlarda oluşmuştur. Volkanizma ile oluşmuş asit magmatik kayalar kapsar. Bu formasyon içerisinde dört farklı litoloji

gözlemlenmiştir. Bu litolojilerin isimleri aşağıda olup Ancharo Formasyonu'nda bulunan T4 Tüneli'nin geoteknik değerleri Çizelge 2'de verilmiştir.

1. Riyolitik lav akıntısı
2. Camı bazalt
3. Pumis
4. Asidik ignimbirit/aglomera

Çizelge 2. T4 Tüneli güzergâhının geoteknik değerleri (Ancharo Formasyonu)

Mühendislik özellikleri	Simge	Değerler Birim
Tünel kazı kesit yüksekliği (Standart kesit)	h	10,45 m
Tünel kazı kesit yüksekliği (Enlarged kesit)	h	11,47 m
Tünel kazı çapı (Standart kesit)	D	8,06 m
Tünel kazı çapı (Enlarged kesit)	D	10,35 m
Kaya yoğunluğu	γ	2,62 t/m ³
Kaya kalite göstergesi	RQD	66,00 %
Statik elastisite modülü	$E_{(s)}$	15,00 GPa
Elastisite modülü	$E_{(m)}$	1.000,00 MPa
Kayanın içsel sürtünme açısı	ϕ	46,00 °
Kohezyon kuvveti	c	100,00 kPa
Poisson oranı	ν	0,23 ---
Kesme dayanımı	c_m	900,00 kPa
Tek eksenli basınç dayanımı	σ_{yb}	5,78 MPa
Kaya maddesinin tek eksenli basınç dayanımı	σ_{lab}	89,00 MPa

3.2 Ashangi Formasyonu

Ashangi Formasyonu; Eosen-Oligosen (~56,00-23,03 milyon yıl önce) olarak adlandırılan jeolojik zamanlarda oluşan traki bazalt ve traki andezit isimli kayalardan oluşmuştur. Ashangi formasyonu içerisindeki litolojilerin isimleri aşağıdadır.

1. Traki bazalt
2. Porfiri bazalt
3. Traki andezit
4. Bazaltik ignimbirit/aglomera

Kaya sınıflama sistemi olarak tünellerde RMR (Rock Mass Rating, Bienawski, 1976) kullanılmakta, RMR değerine göre kazı ve tahkimat yapılmaktadır (Çiz. 3).

Çizelge 3. RMR değerine göre uygulanan tünel kazı ve tahkimatı (Erkoç 2010, Alan 2013)

RMR değeri	Kaya kalitesi	Patlatmalı kazı gerekliliği	Önerilen kazı ve destekleme sıralaması
0-20	A5-Çok zayıf	Patlatmaya gerek yok	Destekle, süren çak, patlat (lokal)
21-40	A4-Zayıf	Gevşetme patlatması, patlatma gerek yok.	Az ilerle, patlat, destekle
41-60	A3-Orta	Patlatma var, ilerleme uzun olmayabilir. Fazla kazı çıkabilir, destekleme gerekmez.	1 raund ilerleme, 1 raund destekleme
61-80	A2-İyi	Patlatma var. Patlat, patlat, destekle	2-3 raund tahkimatsız bırakılabilirsin.
81-100	A1-Çok iyi	Patlat, ... destekle	4, 5, 6, ... raund patlat ama yine de destekle

4 PROJE KAPSAMINDAKİ TÜNELLERE AİT BİLGİLER (1. ETAP)

AKH Demiryolu Projesi kapsamında 1.Etapta yer alan tünellerin maksimum örtü kalınlıkları 42 metre ile 322 metre arasında değişmektedir. T4 Tüneli üzerindeki sarp araziden dolayı, planlanan düşey sondaj noktalarına ulaşılammıştır. Gerekli sondajlar yapılarak geoteknik bilgiler elde edilemediği için muhtemel jeolojik riskleri bertaraf etmek amacı ile tünel içerisinde yapılan sismik yöntem ile (TSP-Tunnel Seismic Prediction) kazılacak formasyon hakkında jeolojik ve geoteknik bilgiler elde edilmiştir. Formasyonların mühendislik özelliklerine göre, tahkimat tipi ve tünel kesitleri 5 grupta tasarlanarak inşa edilmektedir.

Projemizdeki tüneller iki kesitte imal edilmektedir. Bunlardan birincisine “Standart Kesit” adı verilmekte olup bünyesinde kaçış yolu bulunmayan tek hat demiryolu tünellerini temsil etmektedir. “Enlarged Kesit” tüneller ise bünyesinde insan kaçış yolu bulunan, toplam uzunluğu 1 km’den fazla olan geniş kesitli tünelleri temsil etmektedir. Kaçış tünellerinin yapılış amacı, işletme sırasında tünel içerisinde meydana gelebilecek olası bir yangın esnasında yolcuların emniyetli ve hızlı bir şekilde tünelden tahliye olmalarıdır.

İmalatı tamamlanan tünellere ait bilgiler Çizelge 4 ve Çizelge 5’de yer almaktadır.

Çizelge 4. Tünel kazı kesitleri

Tünel Tip Kesitleri	Kazı alanları (m ² /m)			
	Üst yarı (m ²)	Alt yarı (m ²)	Taban (m ²)	Toplam alan (m ²)
A5 Enlarged-max.	67,164	28,966	5,226	101,356
A5 Enlarged-ort.	62,856	28,966	5,226	97,047
A5 Enlarged-min.	58,548	28,964	5,226	92,738
A4 Enlarged	56,560	29,686	5,226	91,742
A3 Enlarged	53,140	29,360	-	82,500
A5 Standart-max.	45,876	30,464	2,198	78,538
A5 Standart-ort.	41,465	30,422	2,198	74,084
A5 Standart-min.	37,054	30,378	2,198	69,630
A4 Standart	44,440	21,670	2,198	68,308
A3 Standart	43,420	19,310	-	62,730
A2 Standart	-	-	-	62,000
A1 Standart	-	-	-	61,270

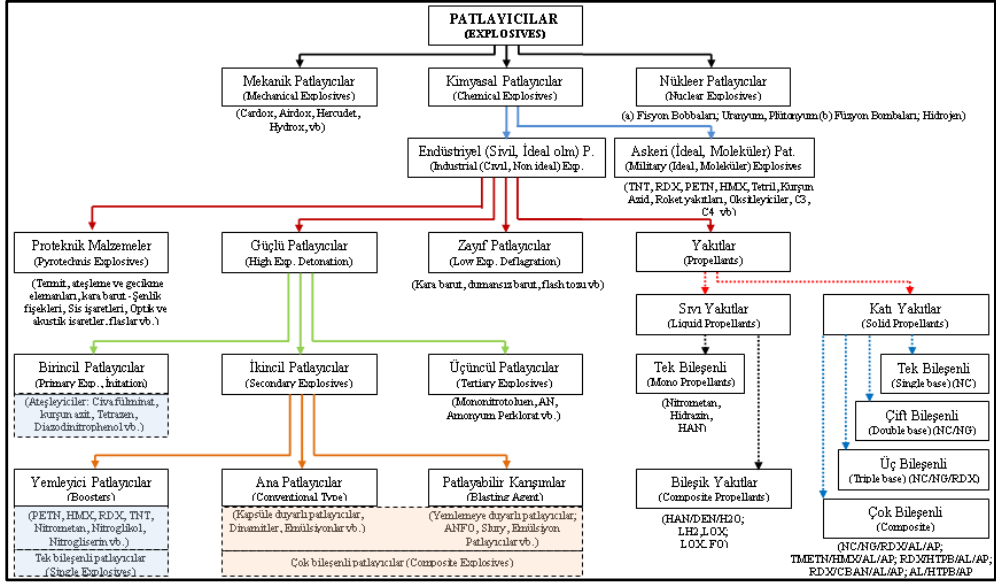
Çizelge 5. İmalatı tamamlanmış olan tünellere ait bilgiler

Tüneller	Başlangıç Km	Bitiş Km	Tünel uzunluğu (m)	Maksimum örtü kalınlığı (m)	Formasyon & Kaya adı	Kaya sınıflarına göre tünel uzunlukları					TOPLAM (m)
						A5 RMR (<20) (m)	A4 RMR (20-40) (m)	A3 RMR (40-60) (m)	A2 RMR (60-80) (m)	A1 RMR (80-100) (m)	
T2 Tüneli Standart Kesit	149+167	149+355	187,00	42	Bazalt	-	187,00	-	-	-	187,00
T3 Tüneli Standart Kesit	164+189	164+545	385,00	47	Bazalt	-	86,50	298,50	-	-	385,00
T4 Tüneli Standart Kesit	178+090	179+620	1.000,90	322	Riyolit	-	201,20	799,70	-	-	1.000,90
T4 Tüneli Enlarge Kesit	-	-	525,50	-	Kil	207,00	318,50	-	-	-	525,50
T5 Tüneli Standart Kesit	184+055	184+458	403,00	44	Riyolit	-	282,70	120,30	-	-	403,00
T6 Tüneli Standart Kesit	185+450	185+772	326,05	80	Riyolit	-	326,05	-	-	-	326,05
T7 Tüneli Standart Kesit	261+450	261+737	287,00	49	Bazalt	-	176,85	110,15	-	-	287,00
Standart Kesit-Toplam tünel uzunluğu			2.588,95			-	1.261,30	1.328,65	-	-	2.588,95
Enlarge Kesit-Toplam tünel uzunluğu			525,50			207,00	318,50	-	-	-	525,50
Genel Toplam tünel uzunluğu			3.114,45			207,00	1.578,80	1.328,65	-	-	3.114,45
RMR değerine göre tünel uzunlukları (%)						6.65%	50.69%	42.66%	0%	0%	100%

5 PATLATMALAR HAKKINDA GENEL BİLGİLER

Mekanik yöntemlerle kazılması teknik ve/veya ekonomik açıdan uygun olmayan kayalar ana kütleden koparmada alternatif bir yöntem olan patlatmalı kazı tekniği, günümüzde yoğun olarak kullanılmaktadır.

Endüstriyel (sivil) patlayıcılar (Şek. 3) kullanılarak uygulanan bu yöntem; uygulamada elde edilen tecrübe, teknolojiye gelişmeler ve ilk yatırım maliyetinin düşük olması sebepleri ile tercih edilmektedir.



Şekil 3. Patlayıcı maddelerin sınıflandırılması (Alan 2013)

Çevreden herhangi bir maddenin katkısı olmadan, ısı, basınç, darbe, şok ve/veya elektrik akımı etkisi ile ses üstü hızda (>340 m/s) kimyasal reaksiyona girerek ani yüksek sıcaklık ile birlikte büyük hacimlerde gaz haline dönüşebilen; katı, sıvı veya gaz haldeki, organik veya inorganik, kimyasal bileşim ve/veya karışımlara “Patlayıcı Madde” denir (Alan 2013). Patlayıcı maddelerin bu reaksiyonu sonucunda meydana gelen olaya “Patlama” adı verilir.

Patlayıcı maddeler, ısı, darbe, şok vb. etkilerle detonasyona uğradıklarında (ses üstü hızda reaksiyona girdiklerinde) oluşan yüksek basınçlı şok dalgaları reaksiyon zonu ve Chapman-Jouget düzleminin önünde yer alır. Bu şok dalgaları patlayıcı madde atomlarının iyon hale geçmesini sağlayarak patlayıcı

madde kolonu içerisinde ilerler (detonasyon devam eder). Reaksiyonunun tamamlandığı bölgede oluşan gazlar genişlererek kayaya yüksek basınçta kuvvet uygular.

Detonasyon sonucu oluşan ve kayaya 280.422 kg/cm²'ye kadar basınç uygulayan (Orica Sweden, SEB Course, 2016) şok dalgaları kayacın içerisinde ilerlerken kayadaki mikro çatlakları geliştirir, daha büyük çatlaklar oluşturur. Süreksizlik, serbest yüzey, dokanak, su vb. nedenlerle bir kısmı yansıyan şok dalgaları kayanın dayanımını yenemeyecek aşamaya gelene kadar kırma devam eder. Şok dalgasının kayayı kırarak enerjisi kalmadığında kayıp enerji olarak sönümlenene kadar formasyon içerisinde hareket eder. Yüksek basınçlı büyük hacimli gazlar (1 kg patlayıcı detone olduğunda ~850-1.000 litre gaz açığa çıkarır) kaya içerisinde

mevcut ve/veya şok dalgalarının oluşturduğu çatlaklara dolara kama etkisi ile kayacı kırar ve öter.

Patlatma sonucu oluşan enerjiler, kullanım açısından iki ayrı kategoride değerlendirilir.

1. Faydalı enerji (Şok enerjisi, Gaz enerjisi)
2. Kayıp enerji (Isı enerjisi, Işık enerjisi, Ses enerjisi, Sismik enerji)

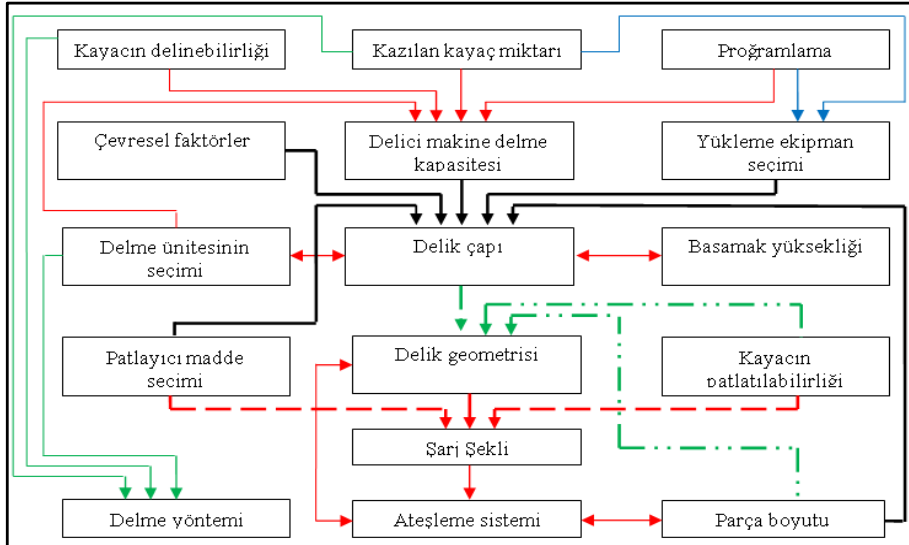
5.1 Patlatmalı Tünel Kazıları

Patlatmalı tünel kazısı yapılacak ortamlarda genellikle tek serbest yüzey olduğu için yüzey patlatmalarına göre daha fazla enerjiye ihtiyaç duyulmaktadır. Tünelde yapılan patlatmalı kazılarda ikinci serbest yüzey, kesme bölgesiyle oluşturulur. Kesme bölgeleri geometrik konumlarına göre adlandırılmakta

olup patlatmalı tünel kazısı yaparken Yelpaze, Paralel, V, Piramit kesme yöntemleri tek tek veya kombine halde uygulanmaktadır. Tamamlanış olan patlatmalı tünel kazılarında Yelpaze Çekme (Fan-Cut) metodu yoğun olarak ifa edilmiştir.

5.2 Patlatmalı Tünel Kazılarında Önemli Parametreler

Patlatmalı tünel kazısı tasarımı yaparken kontrol edilebilir parametreler ve kontrol edilemeyen parametreler etkindir. Kontrol edilemeyen etkenlerden biri olan formasyon; kontrol edilebilir parametreleri (delik boyu, delik çapı, özgül şarj, özgül delgi, patlayıcı madde seçimi, çevre, ortam, verim vd.) doğrudan etkilemekte olup tüm parametreler birlikte değerlendirilir (Şek. 4).



Şekil 4. Delme patlatma planlaması (Nitro Nobel 1996, Alpaydın 2007, Alan 2013)

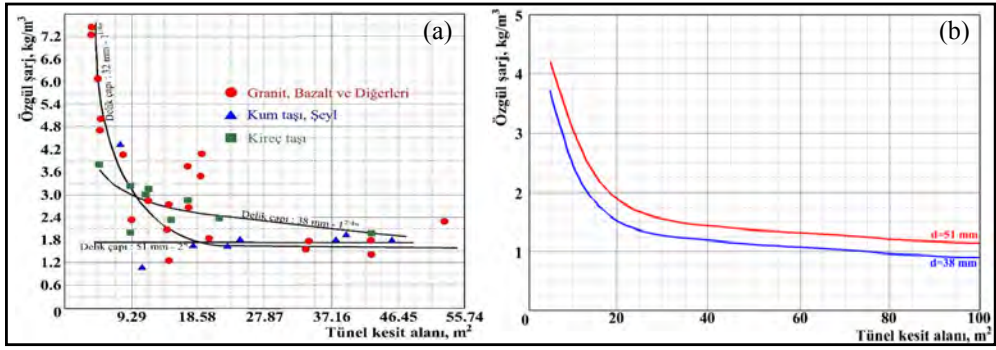
Formasyon: Tünel kazı işlerinde kontrol edilemeyen faktörlerden biri olan formasyon, uygulanacak kazı yöntemini/yöntemlerini; buna bağlı olarak kazı adımını (ring boyu), delik çapı, özgül şarj vd. delme-patlatma parametrelerinin sayısal değerlerini kontrol etmektedir.

Delik Boyu: Tünel kazı işlerinde amaç, emniyetli, hızlı ve ekonomik ilerleme sağlamaktır. Kontrollü tünel patlatmaları

yapılarak kazılan tünellerde ilerleme hızını, delik boyu belirlemektedir. Fakat delik boyunu; formasyon, kaya kütle kalitesi, tünel kesiti, yapısal hasar riski, imkânlar vs. sınırlandırmaktadır. Patlatmalı tünel kazılarında delik boyunun, tünel genişliğinin %50'sinden büyük olmaması hedeflenmelidir (Olofsson 2002). Patlatmalı tünel kazılarında delik boyu uzadıkça tabanca yavaşma boşluğu ($L=10 \text{ cm}+3 \text{ cm/m delik boyu}$) artmaktadır.

Delik Çapı: Patlatmalı tünel kazılarında ihtiyacımız olan delikler önceden tasarlanan paterne uygun ve optimum çapta delinmelidir. Patlayıcı madde şarj yoğunluğunu (kg/m) kontrol eden delik çapı arttıkça enerji yoğunluğu artar. Büyük çaplı delikler; sarsıntıyı, pasanın savrulmasını ve örselenmeyi arttırdığı için delik çapının belirlenmesinde parametrelerin çok hassas değerlendirilmesi gerekmektedir. Genellikle; sehpalı tabancayla delinen deliklerin çapı 32-38 mm arasında, jumboların deldiği deliklerin çapları ise 38-51 mm arasında tercih edilir.

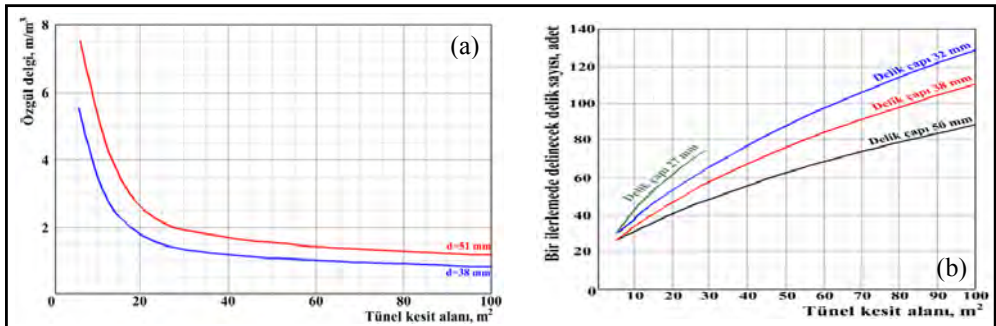
Özgül Şarj: 1 m^3 kayayı, ana kayadan koparıp ötelemek için sarf edilen patlayıcı madde miktarına “özümlü şarj” denir, birimi “ kg/m^3 ”tür. Özümlü şarjı etkileyen temel faktörler; jeolojik yapı (formasyon, süreksizlikler vd.), geoteknik parametreler (RQD, RMR, kayaç dayanımı vd.), tünel kesiti, delik boyu ve çapı, hafriyatın ardışık işlerde kullanılması vd. Şekil 5’teki grafiklerde görüldüğü üzere tünel kesit alanı, delik çapı ve kaya türü özümlü şarj miktarını doğrudan etkilemekte olup, sert kayaçlarda bu miktar artmaktadır.



Şekil 5. Tünel kesit alanı-özümlü şarj ilişkisi a) (ISEE 2009, Alan 2013), b) (Olofsson 2002)

Özümlü Delgi: 1 m^3 kayayı ana kayadan patlatarak koparabilmek için ihtiyacımız olan delik uzunluğuna “özümlü delgi” denir, birimi “ m/m^3 ”tür. Delik delme süresini ve patlayıcı madde şarj süresini, delgi makinası ve delme ekipmanı maliyetini (amortisman, tamir, bakım, onarım, yedek parça, diğer direkt ve indirekt maliyetler), kapsül sayısı ve patlayıcı

madde sarfiyatını doğrudan etkileyen, patlatma maliyetini oluşturan önemli parametrelerden biri olan özümlü delgi miktarını tünel kesit alanı, kesme metodu ve delik çapı belirleyici etkenlerdendir. Delik çapı küçüldükçe bir ilerlemede delinecek delik sayısı ve toplam delik uzunluğu artar (Şek. 6).



Şekil 6. a) Tünel kesit alanı-özümlü delgi ilişkisi (Olofsson 2002), b) Tünel kesit alanı-delik sayısı ilişkisi (Gokhale 2003, Alan 2013)

5.3 Orta Kesme (V-Cut) ve Yelpaze Kesme (Fan-Cut) Yöntemi

Yeraltı patlatma tasarımlarında uygulanan kesme yöntemlerinin temel prensibi, önceden tasarlanan paterne uygun olarak tünel aynasında delinen kesme deliklerinin kontrollü patlatılması ile ikinci serbest yüzeyi oluşturmaktır. Kesme bölgesi dışındaki delikler planlanan sıra ile ateşlenerek serbest yüzeye doğru patlatma gerçekleştirilir.

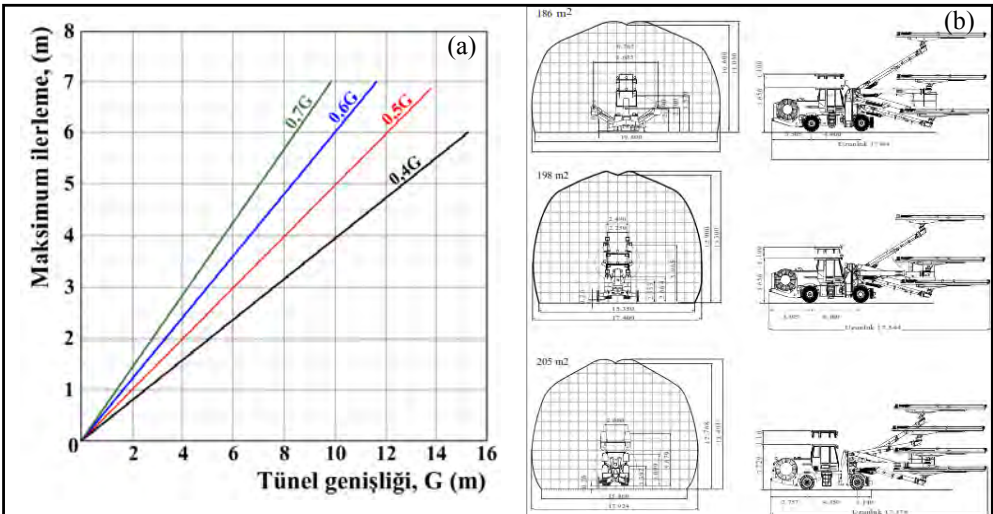
Fan-Cut, V-Cut uygulamasının asimetrik halidir. V-Cut ve Fan-Cut uygulamasındaki temel prensipler aşağıda açıklanmıştır;

- Kesme açısının (iç açısı) minimum 60 derece olması önerilmektedir. Kesme açısı 60 dereceden yüksek olduğunda patlatma verimi artar. Kesme açısı 60 dereceden küçük ise özgül patlayıcı madde sarfıyatı ve patlatma maliyeti yükselir. Böyle durumlarda alternatif kesme yöntemleri değerlendirilmelidir.
- Patlayıcı ve kapsülün olumsuz etkisini (duyarsızlaşma/sağırlaşma/desensitizasyon, ateşleme, ateş alma vd. riskler) bertaraf etmek için kesme deliklerinin dip kısımları arasında minimum 30 cm mesafe olmalıdır.
- Kapsül ateşlendikten sonra hafriyatın kesme bölgesindeki boşluğu

kilitlenmeden terk edebilmesi için, ardışık patlayacak delikler arasında yeterli gecikme süresi bulunmalıdır. Parçalanmış olan kayanın aynadan çıkış hızı; tünellerde 40-100 m/s, açık işletmelerde yapılan patlatmalarda 10-30 m/sn olduğu tespit edilmiştir (Alan 2001). Paternler tasarlanırken parçalanmış kayanın delikten çıkış hızı dikkate alınarak kapsül gecikme aralıkları itina ile belirlenmelidir.

- Teorik olarak tünel genişliğinin %40-70'i aralığında delik boyu (ilerleme uzunluğu, m/atım) hedeflenmelidir (Erkoç 1990).
- Tünel aynasına delinecek delikler önceden tasarlanan paterne uygun olarak delinmeli, deliklerin şarjı, sıkılaşması ve bağlantısı da paternde belirtildiği gibi ifa edilmelidir.

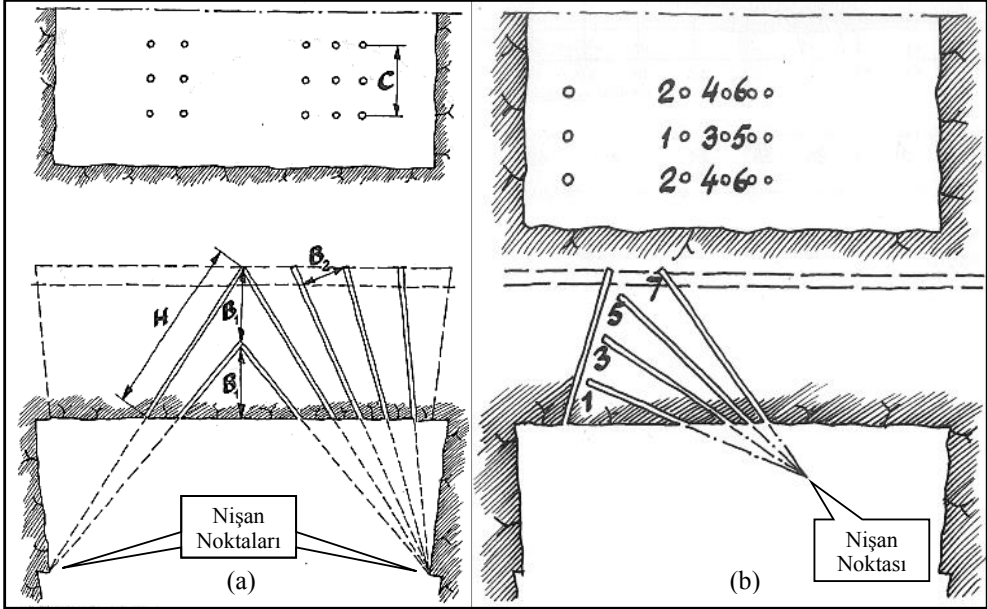
Aşağıdaki tünel genişliği-maksimum ilerleme grafiğinde (Şek. 7a) görüldüğü üzere delme-patlatma teknolojisi kullanarak tünellerde yapılacak kazılar tünel genişliği ile giriftir. Tünel maliyetine doğrudan etki eden ilerleme hızını maksimum seviyede tutmak için delici makineler (Jumbo) tünel kesiti, amaç ve patlatma metoduna uygun olmalıdır (Şek. 7b).



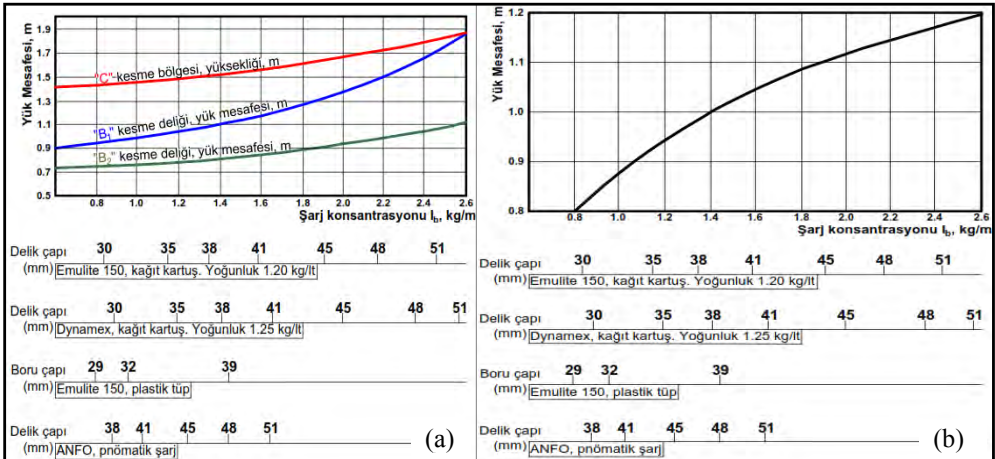
Şekil 7. a) Tünel genişliği-maksimum ilerleme ilişkisi (Erkoç 1990), b) Tünel kesitine uygun delici makine örnekleri

Patlatmalı tünel kazılarında uygulanan V-Cut ve Fan-Cut yöntemlerine ait delik tasarımı ve semboller aşağıda görülmektedir. Patlatmalı kazı yapılacak aynaya işaretlenmiş deliklerin delinmesi sırasında nişan noktalarına (Şek. 8)

riayet edilmesi patlatma verimi ve patlatma ekonomisi açısından hayati önem taşır. Olofsson'a ait formüller (Çiz. 6) kullanılarak V-Cut ve Fan-Cut patern tasarımı yaparken Şekil 9'daki abaklardan faydalanılmıştır.



Şekil 8. Kesme deliklerinin plan ve kesit görünüşleri (Olofsson 2002) a) V-Cut, b) Fan-Cut



Şekil 9. V-Cut ve Fan-Cut uygulanacak patern tasarımı yaparken kullanılacak abaklar (Olofsson 2002) a) Kesme bölgesi delik tasarımında referans alınacak abak b) Tarama, duvar, çevre ve taban bölgesi delik tasarımında referans alınacak abak

Çizelge 6. V-Cut ve Fan-Cut delik dizaynında kullandığımız ampirik formüller

Bölgeler	Parametre	Langefors ve Kihlström (1979)			Olofsson (2002)		
		Sembol	Formül	Birim	Sembol	Formül	Birim
Kesme Bölgesi	Dip şarj yoğunluğu	I_{dip}	$(3,14*(D^2)*P*S)/(4*1000)$	kg/m	I_b		kg/m
	Yük mesafesi	V	$I_{dip}*(30/D)*f$	m	B_1-B_2		m
	Delikler arası mesafe	E	$0,8*V$	m	S		m
	Dip şarj uzunluğu	H_{dip}	$(1/3)*H$	m	h_b	$(1/3)*H$	m
	Kolon şarj yoğunluğu	I_{kol}	$0,5*I_{dip}$	kg/m	I_c	$(0,3-0,5)*I_b$	kg/m
	Sıklama boyu	H_o	$0,3*V$	m	h_o	$0,3*B_1$ veya $0,5*B_2$	m
	Kolon şarj uzunluğu	H_{kol}	$H-(H_{dip}+H_o)$	m			m
Tarama Bölgesi	Dip şarj yoğunluğu	I_{dip}	$(3,14*(D^2)*P*S)/(4*1000)$	kg/m	I_b		kg/m
	Yük mesafesi	V	$I_{dip}*(30/D)$	m	B	B	m
	Delikler arası mesafe	E	V	m	S	$1,1*B$ veya $1,2*B$	m
	Dip şarj uzunluğu	H_{dip}	$(1/3)*H$	m	h_b	$(1/3)*H$	m
	Kolon şarj yoğunluğu	I_{kol}	$(0,4-0,5)*I_{dip}$	kg/m	I_c	$0,5*I_b$	kg/m
	Sıklama boyu	H_o	$0,5*V$	m	h_o	$0,5*B$	m
	Kolon şarj uzunluğu	H_{kol}	$H-(H_{dip}+H_o)$	m			m
Duvar Bölgesi	Dip şarj yoğunluğu	I_{dip}	$(3,14*(D^2)*P*S)/(4*1000)$	kg/m	I_b		kg/m
	Yük mesafesi	V	$I_{dip}*(30/D)$	m	B	$0,9*B$	m
	Delikler arası mesafe	E	V	m	S	$1,1*B$	m
	Dip şarj uzunluğu	H_{dip}	$(1/4)*H$	m	h_b	$(1/6)*H$	m
	Kolon şarj yoğunluğu	I_{kol}	$(0,3-0,4)*I_{dip}$	kg/m	I_c	$0,4*I_b$	kg/m
	Sıklama boyu	H_o	$0,5*V$	m	h_o	$0,5*B$	m
	Kolon şarj uzunluğu	H_{kol}	$H-(H_{dip}+H_o)$	m			m
Tavan Bölgesi	Dip şarj yoğunluğu	I_{dip}	$(3,14*(D^2)*P*S)/(4*1000)$	kg/m	I_b		kg/m
	Yük mesafesi	V	$I_{dip}*(30/D)$	m	B	$0,9*B$	m
	Delikler arası mesafe	E	V	m	S	$1,1*B$	m
	Dip şarj uzunluğu	H_{dip}	$(1/6)*H$	m	h_b	$(1/6)*H$	m
	Kolon şarj yoğunluğu	I_{kol}	$(0,3-0,4)*I_{dip}$	kg/m	I_c	$0,3*I_b$	kg/m
	Sıklama boyu	H_o	$0,5*V$	m	h_o	$0,5*B$	m
	Kolon şarj uzunluğu	H_{kol}	$H-(H_{dip}+H_o)$	m			m
Taban Bölgesi	Dip şarj yoğunluğu	I_{dip}	$(3,14*(D^2)*P*S)/(4*1000)$	kg/m	I_b		kg/m
	Yük mesafesi	V	$I_{dip}*(30/D)$	m	B	B	m
	Delikler arası mesafe	E	$0,8*V$	m	S	$1,1*B$	m
	Dip şarj uzunluğu	H_{dip}	H	m	h_b	$(1/3)*H$	m
	Kolon şarj yoğunluğu	I_{kol}	Yok	kg/m	I_c	I_b	kg/m
	Sıklama boyu	H_o	Yok	m	h_o	$0,2*B$	m
	Kolon şarj uzunluğu	H_{kol}	Yok	m			m

Langefors formüllerinde kullanılan diğer simgelerin anlamları ve ek bilgiler			
Diger Simgeler	D	mm	
	H	m	
	S	Dynamex M; kuvvet: 1, yoğunluk: 1,4 g/cm ³	
	P	kg/dm ³	

İç açi değerine göre düzeltme katsayısı	
AÇI (°)	f
60	1,0
75	1,1
90	1,2

Kayaç adı	Patlatmaya tepkisi	Patlatma direnci	Aşındırma özelliği	Açıklamalar	c katsayısı
Kılıçkaya Bazalt	İyi	Orta	Orta derece	Sivas, Şuşehri ilçesindedir. Delmeye dirençlidir.	0.375
Plakethi Kalker	Plastik	Düşük	Aşındırıcı	Şanlıurfa, Bozova ilçesindedir. Delmeye dirençsizdir.	0.230
Bazalt	İyi	Orta	Orta derece	Şanlıurfa, Bozova ilçesindedir. Delmeye dirençlidir.	0.375
Kutlular Dasit	İyi	Orta	Yüksek derece	Trabzon, Sürmene ilçesindedir. Delmeye dirençlidir.	0.450
Kutlular	İyi	Orta	Orta derece	Trabzon, Sürmene ilçesindedir. Delmeye dirençlidir.	0.650
Attepe Kalker	İyi	Orta	Düşük derece	Kayseri, Develi ilçesindedir. Delmeye dirençlidir.	0.350
Attepe	Plastik	Yüksek	Orta derece	Kayseri, Develi ilçesindedir. Delmeye dirençlidir.	0.600
Seydişehir Kalker	İyi	Orta	Düşük derece	Konya, Seydişehir ilçesindedir. Delme direnci ortadır.	0.350

Notlar: * Langefors, çalışmalarını İsveç Graniti'nde (c:0,4) Dynamex M (kuvvet:1) kullanarak yapmıştır. Formüllerle hesaplama yapılırken patlatılacak kaya özellikleri -0,4/c bağıntısı kullanarak- ve kullanılacak patlayıcı kuvvetine göre düzeltme yapılmalıdır.

** Olofsson'a göre patlatma tasarımı yaparken Şekil 8'deki abaklardan faydalanılır.

*** Türkiye'deki bazı kayaçlara ait "c katsayısı" değerleri Erkoç (1990)'dan alınmıştır.

6 AKH DEMİRYOLU PROJESİ'NDE V-CUT VE FAN-CUT YÖNTEMİ İLE PATLATMALI TÜNEL KAZISI

Projemiz kapsamında yapılan patlatmalarda sarf ettiğimiz patlayıcı madde, kapsül ve bağlantı elemanları Türkiye'den Cibuti'ye deniz yolu ile getirilmekte, konteynerler

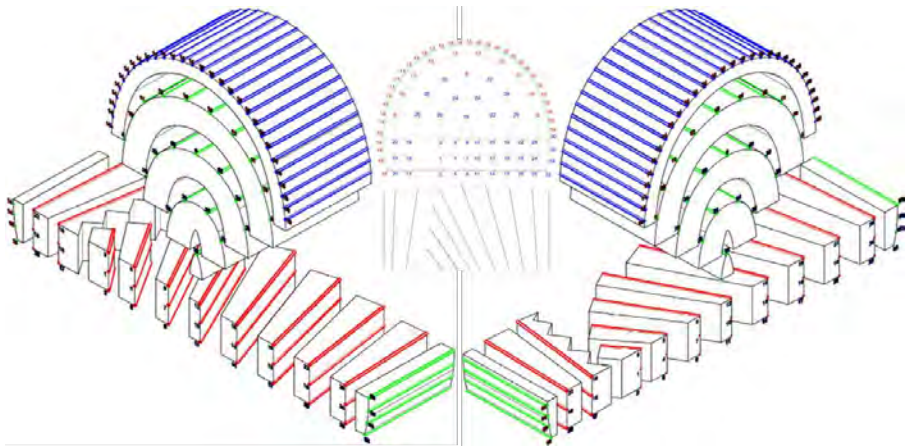
limanda tırlara yüklenerek karayolu ile depolarımıza (9 adet, toplam 1.475 ton patlayıcı madde ve 450.000 adet kapsül kapasiteli) nakledilmektedir.

Patlatmalı kazılarda kullanılan ürün bilgileri Çizelge 7'de görülmektedir. Standart kesit tünel kazılarında uygulanan Fan-Cut tasarımına ait 3D görünümü Şekil 10'dadır.

Çizelge 7. Patlatmalı kazılarda kullandığımız ürün, cihaz ve ekipman bilgileri

Patlayıcı madde bilgileri (Avrupa Birliği Kodu UN 1.1 D)										
Patlayıcı maddeler	Duyarlılık	Kartuş boyutları (mm)	Kartuş/Torba ağırlığı (kg)	İdeal patlama hızı (m/sn)	İdeal patlama basıncı (atm)	İdeal patlama sıcaklık (°K)	Yoğunluk (gr/cm ³)	Suya dayanımı	Patlama entalpisi (MJ/kg)	Raf ömrü (ay)
Powergel Magnum	Kapsüle Duyarlı	50*450	1,000	6.345	11.935	2.502	1,20	Çok İyi	3.684	12
Powergel Magnum 365	Kapsüle Duyarlı	27*225	0,155	6.437	121.400	2.943	1,20	Mükemmel	4.433	12
Powergel Magnum 365	Kapsüle Duyarlı	38*400	0,545	6.437	121.400	2.943	1,20	Mükemmel	4.433	12
Powergel P750-HANFO	Yemlemeye Duyarlı	65*500	2,000	6.195	11.0570	2.330	1,26-1,27	Mükemmel	3.100	6
ANFO	Yemlemeye Duyarlı	PPAN	25,000	4.850	48.960	2.946	0,78-0,80	Yok	3.890	6

Kapsül, bağlantı elemanları ve cihazlar											
Kapsüller			Non-el MS (milisaniye) ve LP (uzun periyot) kapsül bilgileri								
			Sıra no	Kapsül no	Gecikme	Sıra no	Kapsül no	Gecikme	Sıra no	Kapsül no	Gecikme
Elektrikli Kapsül			1	MS 1	25 ms	15	MS 15	375 ms	29	LP 10	1400 ms
			2	MS 2	50 ms	16	MS 16	400 ms	30	LP 11	1600 ms
			3	MS 3	75 ms	17	MS 17	425 ms	31	LP 12	1800 ms
			4	MS 4	100 ms	18	MS 18	450 ms	32	LP 13	2000 ms
			5	MS 5	125 ms	19	MS 19	475 ms	33	LP 14	2500 ms
Bağlantı Elemanı			6	MS 6	150 ms	20	MS 20	500 ms	34	LP 15	3000 ms
			7	MS 7	175 ms	21	MS 22	550 ms	35	LP 16	3500 ms
			8	MS 8	200 ms	22	MS 24	600 ms	36	LP 17	4000 ms
			9	MS 9	225 ms	23	MS 26	650 ms	37	LP 18	4500 ms
			10	MS 10	250 ms	24	MS 28	700 ms	38	LP 19	5000 ms
Ateşleme ve Kontrol Cihazları			11	MS 11	275 ms	25	MS 30	750 ms	39	LP 20	5500 ms
			12	MS 12	300 ms	26	MS 32	800 ms	40	LP 21	6000 ms
			13	MS 13	325 ms	27	LP 8	1000 ms			
			14	MS 14	350 ms	28	LP 9	1200 ms			
			Ölçüm Cihazı	Sismograf							

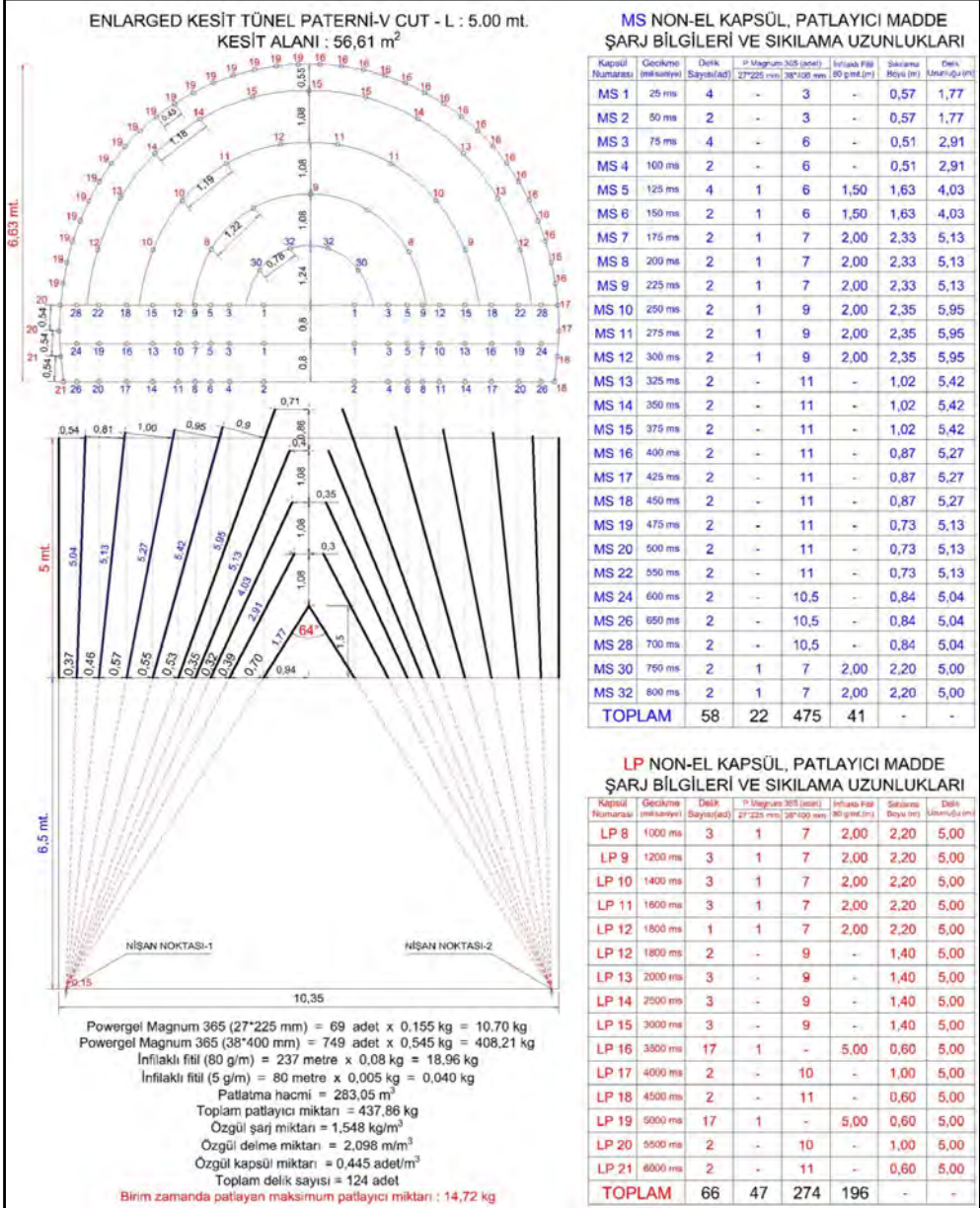


Şekil 10. Patlatmalı tünel kazılarında uyguladığımız Fan-Cut dizaynının 3D görünümü

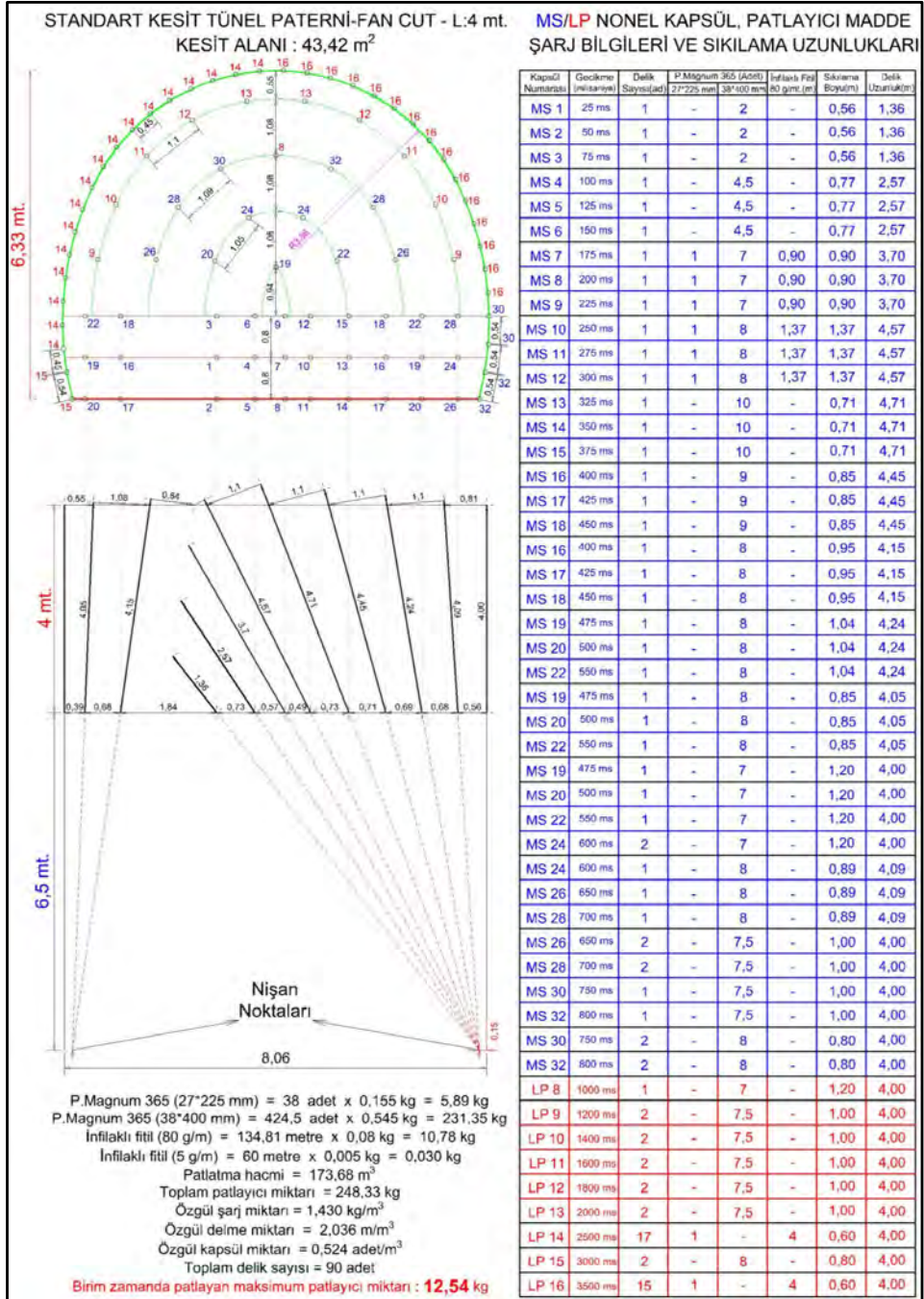
Enlarged kesit tünellerde uygulanan V-Cut tünel pateni Şekil 11'de görülmektedir.

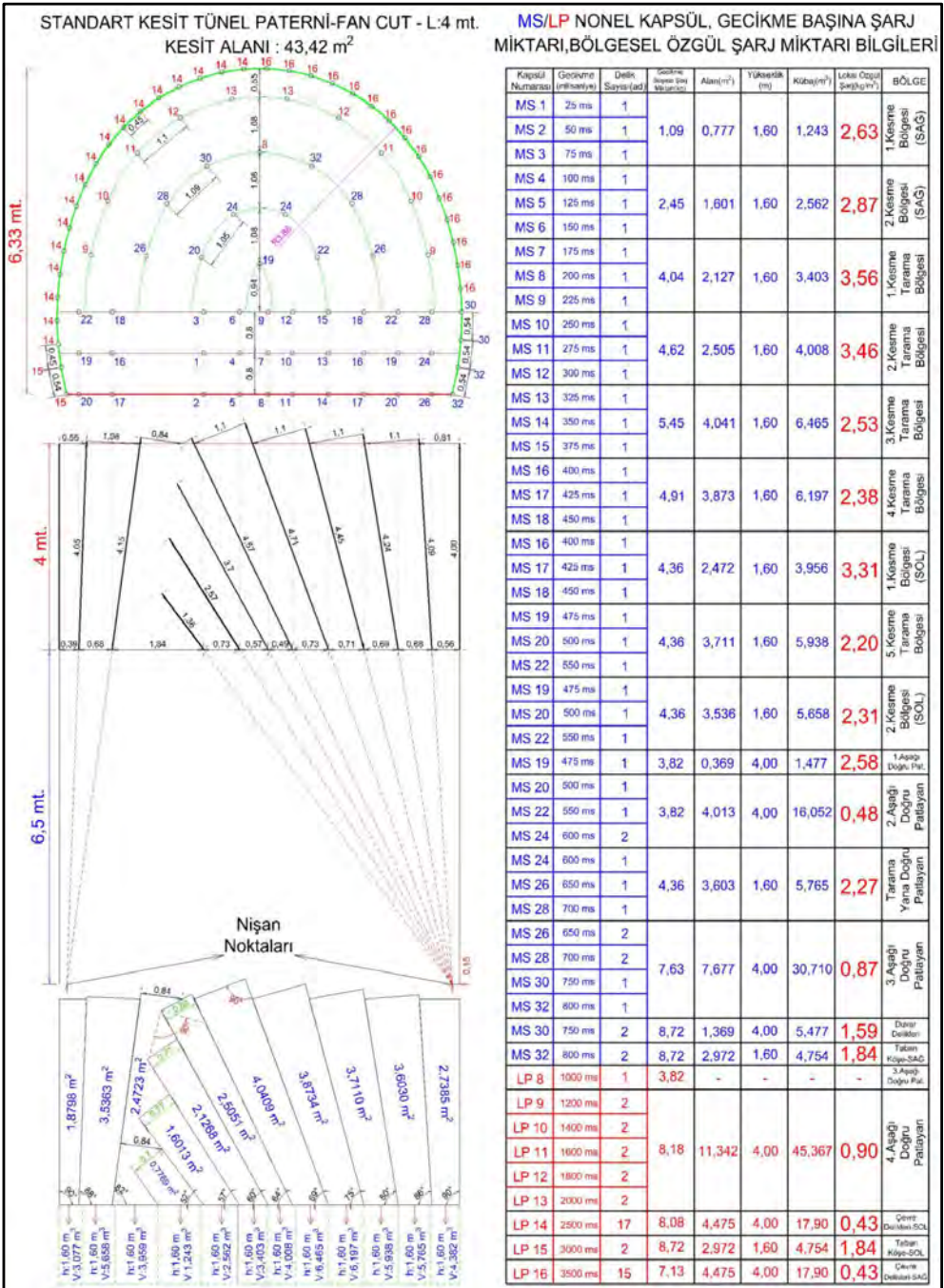
Mevcut jumboların bomları uzun olduğu için standart kesit tünellerde, V-Cut yöntemi uygulanarak deneme patlatması yapıldığında

kesme açısının 60 derecenin altında (54°) olması sebebi ile verimli sonuç alınamamıştır. Bu nedenle standart kesitli tünellerde, 45 mm çapında delikler delinerek Fan-Cut metodu uygulanmaktadır (Şek. 12.1, 12.2).



Şekil 11. Enlarged kesit tünellerde başarı ile uygulanan V-Cut dizaynli paten





Şekil 12.2. Standart kesit tünellerde uygulanan Fan-Cut dizaynı; gecikme başına patlayıcı madde şarj miktarı ve bölgesel özgül şarj bilgileri

6.1 AKH Demiryolu Projesi'nde Fan-Cut Yöntemi ile Yapılan Patlatmalı Tünel Kazılarının Yapısal Hasar Riski Açısından Değerlendirilmesi

Projeimiz kapsamında patlatmalı kazı yaparken oluşan titreşim ve hava şoku bünyemizdeki 4 adet White Mini Seis III sismografla ölçülmekte (Şek. 13), değerler

kaydedilmekte ve sonuçlar yorumlanarak ardışık patlatma faaliyetlerinde gerekli kararlar alınmakta, uygulanmaktadır.

T4 Tüneli standart kesitte yapılan patlatmalı kazılar esnasında sismograf ile ölçülerek elde edilen değerler ve diğer parametrelere ait bilgiler aşağıdaki tabloda verilmiştir (Çiz. 8).

White Mini Seis III Sismograf (Jefon, mikro fon, aksesuarlar, taşıma çantası)		White Mini Seis III Özellikleri	
		Kanal sayısı	4 kanal (3 sismik, 1 akustik)
		PPV ölçüm aralığı	0,127-260 mm/sn
		PPV ölçüm hassasiyeti	0,008 mm/sn
		Frekans aralığı (ISEE)	2-250 Hz
		Frekans aralığı (DIN)	1-315 Hz
		Hava şoku ölçüm aralığı	88-148 dB
		Ses ölçüm hassasiyeti	0,0156 Pa
		Bellek	>500 MB
		Depolama kapasitesi	2000 den fazla dalga formu
		Çalışma ortamı sıcaklık aralığı	(-18) - (+54) °C
		Boyutları	15x11,5x9 cm
		Ağırlık	1,6 kg
		Batarya	6 V - şarj edilebilir
		Batarya ömrü	7-10 gün

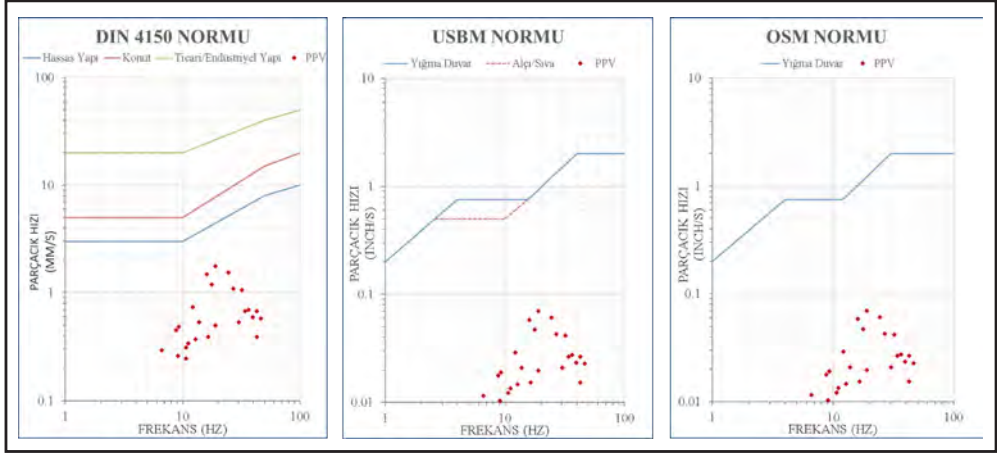
Şekil 13. White Mini Seis III sismografı ve özellikleri

Çizelge 8. Patlatmalar sırasında ölçülen titreşim değerleri (T4 Tüneli-Standart kesit, Fan-Cut)

Sıra No	Maksimum Parçacık Hızı (PPV) (mm/s)	Frekans (f) (Hz)	Boyuna (PVL) (mm/s)	Boyuna Frekans (f) (Hz)	Düşey (PVV) (mm/s)	Düşey Frekans (f) (Hz)	Enine (PVT) (mm/s)	Enine Frekans (f) (Hz)	İvme (a) (mm/s ²)	Yer Değişime (g) (mm)	Yatay Mesafe (L) (m)	Mesafe (R) (m)	Ölçekli Mesafe (SD) (m/kg ^{1/2})
1	1,48	16,00	1,31	19,70	0,80	42,70	1,48	16,00	325,00	0,02	139,34	148,73	42,00
2	1,77	19,00	1,69	14,60	0,80	19,70	1,77	19,00	317,00	0,02	141,75	150,99	42,64
3	1,20	17,70	1,20	17,70	0,50	14,60	1,09	32,00	268,00	0,01	168,94	176,47	49,83
4	1,06	32,00	1,06	32,00	0,60	14,60	0,90	14,60	276,00	0,01	234,36	237,26	67,00
5	1,55	24,40	1,55	24,40	0,70	10,40	1,39	32,00	390,00	0,02	201,06	206,94	58,44
6	0,70	36,60	0,70	36,60	0,30	21,30	0,70	30,10	187,00	0,01	277,35	279,68	78,98
7	1,09	26,90	1,09	26,90	0,60	13,80	1,04	30,10	244,00	0,01	283,35	285,63	80,66
8	0,50	19,00	0,42	32,00	0,23	22,30	0,50	19,00	122,00	0,01	336,37	338,19	95,50
9	0,68	34,10	0,68	34,10	0,31	12,80	0,64	39,40	179,00	0,01	338,37	340,18	96,06
10	0,53	30,10	0,53	30,10	0,25	28,40	0,48	24,40	122,00	0,01	352,36	354,09	99,99
11	0,74	12,20	0,74	12,20	0,33	21,30	0,68	30,10	154,00	0,01	358,36	360,07	101,68
12	0,53	13,80	0,50	9,70	0,26	13,50	0,53	13,80	122,00	0,01	362,36	363,95	102,78
13	0,60	39,40	0,60	39,40	0,29	8,00	0,53	28,40	146,00	0,01	478,34	479,48	135,40
14	0,39	16,50	0,39	16,50	0,20	10,00	0,37	32,00	89,40	0,00	498,35	499,38	141,02
15	0,34	11,10	0,34	11,10	0,15	15,10	0,34	34,10	81,30	0,00	502,34	503,36	142,14
16	0,45	8,80	0,45	8,80	0,21	10,20	0,33	102,00	73,20	0,01	508,34	509,35	143,84
17	0,68	42,70	0,58	20,50	0,42	42,70	0,68	42,70	187,00	0,01	566,22	567,07	160,14
18	0,48	9,30	0,48	9,30	0,37	8,70	0,37	39,40	187,00	0,01	566,29	567,14	160,16
19	0,58	46,50	0,58	46,50	0,23	56,90	0,47	36,60	163,00	0,00	637,33	637,99	180,16
20	0,39	42,70	0,39	42,70	0,20	51,20	0,36	13,10	106,00	0,00	672,33	672,96	190,04
21	0,37	12,80	0,37	12,80	0,18	12,50	0,36	10,40	73,00	0,00	711,32	711,87	201,03
22	0,25	10,70	0,23	7,90	0,17	6,50	0,25	10,70	40,60	0,00	736,33	736,82	208,07
23	0,31	10,70	0,31	10,70	0,25	9,70	0,28	11,60	40,60	0,01	777,32	777,79	219,64
24	0,26	9,10	0,25	8,10	0,17	9,00	0,26	9,10	106,00	0,00	802,32	802,74	226,69
25	0,29	6,60	0,29	6,60	0,21	10,70	0,25	16,50	48,80	0,00	710,81	711,83	201,01

Fan-Cut uygulayarak gerçekleştirdiğimiz kontrollü tünel patlatmaları sırasında hiçbir yapıya zarar ve/veya hasar verilmediği tespit edilmiştir. Patlatmalı tünel kazıları sırasında sismograf ile ölçülerek elde edilen değerleri uluslararası kabul gören Alman DIN 4150,

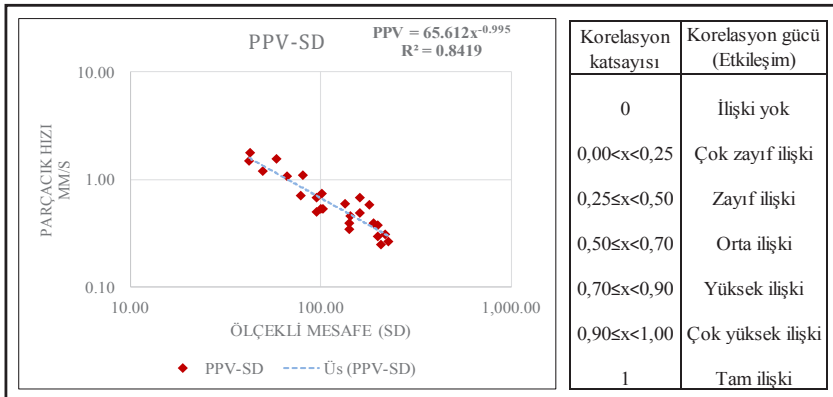
Amerikan OSM ve USBM normlarını baz alarak değerlendirdiğimizde, yapılan patlatmaların hassas yapılara (kerpiç yapılar, tarihi eserler vd.) dahi hasar vermeyecek bölgede (eşik hasar limitinin altında) olduğu görülmektedir (Şek. 14).



Şekil 14. Çizelge 8'deki titreşim değerlerinin DIN 4150, OSM ve USBM Normlarında konumu

T4 Tüneli'nde standart kesitte yapılan patlatmalı kazılar sırasında ölçülen parametre değerleri arasındaki matematiksel ilişkiyi (Carl Person'un 1900 yılında tanımladığı korelasyon katsayısı ve yönü) araştırdığımızda PPV (Peak particle velocity, maksimum parçacık hızı) ve SD (Scaled distance, ölçekli mesafe) arasında yüksek ilişki olduğunu tespit ettik ($R^2=0,8419$).

Ayrıca PPV veya SD ($SD=R/\sqrt{W}$, R: Ölçüm noktası ile patlatma noktası arasındaki mesafe, W: Birim zamanda patlayan maksimum patlayıcı miktarı, Dowding 1985) değerlerinden birisi bilindiğinde diğer değişkeni tahmin etmede kullanabilmek için regresyon bağıntılarındaki $k=65,612$ (arazi iletim katsayısı) ve $\beta=-0,995$ (sönümlenme katsayısı) katsayıları da tespit edildi (Şek. 15).



Şekil 15. Çizelge 8'deki titreşim değerlerinin PPV-SD grafiği ve regresyon analizi

7 SONUÇLAR

AKH Demiryolu Projesi kapsamındaki kaya tünellerinde uygulanan paternler hazırlanırken Langefors ve Olofsson formüllerinden faydalanılmış, formasyonun mühendislik özellikleri ve elde edilen sonuçlara göre paternler revize edilerek güncel tasarımlar yapılmıştır.

Fan-Cut uygulayarak gerçekleştirilen patlatmalı tünel kazılarına ait paternler ve bilgiler yukarıda ayrıntılarıyla verilmiş, istatistiksel korelasyonlar yapılarak “k” ve “β” katsayıları tespit edilmiş, sonuçlar sayısal ve görsel olarak değerlendirilmiştir.

Magmatik kayalar içerisinde inşa edilen standart kesitli kaya tünellerinde, üst yarıda, Fan-Cut uyguladığımız patlatmalı kazılarda; 45 mm çapında delikler delinmekte, 1,43 kg/m³ özgül şarj, 2,036 m/m³ özgül delme, 0,524 adet/m³ özgül kapsül ve % 97.45 verimle çalışmalarımız devam etmektedir.

TEŞEKKÜR

Yazarlar, teşvik ve desteklerinden dolayı Sn. Ersin ARIOĞLU’na, Sn. Ergin ARIOĞLU’na, Sn. Özge ARIOĞLU’na, Sn. İlker İNCELEME’ye, Sn. Erhan CENGİZ’e, Sn. Ümit KILIÇ’a, patlatma ekibimize ve Yapı Merkezi İnşaat ve Sanayi A.Ş. ve AKH Demiryolu Projesi çalışanlarına teşekkür ederler.

Uygulamalı mühendislik alanında hazırlanan bu bildiride belirtilen görüş ve sayısal değerlendirmeler yazarlarına aittir. Herhangi kurum veya kuruluşu ilgilendirmemektedir.

KAYNAKLAR

- Alan, E. 2001, *Kontrollü Tünel Patlatmaları*, İstanbul (Bitirme tezi)
 Alan, E. 2013, *Tünelcilik, Metro ve Patlatma ile Tünel Kazısı*, Yıldızeli (Yayınlanmamış, Kitap)
 Erkoç, Ö.Y. 1990, *Kaya Patlatma Tekniği*, İstanbul
 Langefors, U. ve Kihlström, B. 1979, *The modern Technique of Rock Blasting*, Stockholm, Sweden
 Olofsson S. 2002, *Applied Explosives Technology For Costruction and Mining*, Arla, Sweden
 Orica SEB Course, 2016, Sweden

Improving the Productivities of Surface Coal Mines in Australia

S. Esen

Esen Mining Consulting Pty Ltd, Sydney, Australia

ABSTRACT This paper presents four case studies from surface coal mines in Australia. The first case study is from a coal mine where a dragline operates in 1 km long strips. The site requested an optimisation study to improve the muckpile profile for their cast blasts. Cast percentage, muckpile profile, fragmentation, and easy access for dragline entry into the strip following a blast were some of the Key Performance Indicators (KPI). In case study 2, dozers were used to move the blasted overburden material to the spoil instead of truck/shovel fleet. An optimum profile was required for the dozers for this low-cost mining operation. In case study 3, blast-generated fume (NO_x) which is toxic and highly visible is minimised. The fourth case study summarises a vibration project at a large open cut coal mine where planned blast polygons were close to the residential property. These case studies have their own Key Performance Indicators (KPIs). It is shown that these KPIs were delivered successfully which allowed sites to improve their productivities while maintaining the Licence to Operate and preserving the mine reputation.

1 INTRODUCTION

Australia is the fourth largest coal producer and the largest coal exporter in the world. Metallurgical (coking) and thermal (steaming) coal productions in 2016-2017 were approximately 196 Mt and 253 Mt respectively (Thurtell, 2017). Slow growth is expected in the next five year period (see Figures 1-2).

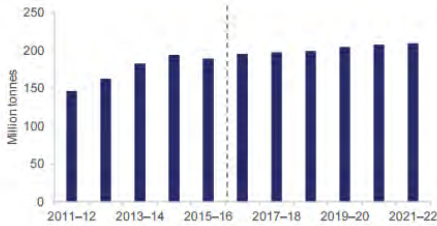


Figure 1. Australia's metallurgical coal output (Thurtell, 2017).

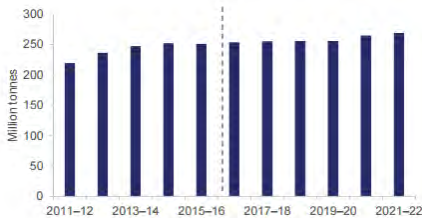


Figure 2. Australia's thermal coal output (Thurtell, 2017).

The mining methods used in open cut coal strip mining in most major coal producing countries have been well established and fairly consistent over the past few decades. These general mining practices have been described by Kukla et al. (1993) and Aspinall et al. (1993). In most cases, the overburden and coal cannot be excavated without prior blasting operations.

Technological advancements especially in drill&blast and load&haul (mainly larger mining equipment) have made surface coal mining today more productive than it has ever been. This paper focuses on only drill&blast related advances. Major drill and blast methods used in Australia were summarised in the next section.

This paper presents several case studies in which improving mining productivity was vital to the success while maintaining Licence to Operate at the mines.

2 BACKGROUND

The use of cast (throw) blasting involves a substantial proportion of the overburden material thrown or cast directly into a final spoil position by the blast. This practice effectively utilises the explosive energy to perform two functions, namely fragmentation of the rock for subsequent excavation as well as the direct excavation of a proportion of the rock without the need for mechanical handling afterwards. Most commonly around 15-30% of overburden material can be moved in this way, leading to a correspondingly reduced amount of waste to be moved by the mine fleet. Overviews of throw blasting practices and the effects of blast variables have been discussed by Sengstock and Kennedy (1995), Chiappetta and Postupak (1995), Workman (1998), Kanchibotla and Scott (1999), Brent and Noy (2006), Esen and Nagarajan (2015). One of the main drawbacks of the cast blast is the coal loss. To minimise the coal loss, baby-deck cast blasts (with traditional and dynamic buffer) have been employed in Australia with mixed success to date (Kanchibotla and Scott, 1999; Kanchibotla, Laing and Grouhel, 2006; Goswami et al., 2008).

The baby-deck is a small deck of explosive just above the coal that fires on a separate delay, conventionally 50-100 ms, after the main column of explosive in the throw blast. In addition to baby-decking, a large buffer of material is constructed in front of the coal to protect it from

movement during the blast (see Figure 3). At most mines, first three rows are usually baby-decked in a cast blast. Some sites apply baby-decking technique for all rows.

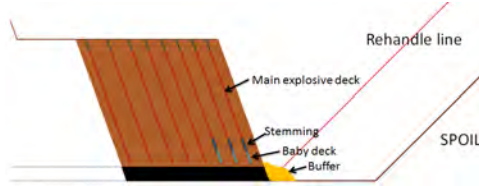


Figure 3. Baby deck cast blast.

Dynamic buffering can be applied by firing the face row of the cast blast. Once face row settles in front of the coal which may take several seconds, the main shot is fired after that. This technique appears to be an effective method for reducing coal loss and eliminating the additional buffering by trucks and dozers. It is considered as more advanced version of the traditional baby deck cast blasting.

Orica's mining method of Stratablast™ has been described by Goswami and Brent (2006). It is essentially a technique of implementing multiple different blast types within a single drill, blast and excavation cycle. The method combines a throw blast with one or more stand-up blasts in a single event. The throw portions of the blasts are fired before the stand-up portions, with a separation in time in the range of 500 to 10,000 ms. This "inter-blast" delay is dictated by rock properties and the time required for the throw blast layer to fall in place. These separate sub-blasts in several layers are each loaded to a particular powder factor, separated by a column of stemming and fired on quite different initiation sequences and inter-hole delays from each other. Goswami et al (2015) showed that this technique provides effective coal protection and streamlines the mining (mine planning and resource management). It also improves the dragline and drill&blast productivities.

In a multi-seam case, through-seam blasting method is favorable especially when coal dips or seams are separated by a few to several metres. The larger number of

mining cycles becomes costly if conventional drill&blast method is carried out. In addition, mining equipments often have problems when the coal seams are steeper than 10%. Thin coal seams with thickness of approximately 200mm can be recovered using this technique (Nagarajan et al, 2015).

Electronic blasting systems and higher energetic bulk explosive products are some of the key technology enablers in achieving better blast outcomes while conducting above blast types (cast, stratablast and through-seam). Smart blast designs using these products with more innovative charging and firing configurations help improve productivity and result in better muckpile shapes suiting to the operational needs.

Regarding the environmental impacts, the use of advanced vibration and airblast models while conducting the blast designs help mines maintaining their Licence to Operate (LTO). Better explosive selection and application minimise toxic blast-generated fumes which again help miners keeping their LTO.

3 CASE STUDY 1

The first case study is from a coal mine in Australia where a dragline (Marion 8050) operates in 60m wide and 1km long strips. Dragline dig methods used at the mine site vary from traditional key-low wall combinations, high wall chopping and extended bench according with spoil profile balance and a planned dragline productivity of 2,000 m³/h.

The primary goal of this site is to reduce the cost of production due to the coal price drop (a few years ago) and high ash content (i.e. low coal recovery). To achieve this, the site needed to optimise their muckpile profile for more efficient dragline operation as well as achieve well-fragmented muckpile for the dragline by improving the drill and blast designs.

Typical overburden height ranges from 30m to 50m (see Figure 4). Typical cast blast volumes are approximately 2.2

million m³. Overburden is typically weathered interbedded sandstone overlying sandstone/siltstone layers. Hard band (carbonaceous siltstone) exists above 6.5-7.0m thick coal seam.



Figure 4. Cast blast.

Cast blast design parameters for the benchmark blast are as follows:

- hole diameter : 251mm
- # of rows: 8
- burden : 7.5 m (face row burden: 7.1m)
- spacing : 14 m
- blasthole angle : 15 degrees
- average hole depth : 36 m
- design powder factor: 0.49 kg/m³
- stemming length: 6 m
- main bulk explosive: Heavy ANFO in dry holes and pumped emulsion in wet holes
- Loading time: up to 3 weeks using a single MMU
- Coal buffered with coal rejects
- full strip fired using non-electric system.

During the benchmarking phase, a detailed Quality Assurance/Quality Control (QA/QC) process was established which included the definition of the top of coal layer in the design allowing backfill and redrills. This process showed that all

blastholes did not meet the required tolerance (backfill and redrill).

The implementation of this QA/QC process ensured improved control of blasthole depths and associated stand off coal. This process made sure that muckpile is well-fragmented (especially above the coal seam where the overlying rock is hard). All holes were checked during loading and the design stemming lengths were achieved. Crushed aggregate was used as backfilling/stemming material. Two MMU's were used after the benchmarking to minimise the loading time. Aquacharge (more water resistant heavy ANFO) was used in water-saturated ground to manage the post-blast fume.

In addition to QA/QC improvements, a few design modifications were made including:

- spacing: 13 m
- burden for the first two rows: 5.5-6.0 m, the rest is 7.5 m
- stemming length: 5 m
- electronic timing to achieve 20-50 ms/m burden relief
- control row timing reduced for improved cast percentage.

By implementing the QA/QC and blast design changes; the following outcomes were obtained: an increased cast of 4% (from 21.1% to 25.1%) and an improved muckpile profile (Figure 5) that reduced rehandle significantly (from 45% to 30%) and improved dragline rate of advance. Although benchmark and current dragline productivity rates (bcm/h) were similar, reduced rehandle and dozer requirement for preparation work the new post blast muckpile profile delivered an improved faster advance rate along strip with the full strip of coal being uncovered approximately two weeks ahead of schedule. The designs also catered the dragline entry requirements to minimise the lost time for the dragline (i.e. dozer preparation work for the entry area).

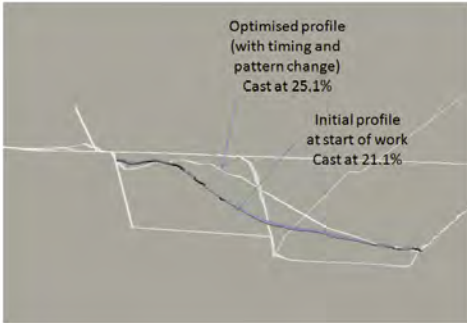


Figure 5. Benchmark and optimised muckpile profiles.

4 CASE STUDY 2

This case study is from a Queensland open cut coal mine which utilises excavators, loaders, dozers and trucks to mine the coal. Only 25% of the overburden is blasted with the remainder being free-dig material. The blasted portion of the overburden rock is fresh mudstone/siltstone which is relatively competent rock that definitely requires blasting. As with the previous case, the site required to reduce their cost of mining so they set up a project team to optimise the use of dozers (instead of truck/shovel) by investigating changes in blast designs to deliver a change in the post blast muckpile shape. To achieve this goal, the post blast muckpile shape needed to have an increased cast into the void and achieve higher dozer productivity, improving the advance along strip and the rate of coal being uncovered.

At the time of the project, the site had no records of cast blasting. The optimum cast blast design was implemented using a blast design software. Pre-blast survey (face points, crest, toe), top of coal and drill surface points were imported and front row holes were positioned according to the surveyed face profile. Average face angle was 58.2 ± 4.7 degrees. This face angle was very shallow for the cast blasting application. The site was using a drilling contractor to drill 165mm diameter holes. These drills were able to drill at a maximum of 10 degrees. The heavy

burdens resulting from these drills and face angle constraints were expected to limit the cast results.

First cast blast with 259 holes was designed at a powder factor of 0.40 kg/m^3 (spacing: 7m; burden: 3.5-6m) with a blast volume of approximately 162,000 bcm. All holes were designed at 10 degrees. Average hole length was 17m. An electronic blasting system was utilised to achieve the required timing and burden relief (20-40 ms/m).

The blast delivered excellent fragmentation and dozers performed well (Figure 6). Dozing productivity was difficult to quantify but operator feedback indicates that the improved muckpile looseness was giving the dozer “an easier push” and the muckpile profile was more suited to the dozing.

The cast analysis based on post-blast survey data showed that average post blast cast was 11.1%. Furthermore, the centre of prime block had moved 11.1m. Figure 7 shows one of the cast x-sections.



Figure 6. Dozer productivity.



Figure 7. An example cast x-section.

The site implemented these changes which resulted in the increased use of

dozers in pushing blasted material to final position. A comparison to the previous truck and shovel operation showed that the site was achieving significant cost savings from cast shots excavated by dozers. This method has been adopted at this site with cast percentage and centre of mass movement results varying from 10.1 to 13.2% and 10.1-13.5m, respectively. Due to the operational issues, hole diameter was not changed.

5 CASE STUDY 3

This case study is an extension of Case 1 which focuses on the blast-generated fume (NO_x). The benchmark study identified fume levels of 2-4 (yellow/orange colour) as shown in Figure 8. The definition of a fume event is an event that generates the visible (and toxic) nitrogen dioxide that moves outside the standard blast exclusion zone. Fume is generated as a result of a non-ideal explosive reaction. The causes of the non-ideal explosive reaction are many and variable. The readers are referred to Queensland Guidance Note (2011) and Henley et al (2012) for the causes/mitigations as well as fume levels (0-5).



Figure 8. Blast-generated fume.

The benchmark study showed the primary causes of the fume events at site were: incorrect bulk type choice in water-saturated ground and long sleeping times. As explained in Case study 1, Aquacharge was used in water-saturated ground and all wet holes were loaded with pumped emulsion. In addition, sleep time was reduced by introducing the second MMU

which allowed two weeks of loading time in total (i.e. one week less). A post blast fume assessment was made after the changes and the fume levels were found to drop to 0 (grey colour) which indicated successful results in NO_x fume mitigation.

6 CASE STUDY 4

This case study summarises a vibration project at a coal mine. Planned blast polygons at one zone of the pit were close (min of 450m) to a residential property; therefore, there was a need to model the blast vibrations more accurately. An empirical site law was used by the site for predicting the vibration with limited success. The model was not predicting reliably due to variable geology and close distances. Therefore, the site requested more reliable model and making sure that the vibration results meet the local standard requirements. Australian Standard (AS2187.2) requirements are: <5mm/s for the 95% of the blasts and 5-10mm/s range for 5% of the blasts per year.

The site wanted to mine the coal close to the residential area and still achieve the 1850 bcm/hr budget dig rate when mining through this area of the pit.

Esen and Arana (2015) developed an advanced vibration model based on the Monte Carlo approach which included as input to the model: measured waveforms; a single hole site law; ground p-wave velocity; and spatial and temporal aspects of a blast design. Using a measured single hole vibration signature (seed wave), we can simulate a production blast as a phase delayed sequence of spatially separated single holes. The seed wave encodes much of the geological and geometric complexities present in the real world. The Monte Carlo approach involves evaluating multiple simulations of a blast taking into account uncertainty or variability in the input. The effectiveness of such advanced vibration models in simulating production blast vibration attenuation and Peak Particle Velocity (PPV) prediction at sensitive locations have been shown by

Blair (2007) and Yang et al. (2009). Seven seed holes were fired using the electronic blasting system. Seven monitors were used between the blast area and the property including one monitor at the residential property. P-wave velocity was calculated based on the arrival time of the waveform at each of the vibration monitors and the vibration path length difference between the monitors. The local p-wave ground velocity was determined as 4322 ± 295 m/s. This value was rather high when it is compared to other site's data (usually 1500-3000m/s). Figure 9 shows the PPV vs

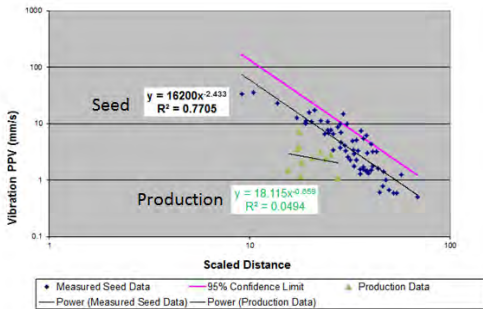


Figure 9. PPV versus Scaled Distance relationships for the seed wave and production blast data.

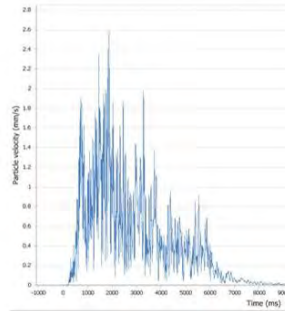
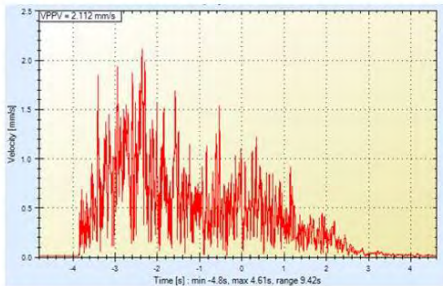


Figure 10. Comparison of the measured (top) and predicted (bottom) waveforms.

11 large production blasts were monitored. Closer to the residential area (<700 m), electronic blasting system was preferred instead of a shock tube system. Average hole length was in the range of 13-16m depending on the topography. 200mm hole diameter was preferred in this area. 300-450 kg ANFO was loaded per hole depending on the hole length.

The advanced vibration model was calibrated using two production blasts. Figure 10 shows the comparison of the measured and predicted waveforms (peak vector sum). It is shown that waveforms look similar.

Figure 11 shows that measured and prediction PPVs were reasonably close. There was only one measured value above 5mm/s (less than 10mm/s) which still met the target of 10mm/s (max allowed PPV). Following this blast, delay timings and firing directions were changed after a detailed modelling work. These changes resulted in lower measured PPV (2.11 mm/s at 456m from the monitoring station).

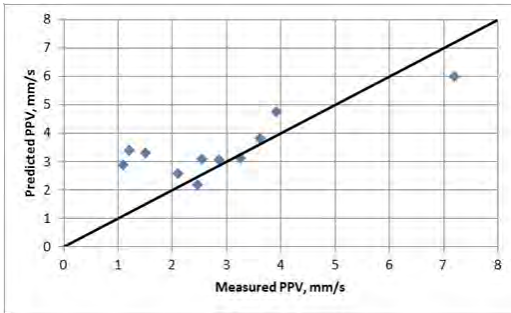


Figure 11. Comparison of the measured and predicted PPVs.

Some of the key findings were:

- As shown in Figure 8, traditional site law cannot be used to predict the vibration accurately due to its poor correlation coefficient.
- Advanced vibration model was reasonably good in predicting the PPV. It was shown to be an excellent tool for managing the risks.
- The site did not have to deck the blasts.
- Electronic timing helped with the flexible timing choices.
- Average dig rate was calculated as 1872 bcm/h with a standard deviation of 172 bcm/h. Average dig rate was slightly above the target dig rate of 1850 bcm/h.
- Vibration model helped the site to extract the coal in this part of the pit while maintaining Licence to Operate.

7 CONCLUSIONS

Four case studies were presented in this paper. Two of the case studies presented the productivity improvements at the dragline and dozer operations which improved the efficiencies at the mine sites and reduced the total mining cost. Optimisation projects were shown to deliver the much needed results at these two sites which were seeking to reduce the total mining cost. In the second case study, it was shown that dozing was much cheaper than truck/shovel and the success in the early stages of the drill and blast

project resulted in the acceptance of the dozing over truck/shovel.

The third and fourth case studies showed the importance of the environmental impacts for maintaining the Licence to Operate (LTO). It is possible to minimise or completely eliminate the blast generated fume by understanding the root causes and taking necessary actions to fix it. This requires a team work at sites. The sites should get an independent specialist support in these projects when risks are identified.

The fourth case study showed that the site can mine the coal which is close to the residential property without exceeding the vibration limits. Advanced vibration model and electronic blasting system were the main technology enablers in achieving the successful outcomes and managing the risks. The value of these projects is significant in that it allows the mining of the resources while maintaining the LTO. The vibration models were shown to be an excellent tool for managing the risks and achieving the confidence. The sites should identify the risks at the early stages of the project and develop a study by including external specialists to manage the identified risks.

REFERENCES

- Aspinall, TO, Isles, PT, Davidson, CW, Davies, AL, Hagan, TN, McManus, DA and Smith, GH, 1993. Strip Mining, in *Australasian Coal Mining Practice*, eds: Hargraves AJ and Martin CH, pp 203-224, AusIMM: Illawarra, Australia.
- Blair, D. P, 2007. Non-linear superposition models of blast vibration. *Int. Journal of Rock Mechanics and Mining Science*.
- Brent, G, Noy, M, 2006. Throw blasting analysis. *Proc. 8th Int. Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, Fragblast-8, Chile*, pp. 255-261.
- Chiappetta, R.F, Postupak, C, 1995. An update on causes and recommendations for controlling coal damage when blasting overburden, *Proc. EXPLOR '95 Conference*, Brisbane, 345-360.
- Esen, S, Nagarajan, M., 2015. Muckpile Shaping for Draglines and Dozers at Surface Coal Mines. *Fragblast-11: 11th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting*, Sydney Australia, pp 409-416.

- Esen, S, Arana, C, 2015. *Orica Internal Report* (unpublished).
- Goswami, T, Brent, G.F., 2006. Stratablast- A New Mining Method, *Proc.32nd Int. Conf. on Expl. and Blasting Technique*, Dallas, USA. (ISEE: Cleveland).
- Goswami, T, Brent, G.F., Hain, L., 2008. Reducing coal damage and loss with a new blasting technology, *Proc. 34th Int. Conf. on Expl. and Blasting Technique*, Dallas, ISEE.
- Goswami, T., Martin, E, Rothery, M, Genge, D, 2015. A Holistic approach to managing blast outcomes. *Fragblast 11*. Sydney, Australia. 645-653.
- Henley, K., Botttomley, L, Medusalec M., 2012. Mitigation and Management of Blast Generated Fume in Eastern Australia. *Proc. of 38th ISEE Annual Conference On Explosives and Blasting Technique*, Nashville, TN.
- Kanchibotla, S., Scott, A., 1999. Study of the influence of buffering on coal edge loss and dilution from cast blasting, *FRAGBLAST-Int. J. for Blasting and Fragmentation*: 3 (4) 365-375.
- Kanchibotla, S., Laing, T., Grouhel, P., 2006. Reducing Coal Loss During Cast Blasting at Rix's Creek Mine, *Proc. International Society of Explosives Engineers*, Dallas, USA.
- Kukla, GT, Buffier, MJ, Balks, RJ and Farnell, GK, 1993. Open Pit Operation, in *Australasian Coal Mining Practice*, eds: Hargraves AJ and Martin CH, pp 225-237, AusIMM: Illawarra, Australia.
- Nagarajan M, Green, A, Brown, P, Dare-Bryan, P, 2015. Managing Coal Loss Using Blast Models and Field Measurement. *Fragblast-11: 11th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting*, Sydney Australia, pp 429-436.
- Queensland Guidance Note, 2011. *Management of oxides of nitrogen in open cut blasting*. https://www.dnrm.qld.gov.au/_data/assets/pdf_file/0010/212500/qld-guidance-note-20-mgmt-oxides-nitrogen.pdf.
- Sengstock, GW, Kennedy, BJ, 1995. Australian Open Cut Coal Mine Blasting Practices and Trends, in *Proc. 21st Ann. Conf. on Explosives and Blasting Technique*, pp136-152 (International Society of Explosives Engineers: Nashville, USA).
- Thurtell, 2017. *Resources and energy quarterly*. www.industry.gov.au/oce.
- Yang, R., Scovira, D. S., Patterson, N.J., 2009. An integrated approach of signature hole vibration monitoring for quarry vibration control. *Fragblast 9*, Spain.
- Workman, JL, 1998. An Economic Analysis of Cast Blasting compared to other Stripping Alternatives, in *Proc. 24th Ann. Conf. on Explosives and Blasting Technique*, pp587-604,

(International Society of Explosives Engineers: New Orleans, USA).

Taş Ocaklarında Parçalanma, Yığın Profili ve Taş Savrulmasının Denetlenmesi

Controlling Fragmentation, Muckpile Shape and Flyrock at Quarries

S. Esen

Esen Mining Consulting Pty Ltd, Sydney, Australia

ÖZET Bu bildiri taş ocaklarında patlatma sonuçlarının denetlenmesi ve iyileştirilmesi için modelleme ve ölçüm araçlarını sunmaktadır. Parçalanma, yığın profili ve taş savrulması taş ocaklarında patlatma sonuçlarının değerlendirilmesinde kullanılan bazı anahtar performans göstergelerindendir. Bu göstergelerin kontrol edilmesi verimliliği arttırmanın yanı sıra operasyonların iş güvenliğini de iyileştirir. İyileştirilmiş parçalanma ve daha az patar, ana kırıcı debi artışına ve daha az enerji tüketimine sebep olur ki bu da ocakların maliyetlerini azaltmasını sağlar. Yığın profili ekipman (loader ya da ekskavatör) seçimine göre tasarlanmalıdır. Ayna profili ve delik sapma ölçüm sistemleri taş ocaklarında “tasarlanmış” ve “delinmiş” durumları değerlendirmek için gerekli araçlardır. Bazı etkili parçalanma stratejilerini gösteren iki uygulamalı çalışma bildiride sunulmuştur. Son olarak, taş savrulması oluşumunu en aza indirmek için bir taş savrulması modeli ve bazı öneriler sunulmuştur.

ABSTRACT This paper presents the modelling and measurement tools to manage and improve the blast outcomes at quarries. Fragmentation, muckpile profile and flyrock are some of the major key performance indicators (KPIs) when evaluating the blast outcomes at quarries. These KPI's help drive productivity as well as improve safety of the operations. Improved fragmentation and less boulders result in increased primary crusher throughput and reduced energy consumption which allows quarries to minimise their costs. Muckpile profile should be designed by considering the the equipment (loader or excavator) selection. Face profiling and boretracking are essential tools that should be used at quarries in order to evaluate the “as-designed” and “as-drilled” conditions. Two case studies were presented in this paper showing some of the effective fragmentation strategies. Finally, a flyrock model and some recommendations were presented to minimise the occurrence of the flyrock.

1 INTRODUCTION

Drill and blast is understood to be the first stage of the comminution and known to affect the downstream processes (load and haul, crushing and grinding). Investigations by several researchers to date have shown that all the processes in the mine to mill value chain are inter-dependent and the results of the upstream mining processes (especially blast results such as fragmentation, muckpile shape

and movement, rock damage) have a significant impact on the efficiency of downstream processes, i.e. crushing and grinding (Eloranta 1995, McKee et al. 1995, Kojovic et al. 1998, Kanchibotla et al. 1998, Simkus and Dance 1998, Scott et al. 1999, Kanchibotla et al. 1999, Valery et al. 1999, Valery et al. 2004, Dance et al. 2006, Esen et al. 2007, Valery et al. 2007, Kanchibotla and Valery, 2010, Esen, 2017).

The aggregates industry appears to be a perfect candidate for Mine-to-Mill optimization since its main focus is particle size reduction through blasting and crushing. Since a typical crushed stone quarry can consume between 1.7 – 2.2 kWh/t, over 2.5 billion kWh of electrical energy is consumed per year by crushed stone production in the US. Clearly, if there is a segment of the mining industry where energy saving research can have an impact, it is the aggregates industry (Adel et al., 2006).

As shown in Table 1, energy used in crushing is approximately 9 times more than drill and blast which indicates that more efficient size reduction should occur at earlier step (blasting) to minimize the total energy consumption.

Table 1. Energy consumption at an aggregate quarry.

	Specific energy, kWh/t	Energy factor
Blasting	0.1-0.3	1
Load and haul	0.2-0.5	2
Crushing	1.0-2.0	9
Cement grinding	40-60	286

Fragmentation size distribution affects the crushing circuit in many ways. Coarse fragments and oversize present in the muckpile will reduce the primary crusher throughput and will lead to downtime to clear crusher bridging. The maximum feed size should be no greater than 80% of the crusher feed opening. Poor fragmentation will also increase the load to the secondary and tertiary crushing stages, because there will be less undersize to bypass these stages. This will affect productivity and energy consumption. The other effect of blasting is the production of the fractures that are produced within the rock fragments. There is substantial evidence that such cracking is produced (Nielsen and Kristiansen 1996, Katsabanis et al. 2003). The effect of internal fractures is to soften the fragments, making them easier to break. Thus, the use of greater energy input in the blasting operation can often be less costly than expending energy downstream. This has

benefits to productivity, energy expenditure and to the wear of crusher liners.

With the help of the improved blast outcomes at the aggregate quarries, the sites have reduced rock breaker hours due to less oversize, improved loader productivity, increased crusher throughput, less power draw and downtime at the crushers. A few examples were given below:

- A drill and optimization study at Linwood Quarry by Martin (2012) showed that a) 26% reduction in oversize material; b) 28% reduction in fines material; c) drill and blast savings of up to 22%, including oversize costs.
- Lawrance et al. (2009) carried out a mine-to-mill project at a quarry in the US and they achieved impressive cost savings and increases in plant tonnage throughput: Crusher throughput resulting from all the validation blasts was increased by at least 28%. In spite of a 28% increase in drilling and blasting cost, the standard cost model for the project showed: a 10% to 27% increase in crusher plant capacity over a baseline of 373 tons per hour (TPH) to an average of 475 TPH. (A 102 TPH positive shift in capacity); a 17% to 31% reduction in net total cost per ton when scalping; and even without scalping an 8.8% reduction in the net cost per ton.
- Chavez et al. (2007) recorded about 30% increase in the primary crusher throughput and improvements in total cycle time in load and haul.
- JKMRC's mine-to-mill project at Pittsboro quarry (Adel et al., 2006) in the USA achieved a) throughput at the primary crushing stage increase: The ramp-up was 9.5% (to 1035 tonnes per hour) for material Luck Stone was producing for itself from dacite tuffs and basalt, and 14.6% (to 965 tph) for andesite material the company was crushing for the quarry owner, 3M.
- Elliott et al. (1999) conducted a fragmentation study at Lafarge Exshaw operation which resulted in 15.6%

increase in the crusher throughput and 30% reduction in the power draw.

- Rock breakage is more cost effective using explosives than a hydraulic breaker, and explosive consumption costs have been increased at the quarry to effect an overall reduction in the costs of quarrying. Although powder factor was increased approximately 23%, overall cost (drill and blast and rock breaking) dropped by approximately 7% (Cox and Cotton, 1995). This study did not quantify the benefits in crushing.

Cement production is an energy intensive process. It consumes 2% of the global primary energy and 5% of the total global industrial energy. Grinding is a high-cost operation consuming approximately 60% of the total electrical energy expenditure in a typical cement plant and 40% of this energy is for raw material grinding (Fujimoto 1993, Benzer 2005). Therefore, fragmentation of raw materials (limestone, etc) fed into the mills is crucial for reducing the energy consumed in raw material grinding stage. Table 1 shows that specific energy consumption is very low at blasting and crushing stages. As discussed earlier, cement grinding is a very energy intensive process and size reduction should occur as much as possible prior to the raw material grinding.

This paper presents the tools and methodologies followed by the author used in a drill and blast study to control the fragmentation, muckpile shape and flyrock. Case studies are presented to demonstrate the application.

2 FRAGMENTATION MEASUREMENT

There are a few image processing softwares (Split-Desktop, WipFrag, FragScan, PortaMetrics etc) which are commercially available. For manual systems, usually 10-20 pictures should be sufficient to adequately describe the fragmentation size distribution from a blast. Pictures should be taken at different shift breaks whilst blasted material is being excavated to accurately represent the

fragmentation from inner and outer parts of the blast. Figure 1 shows an example of a muckpile image and the delineated picture used by the image analysis software to determine the particle size distribution.

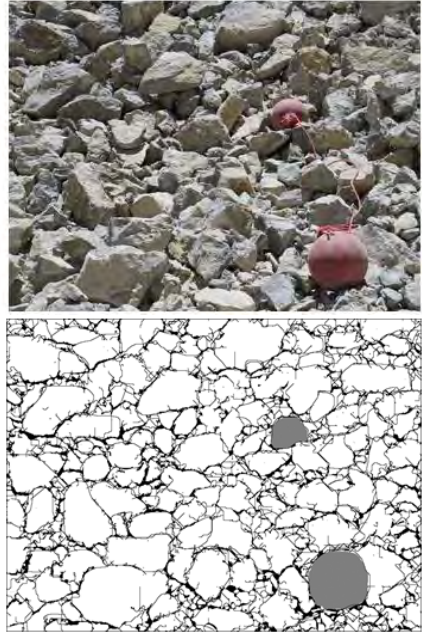


Figure 1. Original (top) and processed (bottom) image for the fragmentation analysis.

3 FRAGMENTATION MODELING

Blasting community has been widely using the fragmentation model developed by Cunningham (1983) which was later revised a few times (see Cunningham 1987, 2005). Due to the Kuz-Ram model's poor ability to describe the fines, the Two Component Model (Djordjevic, 1999), the Crush Zone Model (Kanchibotla et al., 1999) and Onederra and Esen's (2004) model were developed at the JKMRC in Australia. All combine two Rosin-Rammler distributions or components, one for the coarse part of the curve and one for the fines. Onederra and Esen (2004) showed that the Kuz-Ram model is not able to satisfactorily predict the complete size distribution of fragments, particularly in the

fine and intermediate size fractions. The model was later updated (Esen, 2013) using Swebrec function (Ouchterlony, 2005). Figure 2 shows a calibrated model at a gold mine where a partial sieving data is available for a muckpile.

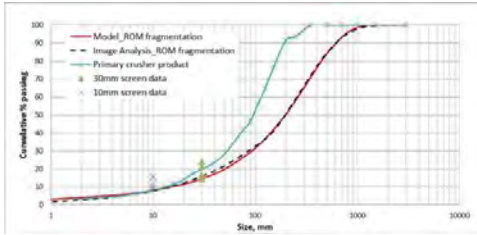


Figure 2. Comparison of the sieve data at 10 and 30mm with the fragmentation model.

Having carried out the image analysis to determine the size distribution of the blasted muckpile, the fragmentation model was calibrated using the measured fragmentation data. Sieving was carried out on-site and the sieve sizes were 10mm and 30mm (Figure 2). It is shown that results of the fragmentation model compare well with measured data (Esen, 2013).

Figure 3 shows another example of the validation which shows a good agreement between sieved data and model prediction at Bararp Quarry in Sweden.

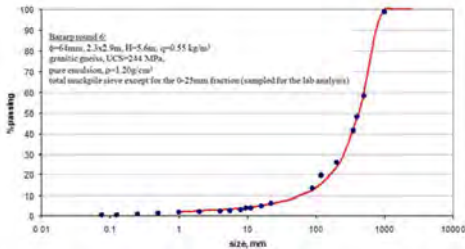


Figure 3. Bararp Quarry fragmentation data – experimental vs model fit.

4 QUALITY CONTROL AT BENCH

A good on-bench drill and blast audit can show how well the blast is implemented and show the detailed analysis of the hole depth (backfill/re-drills), hole collar deviations (deviations in burden and spacing), stemming

(material type, size, length), priming quality, bulk explosive performance, initiation control (selection of delay times and burden relief), bench preparation and a general overview of the drill and blast process. The audit process can help understand the issues during the implementation phase (Esen, 2017). Figures 4-5 show two sites with poor and good drill controls. Drill tolerance is 0.5m for both sites. Example 1 has got almost half of the blastholes out of tolerance limit whereas Example 2 is a much better site (approximately 20% out of tolerance). These analyses should be extended for the hole length and stemming length analyses.

Face profiling and boretracking are key tools for quarries to manage the face burdens and hole deviations. Their uses minimize the airblast and flyrock risks. Boretracking is usually carried out for face-row holes.

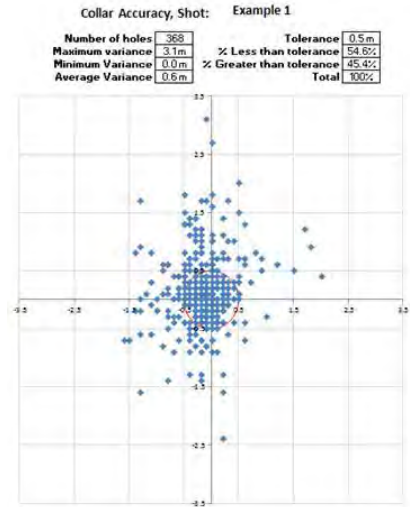


Figure 4. Hole collar accuracy for Example 1.

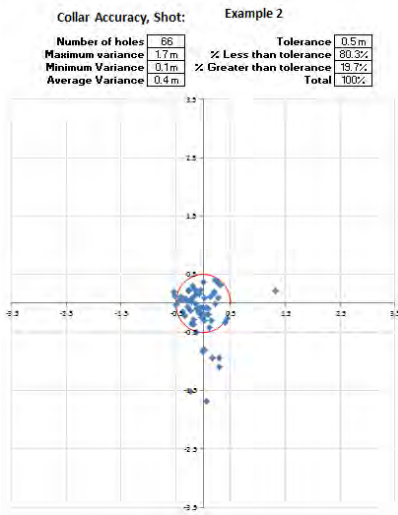


Figure 5. Hole collar accuracy for Example 2

5 ROOT CAUSE ANALYSIS FOR EVALUATING THE VARIABILITY IN THE FRAGMENTATION DATA

Figure 6 shows an example of fragmentation data obtained from a mine site. 80% passing size (F80) was chosen in this figure. It is shown that there is a significant variability in the data and coarse sizes are clearly seen ($>300\text{mm}$). So, what are the causes resulting in such large scatter? The answer lies in the root cause analysis which should be carried out by evaluating the QA/QC data, rock data (strength and structure) and blast design parameters using the fragmentation model. Two case studies were presented as examples.

5.1 Case Study 1

Figure 7a shows the results the hole depth compliance obtained from a mine. Figure 7b shows the energy distribution which is an output given by JKSimBlast software. It shows the hot and cold spots (high and low explosive energy, respectively as represented by MJ/m^3). This figure is a critical one as it identifies a few key issues on-site:

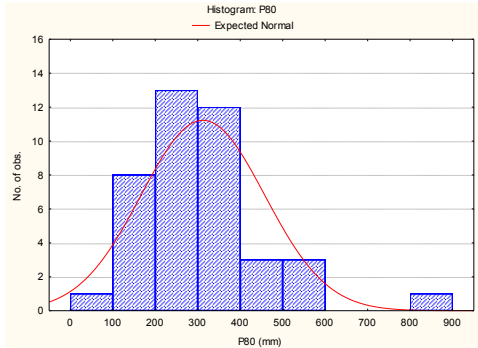
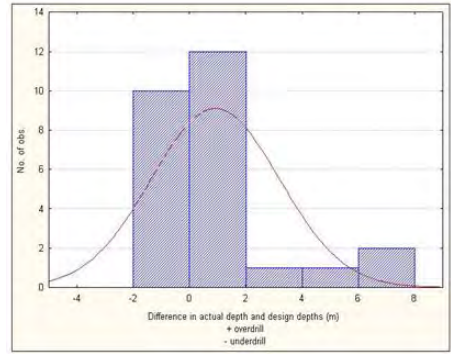
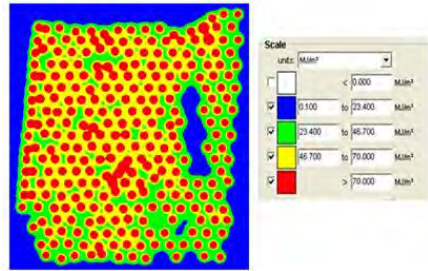


Figure 6. Histogram of the fragmentation data (F80) from an audited mine site.



(a)



(b)

Figure 7. a) histogram of hole depth (actual – design) b) Explosive energy distribution showing the variability in the energy levels.

- Overdrilling and backfilling issues;
- Inadequate bench preparation and re-drill issues (some large areas represented by blue color indicating no blasthole);

- Large variations in burden and spacing causing non-uniform energy distribution;
- Poor blast shape.

The mine implemented the recommendations to address above issues. In addition, they improved the size distribution of the stemming material (from 15-40mm to 5-20mm for 165mm blastholes). Table 2 indicates the major changes and the fragmentation results. The site experienced reduced crusher downtime and increased crusher throughput after this study.

Table 2. Changes in the drill and blast.

better blast shapes		
re-drills and backfills were carried out		
improved stemming size		
better hole collar location accuracy		
	Base case	Modified case
Diameter, mm	165	165
Drill pattern	3.8x4.4	3.5x4.1
Powder factor, kg/m ³	1.2	1.4
Stemming, m	3	3
Measured F80, mm	380	255

5.2 Case Study 2

A fragmentation study was carried out at an Australian Quarry due to the coarse fragmentation complaints. Figure 8 shows an image from an oversize pile. Rock type was basalt with in-situ block size of 0.5m. Table 3 summarizes the blast design parameters for the base case. Emulsion explosive with 30% ANFO at a density of 1.20 g/cm³ was used. Face profiling was carried out to manage the blasthole's locations and their angles to achieve face burden of 3.3-3.8m. Boretracker was used to manage the issues caused by the drill deviations.



Figure 8. Oversize piled at a separate stockpile. Scale is 1m.

Table 3. Blast design parameters.

Dia,mm	89
Hole length, m	10.3
Bench height, m	9.3
Hole angle	10
BxS, m	2.7*3 (rectangular pattern)
Face burden, m	3.6
Face burden range, m	3.3-3.8
Stemming length, m	2.2
Number of rows	4
Control row, ms	42
Echelon row, ms	25
Face row powder factor, kg/m ³	0.61
Inner row powder factor, kg/m ³	0.81

Numerous pictures were acquired from the oversize pile and the blasted muckpile. Measured F80 (80% passing size) and top sizes were 293mm and 580mm, respectively for the production blasts. Top size was 960mm for the oversize pile (Figure 9). The site was happy with the fragmentation obtained from the inner rows; however, the causes of oversize which were present in the stockpile needed to be identified and minimized.

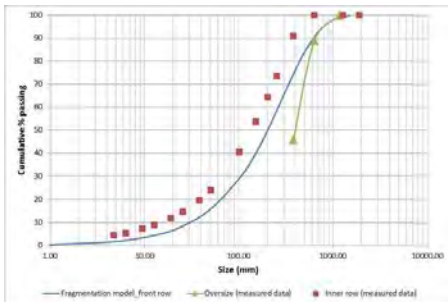


Figure 9. Measured fragmentation data and fragmentation model.

Fragmentation model was calibrated with the coarse size matching to the measured oversize data. Two cases were run with the model as shown in Table 4. Alternative cases had different front row burden, spacing and stemming length values. As shown in Table 5, Case 2 had a top size around 700mm and had a similar fragmentation when compared to the inner rows. The site adopted Case 2 following improved fragmentation outcomes. Staggered drill pattern was chosen for better energy distribution.

Table 4. Base case and two alternative cases.

	Front burden, m	Spacing, m	Stemming, m
Base Case	3.6	3	2.2
Case 1	3	3	2
Case 2	2.7	2.8	1.8

Table 5. Fragmentation results.

	F80,mm	Top size, mm
Base Case	443	1177
Case 1	359	851
Case 2	303	682

6 MUCKPILE SHAPING

The role of the drill and blast is crucial for managing the muckpile shape. Depending on the size of the operation and the type of haulage system, excavators and loaders are used at the quarries. These loading equipments require specific muckpile shape

for improved productivity and safety of the operation.

Figure 10 shows the output of an advanced numerical blasting model (Esen, 2015). While muckpile profile shown in black colour is suitable for an excavator, the pink coloured profile suits to loaders considering the dig rates and safety. Flatter profile can be obtained by using a design with flatter angle of initiation (control row delay is less than echelon delays; e.g. 17/65ms control/echelon delays) and increased powder factor especially at the face row area. The delay times often need to be optimized for airblast and vibration control.

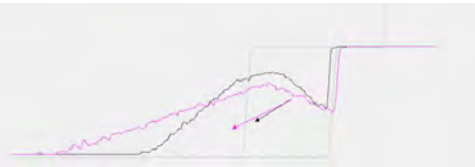


Figure 10. Muckpile shaping.

7 FLYROCK CONTROL AND DETERMINING THE BLAST EXCLUSION ZONE

7.1 Flyrock

Flyrock can be defined as the rock fragments which were projected beyond the clearance zone. The clearance zone is the zone around a blast beyond which there should be no risk to personnel from flying rock fragments, and beyond which the blaster must evacuate all personnel prior to firing the blast (Stiehr, 2011).

Flyrock is one of the most blast-related incidents observed at mine sites. Some Australian examples are listed below:

- during a quarry blast, flyrock was projected more than 500 metres onto the Pacific Highway. A rock of approximately 100mm diameter was also projected onto a nearby property where it caused damage to a shed and parked vehicle;
- a rock was thrown 1300 metres from a blast consisting of 89 mm diameter blastholes;
- flyrocks resulting from a trim blast at a gold mine caused significant damage to

- the four drills and one excavator which parked less than 150 m from the blast;
- at a gold mine, one of the blastholes caused flyrock hitting and braking the window on a drill rig which was located 181m from the blast;
- a quarry blast had thrown material a maximum of 170 meters and striking the main office which was 150 meters from the blast and caused damage to buildings;
- a shotfirer was struck on the right side of his face by flyrock after a toe was blasted at a quarry. He was videoing the shot 75 metres from the blast area whilst sheltering behind a steel hopper with another person.

7.2 Root Causes of Flyrock

Flyrock can be generated from a bench blast (either free-faced or buffered) b) oversize blasting. This paper deals with the flyrock generated by the bench blasts only.

The causes of flyrock in a bench blast are:

- Design faults: inappropriate face burden and stemming length, inappropriate stemming material selection (e.g. drill cuttings), poor choices of powder factor and initiation sequence.
- Deviations in implementation: “as-drilled” face burden and final stemming length being less than design; blasthole deviation (not measured and/or incorrect loading for holes with significant deviations); explosive run-away into cavity (failing to detect this issue).
- Unforeseen geological conditions: cavities, weak seams, fault zone and broken zone in the stem zone or in the face burden area, etc.

7.3 Determining the Blast Exclusion Zone – A Case Study

There are two main flyrock models (Richards and Moore 2004, McKenzie 2009) which have been widely used in the industry. In this paper, a case study was presented using Richards and Moore’s model.

According to Richards and Moore (2004), there are three common sources of flyrock (Figure 11):

- The face of the blast, in which flyrock is generated through a ‘face burst’;
- The bench top, through a phenomenon known as ‘cratering’; and

- The stemming zone, where flyrock is generated through stemming ejection or ‘rifling’.

Face burst occurs when front row burdens are insufficient to contain the explosive energy. This mechanism can produce flyrock in front of the blast area. Stemming ejection (or rifling) occurs when stemming material is of poor quality or where the hole is not fully stemmed (e.g. hang ups). This mechanism can produce flyrock behind the blast area, depending on the angle of the blast hole.

Note that cratering calculations are removed from original model as cratering calculations are not representative of the blasts at this quarry. Cratering is not valid as stemming length is well above 20 times hole diameter and should not cause cratering effect.

The equations shown in Figure 11 provide a tool which can be used to predict the maximum flyrock distance likely to result from a blast, given the specific parameters of that blast. Based on this prediction, a safety factor is applied to give a minimum blast clearance distance. The safety factor applied for buildings and equipment is 2.0. For humans the safety factor is 4.0.

The site constant, K , as shown in Figure 11 accounts for the blasting response of the rock mass at a specific site. K takes a value between 13 and 27 depending on the observed blast outcomes at that site. The model can be “tuned” to an individual site’s blasting conditions based on a history of measured blast outcomes and maximum rock movement.

A few survey points were marked on the ground around the blast area to determine the horizontal distance of the flyrock. Videos of the blast and other blasts were analysed. Maximum horizontal flyrock distance is determined as approximately 45m and the maximum vertical distance is approximately 25m.

Base case blast had 89mm hole diameter, 10.6m hole length, 2.2m stemming length and 4m face burden. The model constant is calibrated ($K=21$) to match the observed collar projection and maximum flyrock range of 45m. Base case stemming lengths of 2.2m at 89mm pattern indicate a Scaled Depth of Burial of 1.41 using pumped emulsion with density of 1.20g/cm³ which shouldn’t cause significant flyrock distances provided that stemming collar is not in a broken ground and stemming material is appropriate (free flowing ensuring bridging does not occur).

Face holes are designed with minimum of 3.2m face burden.

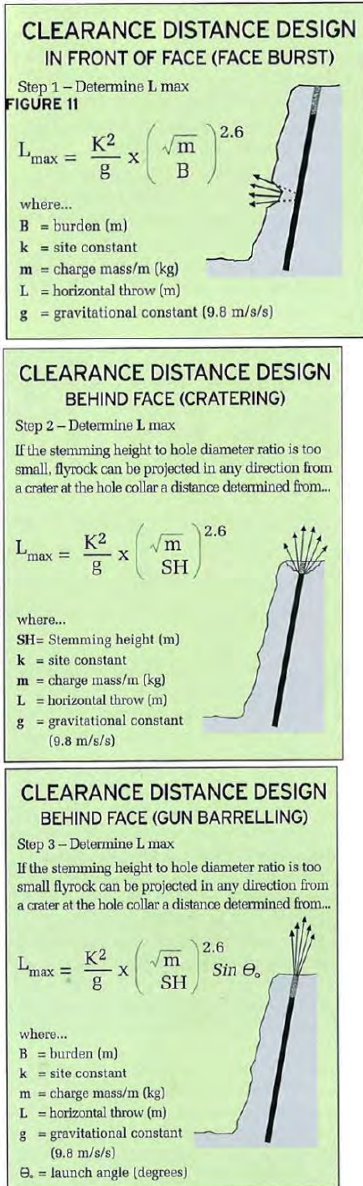


Figure 11. Flyrock model (Richards and Moore, 2004).

The calibrated model determines the blast exclusion zone for personnel as 193m. It

assumes that a) minimum of 2.2m stemming is applied; b) bridging does not occur and appropriate crushed aggregate fills the stemming column c) minimum face burden is 4m.

A sensitivity analysis (see Appendix 1) was carried out by varying the K constant, stemming length and face burden to account for the natural variation that may exist in geology, face burden and loading. It is shown that medium (10%) variation in geology (K constant), face burden and loading (stemming length) increases the personnel exclusion zone distance to 277m. Therefore, it is recommended to adopt 300m as the exclusion zone distance for personnel. This would ensure that natural variation in geology, face burden and loading is accounted for the selection of the distance.

Based on the safety factor of 2 for the equipment, the nominal exclusion zone distance is calculated as 138m considering the variation (medium: 10%) in the loading, face burden and stemming. Therefore, it is suggested to use a minimum of 150m of clearance distance for the equipment and infrastructure around the quarry.

7.4 Some Suggestions for Managing the Flyrock Issues at Quarries

All employees should be removed to a safe location away from the blast area during blasting. Blast exclusion zone calculations should be carried by an external consultant.

All entrances to the blast area should be securely guarded to prevent inadvertent entry of employees or visitors. Pit plans showing the blast exclusions zones for equipment and personnel as well as guard positions should be prepared for each blast. Good communication is a key to a safe blasting operation.

Proper blast design and an effective blasting plan will reduce the chances for flyrock. Most flyrock incidents occur because a) the burden has not been checked b) appropriate stemming material and/or stemming length were not used. Laser profiling, with or without boretracking, is a useful tool for checking burden.

Crushed aggregate with size of 1/10th of the hole diameter should be used. Stemming length calculations should be based on the scaled depth of burial given by Chiappetta et al. (1983) or Stiehr (2011).

In this paper, the author recommends a flyrock modelling and blast exclusion zone calculations to be carried out by an external blast consultant. In the absence of such

reports, I recommend using below guidelines at quarries until a report is prepared and made available for use:

- For nonblast personnel 800m in front of the shot and 400m to the side and rear of the shot.
- Blast personnel should be positioned greater than 400 metres from the shot and not positioned in the direct line of fire and within retreat distance of a protective structure (i.e. fixed plant or blasting bell).
- No mobile plant is to be within 300 metres of the initiation point without signed site manager's approval.
- Where a blast is to occur within 100 metres of fixed plant an appropriate blasting specialist should be engaged to design and control the loading and firing process.

8 CONCLUSIONS

Some of the major conclusions are as follows:

- Mine to Mill optimization studies can help improve the productivity of the quarries and reduce the total cost per ton significantly:
 - Some researchers showed that total drill and blast and oversize cost dropped by 7-22% with the drill and blast optimization study;
 - 10 to 30% increase in the primary crusher throughput;
 - Up to 30% decrease in power draw;
 - 17% to 31% reduction in net total cost per ton.
- Fragmentation measurements should be carried out at quarries to understand the variability of the data and minimise the variability to provide a consistent feed to the crusher without oversize.
- Fragmentation modelling offers significant benefits to the quarries as it presents alternative designs for improved fragmentation.
- Blast auditing is crucial at any site as it identifies the issues with QA/QC, pit planning, drill and blast process as well as safety. It should be conducted at every site regularly.
- Drill and blast designs can be managed to obtain the required muckpile profiles for the specific loading equipments.
- Safe blasting requires that rock throw be controlled to prevent danger from flyrock. Flyrock incidents have

occurred in the past and investigations of these incidents commonly conclude that the flyrock was due to over charging and/or under confinement of the explosive charge.

- A practical flyrock model was presented in order to determine the safe blast exclusion zone for the mining equipment and personnel. Some guidelines were suggested to minimise the occurrence of the flyrock.
- An external specialist should be engaged to carry out the blast exclusion zone calculations.

REFERENCES

- Adel, G, Kojovic, T, Thornton, D. 2006. *Mine-to-Mill Optimization of Aggregate Production*. JKMRC Semi-annual Report No:4. 86 pages.
- Benzer, H, 2005. Modeling and simulation of a fully air swept ball mill in a raw material grinding circuit. *Powder Technology* 150:145– 154.
- Chavez, R, Leclercq, F, McClure, R, 2007. Applying up-to-date Blasting Technology and Mine to Mill Concept in Quarries. *International Society of Explosives Engineers – Annual Conference on Explosives and Blasting Technique*. 12 pages.
- Chiappetta, R., Bauer, A., Dailey, P. and Burchell, S., 1983. "The Use of High-Speed Motion Picture Photography in Blast Evaluation and Design", *Proceedings of the Ninth Annual Conference on Explosives and Blasting Technique*. Dallas, TX. International Society of Explosives Engineers, pp 258-309.
- Cox, N, Cotton P, 1995. Improvements in quarry blasting cost effectiveness. *International Society of Explosives Engineers – Annual Conference on Explosives and Blasting Technique*. pp 78-92.
- Cunningham, C V B, 1983. The Kuz-Ram model for prediction of fragmentation from blasting. *Proceedings of the first international symposium on rock fragmentation by blasting*, Lulea, Sweden, 439-453.
- Cunningham, C V B, 1987. Fragmentation estimations and the Kuz-Ram model - Four years on. *Proceedings of the second international symposium on rock fragmentation by blasting*, Keystone, Colorado, 475-487.
- Cunningham, C.V.B. 2005. The Kuz-Ram fragmentation model—20 years on. In R. Holmberg (ed.), *Proc. 3rd EFEE World Conf. on Explosives and Blasting*, Brighton, UK, 13–16 September, pp. 201–210. Reading, UK: European Federation of Explosives Engineers.
- Dance, A., Valery Jnr., W., Jankovic, A., La Rosa, D. and Esen, S. 2006. Higher Productivity Through Cooperative Effort: A Method Of Revealing And Correcting Hidden Operating Inefficiencies.

- SAG2006 – HPGR, Geometallurgy, Testing. *International Conference on Autogenous and Semiautogenous Grinding Technology*, Volume 4, 375 – 390, Vancouver, Canada.
- Djordjevic, N. 1999. Two-component of blast fragmentation. *Proceedings of 6th international symposium of rock fragmentation by blasting - FRAGBLAST 6*, Johannesburg, South Africa. South African Institute of Mining and Metallurgy, 213-219.
- Elliott, R., Ethier, R., Levaque J. 1999. Lafarge Exshaw finer fragmentation study. *International Society of Explosives Engineers – Annual Conference on Explosives and Blasting Technique*. pp 333-353.
- Eloranta, J. 1995. Selection of powder factor in large diameter blastholes, *EXPLO 95 Conference*, AusIMM, Brisbane, September, PP 25-28.
- Esen, S., LaRosa, D., Dance, A., Valery, W. and Jankovic, A. 2007. Integration and optimisation of Blasting and Comminution Processes. *EXPLO 2007*. Australia. pp 95-103.
- Esen S. 2013. Fragmentation Modelling and the Effects of ROM Fragmentation on Comminution Circuits. *23rd International Mining Congress & Exhibition of Turkey*. pp 252-260.
- Esen S. 2015. A Study for Evaluating the Throw Blasting Parameters at Boral Hall Quarry to Minimise the Airblast. Orica Internal Report.
- Esen S. 2017. Evaluating the Fragmentation Data from Copper and Gold Mines. *43rd Annual Conference on Explosives & Blasting Technique*, Florida, USA.
- Fujimoto, S. 1993. Reducing specific power usage in cement plants, *World Cem.* 7 : 25– 35.
- Kanchibotla S.S., Valery W. and Morrell, S. 1998. Modelling fines in blast fragmentation and its impact on crushing and grinding, *Proc. Explo-99 Conf.* Kalgoorlie.
- Kanchibotla S.S., Valery W. and Morrell S. 1999. Modelling fines in blast fragmentation and its impact on crushing and grinding. *Explo'99: A Conference on rock Breaking*, Kalgoorlie, WA, Australia, pp. 137-144.
- Kanchibotla S.S., Valery W. 2010. Mine-to-mill process integration and optimization – benefits and challenges. *36th Annual Conference on Explosives and Blasting Technique*, International Society of Explosives Engineers, Orlando, USA.
- Katsabanis, P., Greagsenm S, Pelley, C, Kelbeck, S, 2003. Small scale study of damage due to blasting and implications on crushing and grinding, *Proceedings of the 29th Annual Conference on Explosives and Blasting Research*, Nashville, TN, 234-256.
- Kojovic T., Kanchibotla S.S., Poetschka N., and Chapman J., 1998. The effect of blast design on the lump-to-fine ratio at Marandoo iron ore operations, *Proc. Mine-to-Mill Conf.*, Brisbane.
- Lawrance, M, Hissem, W, Veltrop, G, 2009. Missouri Quarry Productivity Improvement – Casework. *International Society of Explosives Engineers – Annual Conference on Explosives and Blasting Technique*. 11 pages.
- Martin, D. 2012. Blast Vibration Modelling - An Instrument to Optimise Quarry Production. *International Society of Explosives Engineers – Annual Conference on Explosives and Blasting Technique*. 12 pages.
- McKee, D.J., Chitombo, G.P., Morrell, S., 1995. The relationship between fragmentation in mining and comminution circuit throughput, *Minerals Engineering*, Vol 8, No 11, pp 1265-1274.
- McKenzie, C.K. 2009. Flyrock Range & Fragment Size Prediction. *Proceedings of the 35th annual conference on explosives and blasting technique*. February 8-11, Denver, CO.
- Nielsen, K, Kristiansen, J, 1996. Blasting-crushing-grinding: optimization of an integrated comminution system, *Proceedings of the 5th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, FRAGBLAST 5*, Montreal, 269-277, A A Balkema, Rotterdam.
- Richards, A B and Moore, A J, 2004. Flyrock control – by chance or design, in *Proceedings of the 30th Annual Conference on Explosives and Blasting Technique*, pp 345-348, The International Society of Explosives Engineers.
- Onederra, I, Esen, S and Jankovic, A. 2004. Estimation of fines generated by blasting - applications for the mining and quarrying industries. *IMM transactions*, Vol 113, No.4: 237-247.
- Ouchterlony, F. 2005. The Swebrec function: linking fragmentation by blasting and crushing. *Mining Techn. (Trans. of the Inst. of Mining & Met. A)* 114:A29–A44.
- Scott, A., David, D., Alvarez, O., and Veloso, L., 1998. Managing fines generation in the blasting and crushing operations at Cerro Colorado Mine, *Proc. Mine-to-Mill Conf.*, Brisbane.
- Simkus, R. and Dance, A., 1998. Tracking Hardness and Size: Measuring and Monitoring ROM Ore Properties at Highland Valley Copper, *Proc. of Mine-to-Mill Conference*, AusIMM, Brisbane.
- Stiehr, J. 2011. *ISEE Blasters' Handbook*. 18th edition. Chapter 15.
- Valery Jnr., W., Kojovic, T., Tapia-Vergara, F. and Morrell, S. 1999. Optimisation of blasting and sag mill feed size by application of online size analysis. *IRR Crushing and Grinding Conference*, Perth, WA 29-31 March.
- Valery Jnr., W., La Rosa, D., Jankovic, A. 2004. Mining and Milling Process Integration and Optimisation, *SME 2004 Conference*, Denver, CO.
- Valery, W., Jankovic, A., La Rosa, D., Dance, A., Esen, S. and Colacioppo, J. 2007. Process integration and optimisation from mine-to-mill.

Proceedings of the International Seminar on Mineral Processing Technology, pp. India. 577-581.

**APPENDIX 1. SENSITIVITY ANALYSIS
– EXCLUSION ZONE DISTANCE**

	K	Exclusion zone distance (Personnel), m	Exclusion zone distance (Equipment), m
Minor - 5%	22	237	119
Medium - 10%	23	259	130
Major - 20%	25	306	153
	Stemming Length, m	Exclusion zone distance, m	Exclusion zone distance, m
Minor - 5%	2.1	244	122
Medium - 10%	2.0	277	138
Major - 20%	1.8	364	182
	Face burden, m	Exclusion zone distance, m	Exclusion zone distance, m
Minor - 5%	3.8	216	108
Medium - 10%	3.6	216	108
Major - 20%	3.2	216	108

Effect of Drilling and Blasting Performance on the Energy Consumption of a Jaw Crusher

R. Comakli, U. Atici

Nigde Omer Halisdemir University, Mining Engineering Department, Nigde.

E. Dogangun

Eker Mining Co. Ltd., Tarsus, Mersin

ABSTRACT There are some methods to analyze the drilling and blasting performance and image analyze method is one of them. Drilling and blasting performances are effective on the other following works such as energy consumption of jaw crusher. In this study, some drilling and blasting applications observed for a quarry in Tarsus region. After all of the blasting, the pictures of the blocks were taken and analyzed with using image analyze program and average block size was determined. For each blasting, the energy consumption was determined during the crushing of the blocks in the jaw crusher. Then, the relationship between average block size and energy consumption of jaw crusher was correlated and thus the effect of efficient drilling and blasting application on energy consumption has been determined. As expected, the energy consumption increased as a result of inefficient drilling blasting applications.

1 INTRODUCTION

Drilling and blasting method is the most common rock excavation and production method in the mining and tunneling activities. Similarly, this method is used for aggregate production in stone quarries. There are many different parameters that influence the block size obtained from blasting and the block size is influential in other mining activities such as loading and crushing (Özkahraman and Bilgin, 1996; Mortazavi and Katsabanis, 2000; Aykan, 2011; Tosun, 2013; Bilim et. al, 2017). For example, large blocks obtained from an inefficient explosion cause an extra energy consumption of jaw crusher.

Arpaz (2000) and Bilim et al. (2015) investigated the importance of the drilling blasting performance on the other mining activities and reported that the drilling and blasting are effective on the total cost, optimal time utilization, and other equipment usage such as excavator and trucks. Hinzen (1998) and Ozdemir (2009) investigated the relation between the block size which

obtained from drilling - blasting and other sequential operations. They were reported similar results to Arpaz (2000). Novotny (2006) showed the relationships between blasting and other sequential operations on a figure and in terms of total cost, he also emphasized that there is an optimal point between blasting and other activities.

Many researchers have investigated the relationships between the drilling and blasting performance and loaders performance (McGill and Freadrich, 1994; Michaud and Blanchet, 1996; Singh and Yalcin, 2002; Olofsson, 2002; Kahrman, 2003). These researchers were found that the loader performance decreases with increasing block size. Sari and Lever (2007) investigated the relations between loading performance of different loaders and average block size but they were not found strong correlations. Topal et al. (2009) found a strong correlation between load duration and mean block size obtained from blasting. They reported that the increasing mean block size, performance of the loader decreases.

Another important parameter in the total cost of mining and tunneling activities is the crusher energy consumption. Therefore, researchers have investigated the relationships between the drilling blasting performance and crusher performances (Currie, 1978; Nielsen and Kristiansen, 1996). In these studies, researchers reported that there was a strong relationship between mean block size and energy consumptions of the crushers. It is also investigated the energy consumption for a limestone quarry in literature (Anon, 2007) and according to this research, about 1.65 kWh / ton of energy consumption is required for crushing 1 ton of limestone.

In this study, the mean block size effects on the jaw crusher energy consumption were investigated for a limestone quarry that located in Tarsus-Mersin. For this aim, the rock fragmentations after blasting were photographed for six different drilling and blasting activities and for each blast, three different photos were taken from different angles. The mean block sizes were obtained from photos by image analyze program. The energy consumption of the jaw crusher was recorded until the rock material obtained from each blast was broken. Then the relationship between the performance of the drilling and blasting and energy consumption of the jaw crusher were correlated with using simple regression analyze method and a good correlation was found.

2 STUDY AREA

In this study, the drilling and blasting performances were analyzed at a limestone quarry, which is located in the South Anatolia Region (Fig. 1). This quarry belongs to Eker Mining Co. Ltd. and it is located in 10 km south of Tarsus country in 26 km west of Mersin.



Fig. 1 A general view of the study area.

3 DRILLING AND BLASTING OPERATIONS

Six different blasts were analyzed in this study. Furthermore, some photographs were taken before the blasting for each operation. Similarly, minimum three different photos of rock piles were taken after blasting. The design parameters of the drill holes lengths were not changed too much and they drilled approximately 18 m with 89 mm diameter.

However, the other parameters such as spacing of holes were changed. At all of the blasts, the used explosive was ANFO and electrically delayed detonators were used as a blaster, and the basic design parameters of the patterns are given in Table 1.

Table 1. The basic drilling and blasting design parameters.

B. No	Date	NH	SH (m)	ST (m)	DH (m)
1	15-18. 04.2017	12	3.5	3.0	18
2	18-20. 04.2017	16	3.3	3.0	18
3	21-25. 04.2017	12	3.3	3.2	18
4	25-29. 04.2017	24	3.15	3.1	13
5	29.04- 03.5.2017	12	3.10	5.5	18
6	03-08. 05.2017	11	4.0	4.0	18

B.No; Blasting no, NH; Number of holes, SH; Spacing of holes, ST; Slice thickness, DH; Depth of holes.

After blasting, since calculating the approximate tonnage of the rock material obtained after blasting trials the number of truck trips were also recorded for each trial.

In calculations, each truck is assumed to be about 30 tons and the energy consumption of the jaw crusher was recorded. The difference between these values is calculated as the total energy consumption. Then the hourly energy consumption of jaw crusher was calculated by total energy consumption was divided to the total operating time. In addition, the energy consumption for a ton of limestone crushing for each blasting operation was calculated. The calculated average tonnages for each blasting and energy consumptions are given in Table 2.

Table 2. The recorded and calculated parameters after blasting trials.

B. No	NT	TT	CWT	Energy Consumptions (kWh/h) (kWh/ton)	
1	144	4320	25	361.84	2.09
2	256	7680	27	418.93	1.47
3	298	8940	36	489.31	1.97
4	341	10230	36	502.64	1.77
5	275	8250	31	484.74	1.82
6	314	9420	49	376.29	2.49

B. No; Blasting no, NT; Number of trucks, TT; Total tonnage, CWT; Crusher working time

4 DETERMINING THE AVERAGE BLOCK SIZE

After blasting trials, the muck piles fragmentations were photographed (Fig. 2) and mean rock size was determined for each photo by using image-analysis method and so the performance of the drilling and blasting trials were analyzed (Fig. 3).



Fig. 2 A photo showing the muck pile fragmentation after the blasting on 29/04/17.

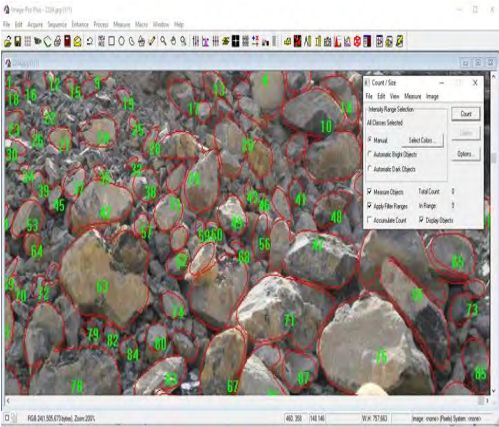


Fig. 3 A screenshot of image analysis program (Image Pro-Plus).

While the average block size was calculated, three different photos were taken for each blasting, and all of the photos were analyzed by using image analyze program then three different calculated values were averaged. The mean rock block sizes (area) were given in Table 3.

Table 3. The calculated block sizes after blasts.

Blasting No	Photo No	Block Size (cm ²)	Mean Block Size (cm ²)
1	1	418.89	415.79
	2	408.25	
	3	420.23	
2	1	307.65	310.55
	2	308.77	
	3	315.23	
3	1	364.25	346.23
	2	340.12	
	3	334.32	
4	1	331.47	338.53
	2	352.12	
	3	332.02	
5	1	374.56	362.04
	2	338.51	
	3	373.05	
6	1	647.14	635.52
	2	632.68	
	3	626.74	

5 EVALUATION OF THE RESULTS

The mean block size was determined for each of the six different drilling and blasting applications with using the image analyze method. Then, the obtained mean block sizes were compared with the recorded energy consumption values of the jaw crusher with 110 cm feeding size, 132 kW and, 1100 rpm. Thus, the effect of the average block size on energy consumption was determined.

As seen in Fig 4 there is a strong correlation between the energy consumption (for a ton rock) of jaw crusher and mean block size. As expected, the average block size increases with the energy consumption to crush a ton of rock increasing. However, the energy consumption for an hour decreases with the mean block size increases but there is no strong correlation between these two parameters (Fig. 5). This can be explained by the fact that the crusher generally operated for a longer time during crushing of the small rock blocks. Thus, as seen in Fig 6, there is no strong correlation between the crusher working durations and the total tonnage of the muck piles fragmentations obtained from the blasts.

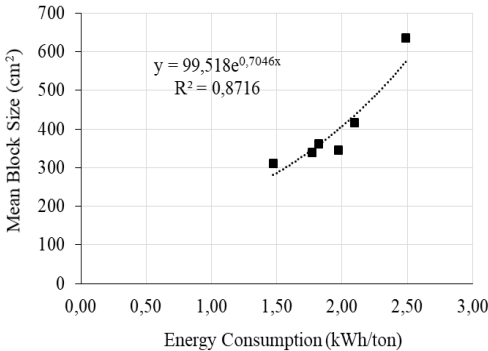


Fig. 4 The relationship between the energy consumption to crush a ton of rock and the average block size.

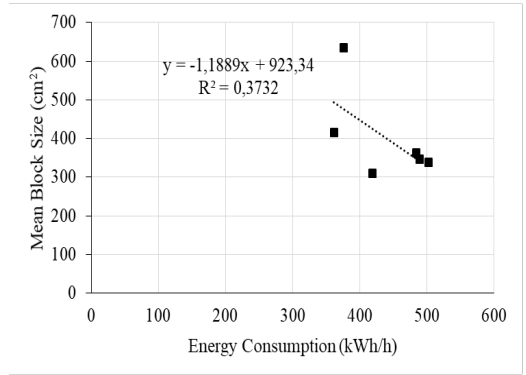


Fig. 5 The relationship between the energy consumption of jaw crusher for an hour and the average block size.

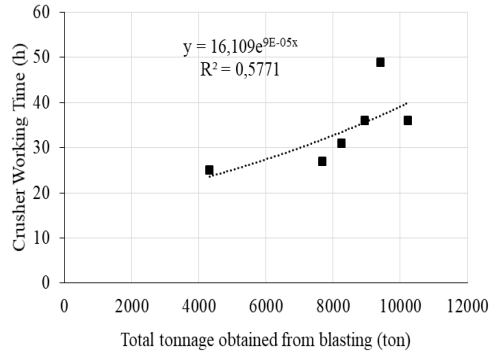


Fig. 6 The relationship between the total tonnage and jaw crusher total working duration.

6 CONCLUSIONS

In this study, the relationships between the mean block sizes obtained from the six different drilling and blasting operations and energy consumption of a jaw crusher were investigated and, performances of the drilling and blasting operations were analyzed. The mean block sizes were determined by using the image analyses method.

A strong correlation was obtained between the energy consumption needed for crushing a ton of rock and mean block sizes. Thus, the energy consumption needed for crushing a ton of rock increases with the mean block

size increasing. It can be said that the jaw crusher energy consumption increases after a low performance drilling and blasting operation.

However, a good correlation was not found between other energy consumption parameter and mean block size. It can be explained that there is not a strong correlation between total tonnages and the time of jaw crusher work for the same blasting operations.

In this study, researchers focused on the relationship between block size and crusher energy consumption, so the differences between blasts were not investigated. However, they planning to analyze the differences between the blasts such as the volume of explosives, and so that the reasons for the differences in block sizes can be explained in future studies.

REFERENCES

- Anon, 2007. Coal mine deaths declined in first half of year-report. Dow Jones International News, China.
- Arpaz, E., 2000. Türkiye’deki Bazı Açık İşletmelerde Patlatmadan Kaynaklanan Titreşimlerin İzlenmesi ve Değerlendirilmesi, Doktora Tezi, Cumhuriyet Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü.
- Aykan, B., 2011. The predictability of block size of blasted rock in calcite quarry using regression analysis and artificial neural networks method. Yüksek Lisans Tezi, Niğde Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü.
- Bilim, N., Çelik, A., Kekeç, B., 2015. Determination of the Effect of Drilling-Blasting Operation on Total Cost in Quarry, *8th Drilling-Blasting Symposium*, p.259–266, İstanbul. (in Turkish).
- Bilim, N., Çelik, A., Kekeç, B., 2017. A study in cost analysis of aggregate production as depending on drilling and blasting design. *Journal of African Earth Sciences*, Vol. 134, pp. 564-572.
- Currie, J. M., 1978. Unit operation in mineral processing. Burnby: *Columbia Scientific Metallurgical*. Goodman, R. and Shi, G. H., 1985. *Block theory and its application to rock engineering*. First Ed. London: Prentice-Hall.
- Hinzen, K.G., 1998. Comparison of Seismic and Explosive Energy in Five Smooth Blasting Test Rounds, *International Journal of Rock Mechanics and Mining Science*, Vol. 35, No.7, pp 957-967.
- Kahriman, A., 2003. Maden ve taşocaklarında kaya patlatma tekniği semineri, İstanbul.
- McGill, M., Freadrich, J., 1994. The effect of fragmentation on loader productivity. *Proceedings of 5th State of the Art Seminar on Blasting Technology, Instrumentation and Explosives Application*, 713-724.
- Michaud, P. R. and Blanchet, J. Y., 1996. Establishing a quantitative relation between post blast fragmentation and mine productivity a case study. *Proceedings of 5th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting*, 386-396.
- Nielsen, K. ve Kristiansen, J., 1996. Blasting-crushing-grinding: optimisation of an integrated comminution system. B. Mohanty, (Ed.), *Rock Fragmentation by Blasting*, Rotterdam: Balkema.
- Novotny, D., 2006. Quarry days.
- Ozdemir K., 2009. Investigation the effects of particle size distribution on bench blasting to consecutive mining activities. PhD Thesis, İstanbul University, Institute of Science.
- Ozkahraman, H. T. and Bilgin, H. A., 1996. Hâkim süreksizlik yönünün patlatmaya etkisi yerinde inceleme. 2. *Delme ve Patlatma Sempozyumu*, Ankara.
- Sarı, M. and Lever, P.J. A., 2007. Effect of blasted rock particle size on excavation machine loading performance. *20th International Mining Congress and Exhibition of Turkey (IMCET)*, 121-126, 6-8 June, Ankara, Turkey.
- Singh, S. P. and Yalçın, T., 2002. Effects of muck size distribution on scooping operations. *Proceedings of 28th Annual Conference on Explosives and Blasting Techniques*, 315-325.
- Topal, I., Elevli, B. and Akcakoca, H., 2009. Kırmataş üretiminde hammadde tane boyutunun kırma-sınıflandırma tesisi üretim maliyetlerine etkileri. *Türkiye 21. Uluslararası Madencilik Kongresi ve Sergisi*, 545-554.
- Tosun, A., 2013. Muck pile fragmentation optimization at open pit bench blasting. PhD Thesis (in Turkish), Dokuz Eylül University, Institute of Science.

Küçük Ölçekli Basamak Patlatmalarında Eklem Sistemlerinin Parçalanmaya Etkisinin İncelenmesi

Investigation of the Fragmentation Effect of The Joint Systems in Small Scale Bench Blasting

O. Altürk, E. Kahraman, A. M. Kılıç

Çukurova Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Adana

ÖZET Bu çalışmanın amacı; eklem sistemli yüzeyin, patlatma sonrası parça boyut dağılımı üzerindeki etkilerini belirlemektir. Eklem takımsız referans bloğu ve farklı eklem sistemlerinden oluşan bloklar İsveç'te Lulea Teknik Üniversitesi (LTU) tarafından laboratuvarda üretilmiştir. Bu bloklar Erzberg Styria/Avusturya'da bulunan madende seçilen bir bölgede sıralı olarak patlatılmıştır.

Farklı eklem sistemine sahip bloklardan elde edilen parçalanmış kayaçlar parça boyut dağılımını belirlemek amacıyla laboratuvar ortamında elek analizine tabi tutulmuştur. Son olarak tüm elek analizi sonuçları çatlak sistemi olmayan referans bloktan elde edilen sonuçlar ile karşılaştırılmıştır. Bu çalışmanın sonucu olarak, patlatma işleminde eklem takımlarının parça boyut dağılımı üzerindeki etkisi belirlenmiştir.

ABSTRACT The aim of this research is to study how jointed bench effects the blast fragmentation distribution. In the laboratory, nonjointed reference blocks and blocks of different joint systems were produced by İsveç'te Lulea Technical University. The blocks were blasted in order in Erzberg Mine-Styria/Austria.

The fragmented materials have been collected from each different types of blocks and they were carried to the laboratory for each block to do the sieving analyses. Finally all sieving analyses were compared with the analyses of the reference blocks. As a result of this study, the effect of the joints on the part size distribution was determined in the blasting process.

1 GİRİŞ

Patlatma sonuçlarının arzu edilen ölçülerde olabilmesi için belli başlı parametrelerin patlatma üzerindeki etkisi tartışılmazdır. Optimum bir patlatma tasarımı yapabilmek için öncelikle patlatma olayında etkili olan parametreleri iyi bilmek gerekmektedir. Parçalanmaya etki

eden parametreler kontrol edilebilen parametreler ve kontrol edilemeyen parametreler şeklinde iki gruba ayrılmaktadır. Kontrol edilemeyen parametreler patlatılabilirlik kavramının da özünü oluşturan kayaç parametreleridir. Tüm patlatma tasarım parametreleri ve patlayıcı parametreleri ise kontrol edilebilen parametreler arasındadır. Delik çapı,

delik boyu, alt delme, delik eğimi, sıkılama mesafesi, sıkılama malzemesi, basamak yüksekliği, dilim kalınlığı–delikler arası mesafe oranı, ateşleme sisteminin tipi, gecikme aralığı, serbest yüzeyin durumu, patlayıcı tipi, patlayıcı enerjisi vb. kontrol edilebilir parametrelerdir (Morhard ve diğ., 1987).

Patlatma yapılacak maden sahasının jeolojisine uygun patlayıcı madde özellikleri ve patlatma geometrisinin tasarlanması gerekmektedir. Patlatma tasarımı ve patlayıcı madde kullanım özelliklerinin değiştirilmesi ile uygun bir patlatma sonucu elde edilebilir. Patlatma tasarımında özgül şarj ve dilim kalınlığı parametrelerinin saha yapısına ve istenilen patlatma sonuçlarına uygun olarak dizayn edilmesi verimli bir patlatma sonucuna ulaşmamızı sağlar (Yılmaz, 2010).

Süreksizliklerin devreye girmesiyle parçalanma prosesi karmaşık bir hal alır. Kayacın içerisindeki doğal eklem takımları, deliğin çevresindeki patlatmanın etkili olduğu alan üzerinde belirleyici rol oynamaktadır. Kayacın içindeki eklem takımları nedeniyle patlatma deliğinin etkin olduğu çap azalabilir (Hüdaverdi, 2010). Kayacın içinde bulunan doğal çatlaklar patlatma işlemiyle oluşan gazların kaçması için boşluk yaratmaktadır. Bununla birlikte bu çatlakların böldüğü blokların kolay ayrılma durumu, eklem sistemli kayaçta parçalamanın masif kayaca göre daha kolay olmasını yani özgül şarjın daha düşük olmasını sağlamaktadır (Hustrulid, 1999).

Bu araştırma kapsamında önceden tasarlanan masif ve farklı eklem sistemlerine sahip bloklar arazide belirlenen uygun bir alanda patlatılmış, patlatma sonrası tane boyut

dağılımıyla süreksizlikler arasında ilişki kurulmaya çalışılmıştır. Bu kapsamda gerçekleştirilen patlatma çalışmalarında patlatma sonrası tane boyut dağılımını saptamak için elek analizi yöntemi yapılmıştır. Patlatılan bütün bloklar kendi aralarında kıyaslanmıştır.

2 MALZEME ve METOT

2.1 Malzeme

Bu çalışmada; laboratuvar ortamında küçük ölçekli eklem takımlı ve eklem takımsız bloklar İsveç'te Lulea Teknik Üniversitesi'nde (LTU) üretilmiştir. Eklem takımları oluşturulurken çimentolama yapılmamıştır. Eklem sistemleri ince plastik yapraklar kullanılarak oluşturulmuştur. Kullanılan plastik yapraklar farklı açılar ile yerleştirilmiştir. Betonlar farklı zamanlarda ve farklı ortamlarda oluşturulduğundan çalışma sırasında kürlenme dikkate alınmamıştır. Üretilen farklı özelliklerdeki magnetit bloklar Montan Universitat Leoben'de (MUL) getirilmiştir. Hazırlanan referans ve eklem takımlı bloklar Erzberg Styria/Avusturya'da bulunan bir demir madeninde aynı patlatma parametreleri kullanılarak patlatılmıştır.

2.1.1 Bloklar hakkında genel bilgi

Manyetit bloklar İsveç'te Lulea Teknik Üniversitesi'nde İnşaat Mühendisliğinde master çalışmalarını yapan Hyldahl (2015) tarafından hazırlanmıştır. Blokları boyutları Çizelge 1'de görülmektedir. Hazırlanan bloklarda delikler arası mesafe 70mm ve delik boyu 95mm şeklindedir. Bir blokta 3 adet delik

sırası bulunup her sıra da toplam 7 adet delik vardır. Toplamda bir blokta 21 adet delik mevcuttur. Delik çapı 10.5mm olup çaplar beton blok için harcı dökülmeden plastik borular aracılığı ile ayarlanmıştır.

Çizelge 1. Blokların boyutları

Uzunluk (L)	660 mm
Genişlik (W)	280 mm
Yükseklik (H)	210 mm

2.1.2 Blokların içeriği

Gerçek kayaç simülasyonu sağlayabilmek için örnek materyal olarak magnetit beton bloğu tercih edilmiştir. Karışım Schimek tarafından hazırlanmıştır. Beton karışımı tasarımına göre blokların içeriği Çizelge 2’de gösterilmiştir.

Çizelge 2. Magnetit beton bloğunun içeriği (Schimek, 2012)

İçindekiler	Miktar (%)
Portlant Çimentosu CEM II 42.5N	25.62
Su	12.64
Akışkanlaştırıcı (Glenium 361)	0.25
Köpük Kesici (DCC-Entlüfter)	0.13
Magnetit Tozu Ferroxon 618	29.65
Kuvars Kumu ME 3 (0.1-0.5 mm)	31.71

Referans blokları çatlaksız olarak ayarlanmıştır, bunların dışında 4 tip çatlaklı blok üretilmiştir. Referans bloklar Ref-1, Ref-2 ve Ref-3 şeklinde eklem sistemli bloklar ise ES-1, ES-2, ES-3, ES-4 şeklinde isimlendirilmiştir.

Her eklem sisteminden ve referans bloklarından ikişer adet olmak üzere toplam 10 adet blok üretilmiştir.

ES-1

Dikey olarak oluşturulmuş çatlaklardan oluşur. Yüzeye 0° (sıfır derece) ve tabana ise 90° (doksan derece) olacak şekilde ayarlanmıştır. Deliklere mesafeler eşit boyutta olup - 95 mm’dir. Bu en basit olan eklem sistemidir.

ES-2

Eklem bu sistemde de dikey olarak oluşturulmuş olup ES-1’den tek farkı bu sefer eklemelerin deliklere olan mesafesi -47.5 mm şeklindedir.

ES-3

Eklem blok tabanını 30°lik açıyla kesecek şekilde dikey olarak yerleştirilmiş olup eklemelerin deliklere mesafesi -47.5 mm’dir.

ES-4

Eklem blok tabanına 68°lik açıyla yerleştirilmiş ve eklemelerin kendi aralarındaki mesafesi 88 mm’dir.

2.2 Metot

Eklemli blokların basamak yüzü dayanımına ve kayaç parçalanması üzerindeki etkilerinin tahmin edilmesi için takip edilen belli başlı ana basamaklar ele alınmıştır. Öncelikle bloklardaki eklemelerin oluşumunun olup olmadığını değerlendirmek için P ve S dalgaları ölçülmüş ve patlatma tasarım parametreleri belirlenmiştir. Daha sonraki aşamada ise patlatılan bloklardan alınan malzemenin elek analizi yapılmıştır.

2.2.1 P ve S dalgalarının ölçümü

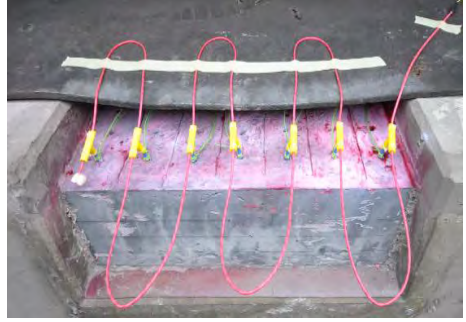
Blokların boyut ölçümlerinden sonraki aşama P ve S dalgalarının hesaplanması işlemidir. Sismik dalgaların ölçümü için bilgisayara

bağlı ve sadece sismik ölçüm tekniğine dayalı özel bir ekipman kullanıldı. Bu cihaz objelere sinyaller gönderir ve bu sırada iki adet verici kullanılır birisi sinyalleri verirken diğeri alıcı görevi görmektedir. P ve S dalga ölçümlerinde farklı vericiler kullanılmaktadır. P dalgası ölçümlerinde P transdüseri kullanılırken, S dalgası ölçümlerinde S transdüseri kullanılmaktadır.

Ölçümün yapılabilmesi için ilk olarak vericilerin dalga verimini istenilen düzeyde olup olmadığı kontrol edilir. Verici uçların ve bloklar arasındaki iletişimin sağlanması için jel ile kaplanması gerekmektedir. Bloklar için ölçüm sırasında, vericinin konulduğu yüzeyin pürüzsüz ve dalga iletimini engellemeyecek şekilde olmasına dikkat edilmelidir. Verici uçların simetrik olarak konulmuş olması gerekir.

2.2.2 Patlatma sistemleri ve gecikme zamanları

Dizayn edilen bütün bloklar üç sıradan oluşmuştur. Her bir sıra başına toplam 7 adet delik mevcuttur. Deliklerin çapı sabittir. Toplamda 21 delikten oluşan bloklarda ki çalışma amacı masif ve eklem sistemli bloklarda patlatma sonucu parça boyut dağılımının farklılığını ortaya koyma olduğundan dolayı planlanan gecikme aralıkları aynı tutulmuştur. Gecikme aralığı 73 (µs) olarak ayarlanmıştır. Şekil 1’de sarj edilen bloğa ait görüntü verilmiştir.



Şekil 1. ES1 Alfa bloğuna patlatma öncesi yapılan sarj

Şekil 2’de her delik sırası için patlatma sonucu gösterilmiştir.



Şekil 2. Sıralı patlatmalardan sonra ES1 Alfa bloğu durumları

2.2.3 Elek analizleri

Tane boyutunu belirlemek amacı ile kuru elek analiz yapılmaktadır. Tanenin boyutlarının belirlenmesinde 125, 100, 80, 63, 50, 40, 31.5, 25, 20, 14, 12.5, 10, 6.3, 4, 2, 1, 0.5 ve 0.25 mm elekler kullanılarak elek analizi yapılmıştır (BS 410, 1986).

3 ARAŞTIRMA BULGULARI

3.1 P ve S Dalgası Ölçüm Sonuçları

Hazırlanan bloklar maden sahasına taşınarak patlatılmadan önce P ve S dalgaları ölçülmüştür. Yapılan ölçümlerin sonuçları Çizelge 1’de görülmektedir.

Çizelge 3. P ve S dalgalarının sonuçları

Blok İsimleri		P-Dalgası mm/sn	S-Dalgası mm/sn	Blok İsimleri		P-Dalgaları mm/sn	S-Dalgaları mm/sn
ES1 Alfa	L	3408	1995	ES3 Beta	L	3143	2149
	H	3068	2012		H	3176	2099
	W	3073	1968		W	3164	2147
ES1 Beta	L	3012	1917	ES4 Alfa	L	3313	2205
	H	2823	1846		H	3098	2177
	W	2791	1959		W	3154	2221
ES1 Gamma	L	3266	2139	ES4 Beta	L	3326	2169
	H	3367	2099		H	3354	2204
	W	3290	2057		W	3587	2173
ES2 Alfa	L	3171	2396	Ref1	L	3625	2520
	H	3075	2076		H	3445	2289
	W	3071	2063		W	3586	2288
ES2 Beta	L	3423	2139	Ref2	L	3680	2496
	H	3367	2099		H	3475	2344
	W	3290	2057		W	3670	2249
ES3 Alfa	L	3421	2237	Ref3	L	3764	2465
	H	3306	2189		H	3442	2293
	W	3407	2189		W	3710	2299

P ve S dalgalarının ölçüm amacı eklem sistemlerine sahip olan formasyonlardaki dalga hızları ile eklem sistemsiz (referans) olmayan formasyonlarda ki dalga hızlarının kıyaslanabilmesini sağlamak amaçlı yapılmıştır. Böylelikle blokların içerisindeki eklem sistemlerinin doğru bir şekilde oluşup oluşmadığı denetlenmiş olmaktadır. Sonuçlar incelendiğinde referans bloklarla olan farklılıklar eklem sistemlerinin oluştuğunu göstermektedir.

3.1 Blokların Elek Analizleri

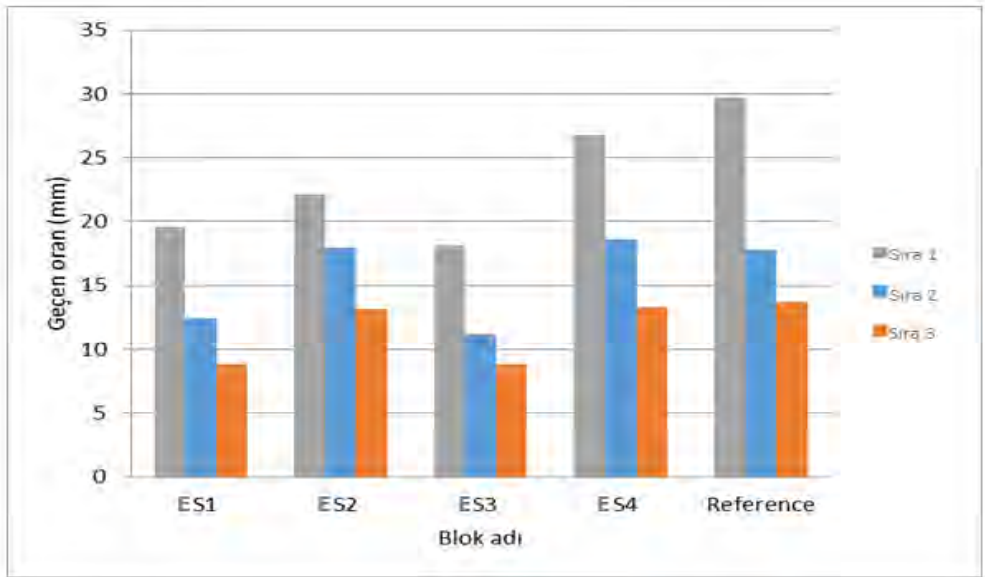
Her bir bloğun önce birinci sonra ikinci ve en son üçüncü sırası patlatılmıştır. Sıra patlatmasından sonra parçalanmış malzemeler ayrı bir şekilde toplanıp her sıra için ayrı kovalarda laboratuvara getirilmiştir. Elek analizleri her bir blok için yapılan patlatmalardan elde edilen malzemeler patlatma sıralarına göre ayrı şekilde analiz edilmiştir. Analiz sonucunda boyut dağılımları belirlenerek D_{30} , D_{50} ve D_{80} değerleri hesaplanmıştır. Bu işlem her blok ve bloğun ayrı ayrı her

bir sırası için yapılmıştır. Elek analizi çalışması iki grup halinde yapılmıştır. Birinci grupta 125 mm-14 mm boyut aralığındaki numunelere ve ikinci grupta ise 14 mm-0.25 mm boyut aralığındaki numuneler için yapılmıştır. Elek analizi çalışması bilinçli olarak ikincil bir kırılmaya neden olmasın diye el ile yapılmış olup mekanik eleme sistemi kullanılmamıştır. Eleklerin elek açıklığı 125, 100, 80, 63, 50, 40, 31.5, 25, 20, 14, 12.5, 10, 6.3, 4, 2, 1, 0.5 ve 0.25 mm şeklindedir.

İlk yapılan eleme çalışması (125-14 mm) bittikten sonra, <14 mm olan bütün matertaller bir kova içerisinde

toplanıp tartıldıktan sonra eğer ağırlığı >3 kg ise kova içindeki malzeme ikiye bölünüp ikinci elek analizine, >3 kg şeklinde ise material olduğu gibi ikinci elek analizi çalışması için hazırlanmıştır. Çalışmalar yapılırken büyük boyutlu materyalde ki yabancı malzemeler el ile ayrılıp atılmış daha küçük partiküllerde ise manyetik ayırıcı ile materyalden yabancı malzemeler uzaklaştırılmıştır.

D₃₀, D₅₀, ve D₈₀ değerlerinin her çatlak yapısı için yüzdesel dağılım oranları Şekil 3, Şekil 4 ve Şekil 5'te verilmiştir.

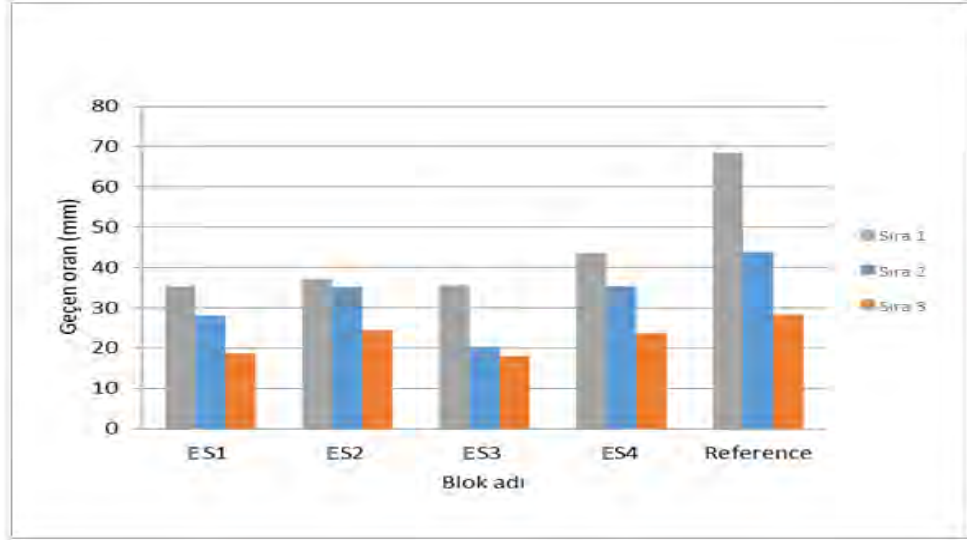
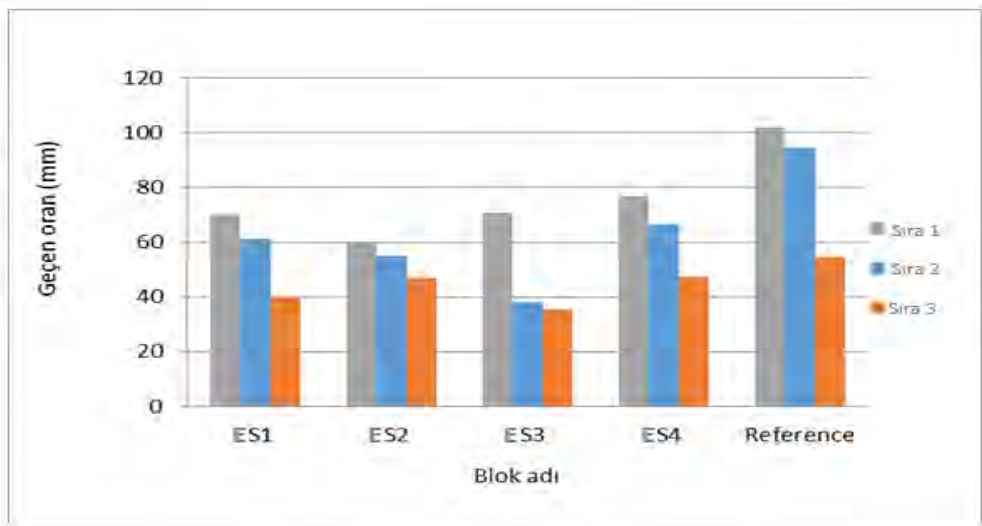


Şekil 3. Blokların D₃₀ değerleri

D₃₀ değerlerinin elek analizleri sonucu kıyaslandığı zaman parça boyut dağılımı olarak ES-4 eklem yapısı hariç diğer bütün eklem takımlı blokların her halükarda daha iyi sonuçlar elde ettiği görülmüştür.

Referans blokları delik sıraları baz alınarak kıyaslandığı zaman oldukça

farklılık göstermektedir. Delik sıraları arasındaki değişkenlik çatlaklı bloklarda ise daha az oranda sapmalar şeklinde kendini göstermektedir. D₃₀ değerleri içinde en iyi sonucu ES-3 çatlaklı yapısı göstermektedir.

Şekil 4. Blokların D_{50} değerleriŞekil 5. Blokların D_{80} değerleri

D_{50} değerleri D_{30} değerlerinde olduğu gibi benzer sonuçlar göstermektedir. Referans bloğunun materyal büyüklüğü diğer eklemli boyutlara kıyasla oldukça daha büyük olduğu görülmektedir.

Özetle patlatma sonrası eklem takımlı blokların parça boyut

dağılımının daha iyi olacağı söylenebilir.

D_{30} ve D_{50} de olduğu gibi referans bloğu için D_{80} değerleri oldukça kaba materyallere sahip olduğu görülmektedir. Hatta D_{30} ve D_{50} ye kıyasla en kaba materyallere sahip olduğu söylenebilir. Blokların

içerisinde eklem takımlarının varoluşu patlatma sonrası parçalanmayı artırır nitelikte etki etmektedir.

Elek analizlerini sonuçlandırmak için, eklem takımlı blokların parça boyut dağılımını özetlemek gerekirse;

- D_{30} için;

ES-3 < ES-1 < ES-2 < ES-4 < Referans (ES-3 en küçük parça boyut dağılımına sahiptir).

- D_{50} için;

ES-3 < ES-1 < ES-2 < ES-4 < Referans

- D_{80} için;

ES-3 < ES-1 $\approx$ ES-2 < ES-4 < Referans

Sonuçların güvenilirliğini arttırmak amacıyla daha fazla örneğin üzerinde patlatma çalışmaları yapılabilir.

4 TARTIŞMA ve SONUÇLAR

Yapılan çalışmada elde edilen bulgulara göre, referans bloklarının hem P dalga değerleri hemde S dalga değerleri öteki eklem sistemlerine sahip bloklarla kıyaslandığında daha büyük çıkmaktadır. Bununda nedeni olarak masif yapıya sahip referans bloğunun dalga iletim hızları eklem takımı olmadığı için diğer bloklara göre daha hızlı dalga iletimine sahip olmasından kaynaklanmaktadır. Eklem sistemine sahip blokların kendi aralarında P-S dalga yayılma hızları kıyaslandığında ise her eklem takımı için birbirine yakın değerlerde elde edilmiştir.

Bloklar patlatılmadan önce her blok için ortalama tane boyutu şu şekildedir; ES-1 için 132 mm, ES-2 için 116 mm, ES-3 için 132 mm, ES-4 için 136 mm ve Referans bloğu içinde masif olduğundan hem maksimum hemde ortalama boyutu 660 mm şeklinde hesaplanmıştır.

Boyut küçülme oranları (BKO) yani blokların parçalanma dereceleri ES-

1'de 1. sıra için öteki eklem sistemlerine nazaran daha iyi sonuç vermiştir. ES-1 serbest yüzeylere dik ya da paralel olduğunda parça boyut dağılımını daha olumlu yönde etkilemektedir denilebilir. Bu sonuç aynı zamanda ES-1 ve ES-4 kıyaslaması içinde ifade edilebilir. Her iki eklem sisteminde de çatlakların birbirine olan mesafeleri 95 mm olmasına karşın ES-4 bloğunda çatlaklar tabana 70°'lik açıyla oluşturulmuştur. Böylece serbest yüzeye paralel olan ES-1 bloğunun eklem takımları arasındaki mesafe aynı olmasına karşın ES-4 bloğundan daha iyi boyut küçülme oranlarına sahiptir. ES-1'de 2. sıra için ise yine diğer eklem sistemlerine nazaran daha iyi sonuç vermesine karşın ES-3 eklem sistemine sahip bloklarda boyut küçülme oranı değerlerine yakın sonuçlar oluşmuştur. Bunun ilk patlatmanın tesiriyle ikinci sırada oluşan ilave çatlaklardan kaynaklandığı düşünülmektedir.

3. patlatma sırası kıyaslanmak istendiğinde ES-1 bloğunun BKO değeri diğer eklem sistemine sahip bloklara nazaran en iyi sonuç verdiği gözlemlenmektedir.

Aynı eklem sistemine sahip olmasına karşın eklemler arasındaki mesafenin etkisini gözlemlemek için oluşturulan ES-1 ve ES-2 bloklarının BKO değerleri kıyaslandığında; ES-1 bloğunun diğerine oranla daha küçük oranda parça boyut dağılımına sahip olduğu gözlemlenmektedir. Buradan eklem sistemlerinin sıklığının parça boyut dağılımı üzerinde lineer bir etkiye sahip olmadığı sonucu çıkarılabilir.

Masif olarak oluşturulan referans bloklarının boyut küçültme oranı değerlerine bakıldığında 1. sıra, 2.sıra

ve 3. sıra atımlarında eklem sistemine sahip bloklara nazaran daha yüksek boyut küçültme oranına sahip olmakla birlikte tane boyutu en büyük olan bloklarda yine bu referans bloklarla yapılan patlatmalardan elde edilmiştir.

Patlatmadan sonra her patlatma sırası kendi arasında kıyaslandığında ise, ES-1 Alfa'nın boyut küçültme oranı (BKO) değeri küçülürken aynı eklem sistemine sahip ES-1 Gama'nın boyut küçültme oranı değeri artmıştır. Benzer sonuç referans blokları içinde çıkmıştır. Bunun nedeni olarak ise ES-1 Gama'nın ES-1 Alfa'dan 1 ay sonra ve Ref-3'ün Ref-2 den yaklaşık olarak 1.5 ay sonra patlatılmasından kaynaklandığı düşünülmektedir.

Testlerden elde edilen sonuçların saha uygulamalarından elde edilen sonuçlarla karşılaştırılması uygun olacaktır.

Özgül şarjın 2. ve 3. sıra patlatmalarında azaltılabileceği düşünülmektedir. Ancak saha patlatmalarıyla deneylerden elde ettiğimiz bu sonucun kontrol edilmesi gerekmektedir.

Eklem takımları arasındaki mesafe aynı olmasına karşın serbest yüzeye paralel ve aynaya dik olan formasyonlarda saha koşullarında etkilerinin incelenmesinin ileriye dönük patlatma çalışmalarında yol gösterici olabileceği düşünülmektedir.

Eklem sistemlerinin birbirine olan mesafesi azaldıkça parça boyut dağılımı aynı oranda azalma göstermemektedir. Bu görüşümüzün saha çalışmalarıyla incelenmesi önerilir.

Bu çalışma için üretilen bloklarda kıyas noktası olarak seçilen tek farklılık eklem takımları olup bu eklem

takımlarının hem kendi aralarındaki parça boyut dağılımı etkisi ve farklarını ölçmek hemde eklem takımsız olarak üretilen referans bloğuyla karşılaştırmak şeklindedir. Sonuç olarak masif olarak üretilen referans bloğunun BKO diğer eklem sistemlerine sahip bloklara nazaran daha iyi olmasına karşın yine de parça boyut dağılımı en büyük ortalama tane boyutuna sahip blok olduğu gözlemlenmiştir. Böylece çalışmanın asıl amacı olan aynı özgül şarjda eklem sistemli formasyonların masif formasyonlara nazaran parça boyut dağılımının daha düşük olduğu saptanmıştır.

KAYNAKLAR

- BS 410, 1986 Specification for test sieves, England
- Hustrulid, W., 1999. Blasting Principles for Open Pit Mining - General Design Concepts, Theoretical Foundations, A.A. Balkema, Rotterdam.
- Hüdaverdi, T., 2010. Parçalanmanın İyileştirilmesine Yönelik Patlatma Tasarımının Araştırılması, İTÜ Doktora Tezi, İstanbul, 187s.
- Hyldahl, J., 2015. Effects of jointing on fragmentation. Civil Engineering, Luleå University of Technology.
- Morhard, R. C., Chiappetta, R. F. and Borg, D. G., 1987. Explosives and Rock Blasting, Atlas Powder Co., Dallas, Texas.
- Schimek, P., 2012. Experimental blast fragmentation research in model-scale bench blast, Research report under preparation, Montanuniversitat Leoben, Chair of Mining Engineering and Mineral Economics, Austria.
- Yılmaz, P., 2010. Basamak Ayna Profiline Patlatma Performansına Etkilerinin Araştırılması; Yüksek Lisans Tezi, İstanbul Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, İstanbul.

Image J Programı ile Parça Boyutu Analizi

Analysis of Particle Size Distribution with Image J Programme

M. K. Kılıç

Okan Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Patlayıcı Mühendisliği Programı, İstanbul

A. Kahriman

Okan Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Patlayıcı Mühendisliği Programı, İstanbul

S. Bağdatlı

Okan Üniversitesi, Meslek Yüksekokulu, İnşaat Bölümü, İstanbul

ÖZET Madencilik çalışmalarında, delme-patlatma yönteminin kaçınılmaz olduğu durumlarda patlatma sonrası ortaya çıkan yığının parçalanma derecesinin ve parça boyut dağılımının, kazı sonrası takip eden yükleme, nakliye, kırma, öğütme vb. diğer madencilik işlemlerinin performansında ve toplam maliyetler üzerinde %12 ile %40 arası oranda etkileri bulunmaktadır.

Teknik ve ekonomik sebeplerden maden üretiminde delme ve patlatma çalışmalarında optimizasyon şarttır. Bu optimizasyon çalışmaları patlatma sonrası gözlemler, performans ve maliyet analizleri ile gerçekleştirilmektedir. Son yıllarda dijital görüntü işleme yöntemleri patlatma sonrası parça boyutunun tayininde oldukça başarılı bir şekilde uygulanmaya başlanmıştır. Dijital görüntü işleme yöntemi ile parça boyutu analizi, patlatma sonrası oluşan yığından veya bant konveyörden dijital olarak görüntü alınması, bu görüntünün uygun yazılımla analiz edilmesi ve sonucun parça boyut dağılımının alan hesabıyla sunulması ilkesine dayanmaktadır.

Bu çalışma kapsamında ücretsiz olarak alınabilen ImageJ dijital görüntü işleme yazılımı kullanılarak Limak Çimento'ya ait kalker açık ocak işletmesinde parça boyut dağılımı saptanarak, patlatma verimlilik analizi yapılmıştır. Analiz sonucunda, işletmede kullanılan 2 farklı delgi çapının (89 mm ve 102 mm) verimliliği kıyaslanmıştır. İşletmenin uyguladığı paterne göre, 102 mm'lik delik çapının daha verimli sonuçlar verdiği anlaşılmıştır.

ABSTRACT In the mining operations, when the drilling-blasting method is inevitable, the disintegration degree of the pile and the part size distribution after the blasting, the following loading, transportation, crushing, The performance of other mining operations and between 12% and 40% on total costs.

The optimization on drilling and blasting activities for mine producing is a must due to technical and economic reasons. These optimization studies can be achieved by visual observations, performance and cost analysis after blasting. In recent years the digital image analysis techniques are applied successfully on assessment of particle size distribution after blasting. Digital image processing technique depends on the principle of obtaining digital image from the muckpile or belt conveyor, analyzing these images by suitable softwares and presenting the results with particle size distribution graphics.

Within the scope of this study, the particle size distribution after blasting was assessed at Limak Cement Lime Stone open pit by using ImageJ software which can be taken freely. As a result of the analysis, the efficiency of 2 different drilling bit diameters (89 mm and 102 mm) was compared which used in the operation. According to the pattern which used in operations, it is understood that a hole diameter of 102 mm gives more efficient results.

1 GİRİŞ

Maden ve taş ocağı faaliyetlerinde temel ve en önemli prosesi oluşturan kazı işlemlerinin, madde/kütle özellikleriyle ve kullanılmakta olan teknoloji ile sınırlı olduğu bilinmektedir. Bu nedenle bu sınırı aşan delme ve patlatma teknolojisi doğrudan kazı veya gevşetme kazısı olarak büyük bir önem arz etmekte ve ekonomiklik ölçüleri içinde yaygın bir şekilde kullanılmaktadır.

Bu kullanımın önemini, bir yandan işletme faaliyetlerinin göstergesini oluşturan maliyet analizlerinde, öte yandan söz konusu faaliyetlerin hızlı bir şekilde yapılabilmesinde görmek mümkündür. Ancak işletmelerdeki maliyet analizlerinde, delme ve patlatma maliyetlerinin tek başına değerlendirilmesi; elde edilen başarının açık bir şekilde gösterilmesine yetmemektedir. Faaliyetler ardışık olarak gerçekleştiğinden dolayı; delme ve patlatma etkisinin diğer işlemlerde de analiz edilmesi zorunludur. (Kahrıman, 2003)

Maden üretiminde delme ve patlatma sonrasında optimizasyon ve parça boyutu analiz çalışmaları; patar sayımları, ekskavatörün yükleme performansı, elek analizleri, dijital görüntü işleme metodu vb. yöntemler kullanılarak yapılabilmektedir. Belirtilen analiz yöntemlerinden olan dijital görüntü işleme metodu, yüksek çözünürlüklü kameraların gelişmesi ile sıklıkla kullanılmaktadır.

Dijital görüntü işleme yöntemi ile parça boyutu analizi, patlatma sonrası oluşan yığından veya bant konveyörden dijital olarak görüntü alınması, bu görüntünün uygun yazılımla (GoldSize, WipFrag, Split Desktop, ImageJ Programları vb.) analiz edilmesi ve sonucun parça boyut dağılımı grafikleri ile sunulması ilkesine dayanmaktadır.

Bu çalışma kapsamında, dijital görüntü işleme yöntemi ile parça boyut dağılımının saptanması ve bunun ışığında yapılan patlatma çalışmalarının verimliliğin ortaya konmasıdır. Bu amaç doğrultusunda, Kırklareli'nin Pınarhisar ilçesinde bulunan Limak kalker açık ocağında yapılan patlatmalı kazı faaliyetlerine katılarak,

gerekli gözlemlerin yapılması ve patlatma sonrası yığın üzerinden dijital görüntüler alınarak bunların analizi gerçekleştirilmiştir. Burada asıl amaç, uygulanan patlatma çalışmalarında belirlenmiş olan patlatma parametreleri ile analiz sonuçları arasındaki ilişkiyi saptamak ve hangi parametrelerin istenen parçalanma derecesini elde etmek için değiştirilmesi gerektiğine karar vermek olmaktadır.

2 DİJİTAL GÖRÜNTÜ İŞLEME YÖNTEMİ VE IMAGEJ YAZILIMI

2.1 Dijital Görüntü İşleme Yöntemi

1980'li yıllarda “Manuel Contour Delineation” denen sistemde yapılan söz konusu işlemler günümüzde bilgisayar sisteminde geliştirilerek tam otomatik bir yöntemle yapılmaktadır. Dijital analiz programlarında tam otomatik algoritma kullanılmakta ve bu da “Partial Contour Delineation And Successive Openings” denen tekniğe dayanmaktadır. Diğer yöntemler gibi bu yöntemde avantajları ve limitleri vardır. Bu yöntemle vasat bir PC ile 30 saniyeden daha kısa bir sürede resmin neticesini elde etmek mümkündür. Bilgisayarın resim prosesine göre ayarlanması için dijital formatının olması gerekir. Günümüzde bu artık problem olmaktan çıkmıştır, çünkü “Gray-Scale” (Renksiz) resmini algoritma için ihtiyacımız kadar elde etmek aşağıdaki yöntemlerle mümkündür (Girdner vd., 1996).

- Fotoğrafın taranması
- Analog kaynağın kullanılması: Video sinyalinin (CCD, CAM) çeviren bir dijital tablo
- Direkt olarak kullanılan dijital kaynak: Dijital kamera

Programların neredeyse tümü Jpeg, Tiff, Gif ve Bmp dosya formatlarına uygun resimleri kabul etmektedir.

Dijital görüntü işleme yöntemi ile parça boyut analizine geçmeden önce günümüzde hemen hemen her alanda kullanılmaya başlanan bu sistemin gelişimini ve kuramsal

temellerini ortaya koymak konunun daha iyi anlaşılması için faydalı olacaktır.

2.2 Dijital Görüntü İşleme Yönteminin Adımları

Dijital görüntü işleme yönteminin adımları aşağıdaki gibi sıralabilir:

- Görüntüyü yeniden yapılandırma
- Görüntü analizi
- Görüntü oluşumu (Bilgisayar tarafından oluşturulan görüntü)
- Görüntü sıkıştırma ve şifreleme

Görüntü yukarıda belirtilen sıralama ile işlenerek analize hazır hale getirilmektedir.

2.3 ImageJ Yazılımı

ImageJ yazılımını, Macintosh için NIH Image tarafından geliştirilmiş herkesin kullanımına açık Java tabanlı görüntü işleme yazılımıdır. Yazılım Java 1.1 veya üzeri Java Sanal Makinesi bulunduran bir bilgisayarda uygulama olarak çalıştırılabilir. Uygulama dağıtımları Windows, Mac OS, Mac OS X ve Linux işletim sistemleri için mevcuttur. Yazılım 8, 16 ve 32 bitlik imajları görüntüleme, analiz, düzenleme, işleme, kayıt etme ve yazdırma işlemlerini yapabilir. Tiff, Gif, Jpeg, Bmp, Dicom, Fits ve ham resim formatlarını okuyabilir. Tek bir pencerede birçok görüntüyü barındıran yığın imajları destekler. Eş zamanlı çalışmayı destekler, bu sayede imaj okuma gibi yoğun zaman harcanan işlemler paralel olarak yürütülebilir. Yazılım kullanıcı tanımlı, alan ve piksel değerleri istatistiklerini hesaplayabilir; uzaklıkları ve açıları ölçebilir. Yoğunluk histogramları ve çizgi profil planları yaratabilir. Günümüzde standart olarak kullanılan kontrast, keskinlik, yumuşatma, kenar belirleme ve medyan filtreleme fonksiyonlarını destekler. Ölçeklendirme, döndürme gibi geometrik dönüşümleri yapabilir. İmajlar 32:1'e 1:32'e kadar yakınlaştırılabilir. Herhangi bir büyütme faktöründe tüm analiz ve işleme fonksiyonları kullanılabilir. Yazılım kullanılan hafıza ile limitli olarak sınırsız sayıda imajı eşzamanlı olarak destekler. Gerçek dünya boyut ölçümleri yapabilmek

için uzamsal kalibrasyon mevcuttur. Ayrıca yoğunluk ve gri derece kalibrasyonu da mevcuttur. ImageJ Java eklentileri ile geliştirilmeye yönelik olarak açık mimari yapıda dizayn edilmiştir. ImageJ içinde bulunan editör ve Java derleyicisi kullanılarak kişisel edinti, analiz ve işleme eklentileri geliştirilebilir. Kullanıcı tarafından yazılan bu eklentiler görüntü işleme ve analiz problemlerini çözülebilir kılmaktadır. ImageJ bir Mac OS X sistemi editörü ve Java derleyicisi ile BBEdit editörü ve Ant yapı aracı ile geliştirilmiştir. Kaynak kodu serbest bir şekilde elde edilebilir. (Edizer, 2006)

3 ÇALIŞMA SAHASI VE JEOLJİSİ

3.1 Çalışma Sahası

Limak Çimento Sanayi ve Ticaret A.Ş. uhdesinde bulunan çalışma sahası, Kırklareli İli Pınarhisar İlçesi sınırları içerisinde bulunmaktadır. Açık ocak olarak işletilmekte olan maden sahasında kalker üretimi gerçekleştirilmektedir. Çalışma sahasına uydu görüntüsü Şekil 1'de verilmiştir.

3.2 Çalışma Sahasının Jeolojisi

Kalker ocağı işletmeciliğinin yapılacağı ocak alanı ve civarının incelenmesi sonucunda, cevherleşmenin geniş bir alana yayıldığı gözlemlenmiştir. Kalker cevherleşmesi yüzeyde mostra vermekte olup cevher üzerinde üst örtü toprağı bulunmamaktadır. Proje alanında yayılış gösteren kalker cevherleşmesinin rengi kirli beyaz-bejdir.

Ocak alanı Pınarhisar formasyonu ile Kırklareli kireçtaşı üzerinde bulunmaktadır. Proje alanındaki kalkerleri (Orta-Üst Eosen yaşı seriyi) resif kireçtaşları oluşturmaktadır. Bu resif kireçtaşı formasyonu, arka resif, iç resif ve ön resif kireçtaşı şeklinde değerlendirilmiştir. Oligosen yaştaki Oolitik kireçtaşı bu serinin üzerine uyumsuz bir şekilde örtmektedir. Bu birim kirli beyaz-bej renkte, gözenekli, kırıntılı kireçtaşıdır. Genelde masif görünümlüdür. Yer yer çatlaklı, kırıklı bir



Şekil 1. Çalışma sahasını gösterir uydu fotoğrafı (Google Earth)

verilmektedir. Ayrıca mineralojik bileşiminde en az %90 kalsit minerali bulunan kayalar da kireçtaşı olarak adlandırılmaktadır. Kireçtaşı saf halde kalsit ve çok az miktarda aragonit kristallerinden oluşur. Kalsit ve aragonit kalsiyum karbonatın iki ayrı kristal şekli olup teorik olarak %56 CaO ve %44 CO₂ içerir. Ancak doğada hiçbir zaman saf olarak bulunmaz. İkincil derecede değişik madde bileşiklerinin içinde yer alması nedeniyle orijinal halde sarı, kahverengi ve siyah renklerde de görülebilmektedir. Kireçtaşının özgül ağırlığı 2,5–2,7 gr/cm³ arasındadır. Kireçtaşının sertlik derecesi 3, kabarma katsayısı 1,6'dır. Kırılma dayanımı (basma dayanımı) 1.900 kg/cm², kırılma indeksi 60 kg/cm², elastisite modülü 2.100 kg/mm², genleşme katsayısı 0,00022, 1santigrad derece (100 – 150 derece için) reaksiyon ısısı 426 kcal/gr mol (25 santigrad derece) dir. (Ankatek, 2014)

3.3 Kazı Çalışmaları ile İlgili Genel Bilgiler

Kalker Açık Ocağında cevher kazı çalışmaları delme patlatma metodu ile yapılmaktadır. 5-16m'lik basamaklarda 6-17,5m'lik dik delikler delinerek ve üretim ihtiyacına bağlı olarak 25 ile 125 delik

aralığında patlatmalar yapılmaktadır. Burada yapılan patlatmalar taşeron firma tarafından yapılmaktadır. Patlatma sonrası elde edilen cevher yığını kamyonlarla işletmede bulunan çeneli kırıcılara götürülmekte ve burada malzeme kırıcıda kırma ile boyut küçültme işlemine sokulmaktadır. Patarlar ise mekanik kırıcılarla kırıldıktan sonra yine çeneli kırıcılara taşınmaktadır.

Ocak yetkililerden alınan bilgiye göre çeneli kırıcının verimli çalışması için yığın için hedeflenen parça boyut dağılımının 500mm küçük olması istenmektedir. Patlatma sonrası dijital görüntü işleme yöntemi ile parça boyut dağılımı ve patlatma verimlilik analizi yaparken bu parametre göz önünde bulundurarak çalışmalar sürdürülmüştür.

4 UYGULANAN YÖNTEM

4.1 Patlatma Tasarımları

Çalışma kapsamında, söz konusu sahada farklı zamanlarda gerçekleştirilen 6 farklı patlatmalı kazı çalışması takip edilmiştir. Takip edilen atımlara ait patlatma parametreleri Çizelge 1'de verilmiştir.

Çizelge 1. Patlatma Parametreleri

Patlatma Sırası	Delik Çapı	Dilim Kalınlığı	Delikler Arası Mesafe	Patlayıcı Madde	Ateşleme Sistemi	Basamak Yüksekliği
1.Patlatma	89mm	3m	3m	3800kg ANFO-80kg emülsiyon	Elektriksiz - Şok tüpü	10,5m
2.Patlatma	89mm	3m	3m	1900kg ANFO-90kg emülsiyon	Elektriksiz - Şok tüpü	5,5m
3.Patlatma	89mm	3m	3m	3800kg ANFO-80kg emülsiyon	Elektriksiz - Şok tüpü	11m
4.Patlatma	102mm	3m	3m	1820kg ANFO- 70kg emülsiyon	Elektriksiz - Şok tüpü	7m
5.Patlatma	102mm	3m	3m	3825kg ANFO-25kg emülsiyon	Elektriksiz - Şok tüpü	16m
6.Patlatma	102mm	3m	3m	3125kg ANFO-90kg emülsiyon	Elektriksiz - Şok tüpü	15m

Patlatma tasarımları, söz konusu firmanın uygulamakta olduğu genel modeller olup, çalışma esnasında tasarıma müdahalede bulunulmamıştır. Sadece gözlemler yapılarak gerekli bilgiler alınmıştır.

4.2 Patlatma Sonrası Analizler

Çalışma sahasında yapılan patlatmalı faaliyetleri incelenmiş ve patlatma sonrası yığın üzerinden akıllı cep telefonu ile elde edilen dijital görüntüler doğrudan bilgisayara aktarılarak ImageJ dijital görüntü işleme programı ile işlenmiş ve patlatma sonrası yığının parça boyut dağılım analizi yapılmıştır. Yığın üzerinde birçok noktadan görüntü alınarak, görüntülerin yığının parça boyut dağılımını homojen bir şekilde yansıtmaları için bu görüntüler birlikte analiz edilmiştir. Ayrıca analiz edilen görüntüler seçilirken görüntülerin netliği, ışık ayarı da göz önünde bulundurulmuştur. Görüntüler alınmadan önce yığın üzerine görüntülerin ölçeklendirilmesi amacı ile 440mmX125mm

uzunluklarında iki adet tahta yerleştirilmiştir. Bu boyutu bilinen tahtalar dijital parça boyutu analizinde yapılacak ilk iş olan görüntünün ölçeklendirilmesi adımıyla işe yaramaktadırlar. (Şek. 2)

Örnek olarak Şekil 2’de verilen görüntüler ve diğer atımlardan elde edilen görüntüler işleme tabii tutulmuştur. ImageJ dijital görüntü işleme programı ile yapılan parça boyut dağılımı analizinin sonuçları ilerleyen kısımlarda özetlenmiştir.

Bu çalışma kapsamında yığının parça boyut dağılımını en iyi temsil eden görüntülerden altısı ilk önce tekil olarak analiz edilmiş daha sonra altısı bir arada işlenerek parça boyut dağılım yüzdesel ortalamaları 89mm çap ve 102mm delik çapları için ayrı ayrı elde edilmiştir.

4.3 ImageJ Programı ile Görüntü Analiz Adımları ve 1. Atıma Ait Analiz Değerleri

Analiz çalışmalarında program otomatik parça sınırlarını bulabilmesine rağmen hata payını en aza indirmek için tüm görüntüler

manuel olarak işlenmiştir. Manuel olarak parçaların sınırını belirlemek fazla zaman alsa da alınan sonucun doğruluğunu artırmaktadır. Programın işlem adımları özet olarak aşağıda maddeler halinde verilmiştir. Adımların açıklanmasında kullanılan görüntüler çalışma sahasında gerçekleştirilen 1 numaralı atıma aittir.

- Araziden elde edilen görüntünün programa aktarılması (Şek. 2)
- Programa aktarılan görüntü, analize başlamadan önce Image Type 8-bit formatına dönüştürülmesi (Şek. 3)

- Programın belirli bir şekli olmayan cisimleri birbirinden ayırması için “Process Find Edges” komutu uygulanması gerekmektedir. (Şek. 4)
- Program arka planı beyaz, cisimleri siyah algılamaktadır. İlk görüntüyü siyah-beyaz formata çevirmek için menüden “Process Binary Make Binary” komutu uygulanması gerekmektedir. (Şek. 5)
- Ölçeklendirme işlemi için önceden boyutları bilinen bir cisim (125x440mm tahtalar) seçilerek Analyze/Set Scale komutu kullanılmalıdır.



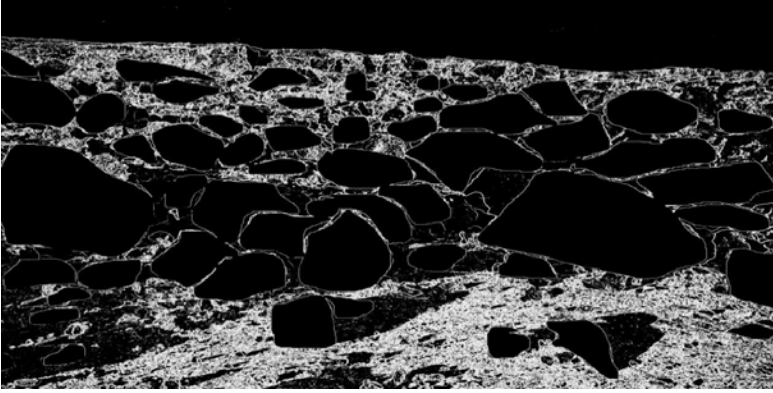
Şekil 2. Araziden elde edilen orijinal görüntü



Şekil 3. İlk görüntünün 8-bit'e dönüştürülmüş hali



Şekil 4. İlk görüntünün kenar çizgileri belirlenmiş hali

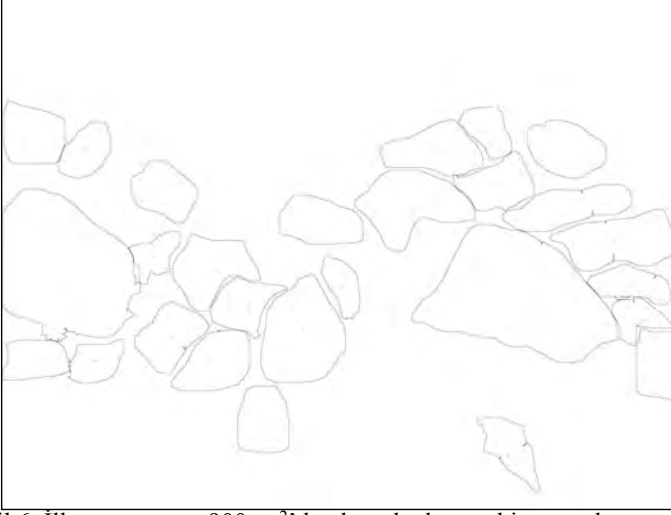


Şekil 5. İlk görüntünün siyah-beyaza dönüştürülmüş hali

Bu adımlar tamamlandıktan sonra ilk görüntü analize hazır hale gelmiş olur. Analiz edilmesi istenilen ölçü aralığı ile özet ve sonuç bilgisi değişkenleri program üzerinden seçilebilmektedir. Örneğin, yukarıda verilen görüntülerdeki 900 cm^2 ve daha büyük yüzey alanına sahip parçaların görüntüsü Şekil 6'da verilmiştir.

1 numaralı atım için belirlenen parça boyutu aralığında tespit edilen cismin gösterilmesi, sayılan parçanın sıra numarası, özet ve sonuç bilgileri Çizelge 2'de gösterilmiştir. Diğer atımlara ait işlem adımları da 1. atımla benzer şekilde gerçekleştirilmiştir. Atımlardan elde edilen

sonuç değerleri ilerleyen kısımlarda verilmiştir.



Şekil 6. İlk görüntünün 900cm²'den büyük alana sahip parçalarının sınırları

Çizelge 2. İlk görüntünün analiz sonuçları

S.No	Alan (cm ²)	Çevre (cm)	S.No	Alan (cm ²)	Çevre (cm)
1	2133.331	253.484	16	1283.425	178.576
2	922.000	131.821	17	1714.067	277.047
3	1387.508	227.977	18	1095.707	180.564
4	2052.492	253.649	19	1239.680	194.277
5	904.187	197.003	20	2596.015	272.865
6	1113.738	157.751	21	2821.912	352.832
7	1430.168	169.547	22	2613.382	320.571
8	1053.346	144.170	23	2683.724	277.012
9	1905.804	202.445	24	12577.103	728.615
10	1098.423	163.128	25	3624.461	337.598
11	1186.810	178.102	26	3560.702	286.627
12	1357.204	196.683	27	11323.194	576.318
13	1857.985	185.231	28	3543.432	320.138
14	2484.736	285.576	29	4506.381	352.630
15	2238.690	248.583			

İlk görüntünün analizinden çıkan sonuçlara göre parça boyut dağılımının %22.97'si hedeflenen parça boyutundan büyüktür (patar) ve maksimum parça alanı 12577.103 cm², maksimum parça çevresi 728.615 cm'dir.

Tüm atımların ayrı ayrı değerlendirilmesi sonucu elde edilen analiz değerleri Çizelge 3'de özetlenmiştir. Ocak yetkililerden alınan bilgiye göre çeneli kırıcının verimli çalışması için, hedeflenen parça boyut

dağılımının 500mm küçük olması istenmektedir. Bu nedenle parça boyutları hesaplanırken 2500 cm²'den büyük parçalar patar olarak sayılmıştır.

Çizelge 3. Tüm atımların ayrı ayrı analiz özet sonuçları

Atım No	Patar Yüzdesi (%)	Alan (cm ²)	Çevre (cm)
1	22.97	12577.103	728.615
2	16.33	6843.458	511.303
3	28.26	19187.734	817.829
4	12.41	11175.957	520.894
5	8.1	4191.162	304.467
6	7.32	4089.293	318.429

4.4 Tüm Atımların Birlikte Analizi

Altı farklı patlama sonrasında elde edilen görüntülerin birlikte analiz edilmesinin sebebi yapılan farklı delik çaplı aynı paterne sahip patlamalardan sonra oluşan yığınlar da iki farklı delik çapı uygulamasının ortalama parça boyut dağılımının ayrı ayrı belirlenmesidir. Araştırmamızın bundan sonraki aşamaları artık burada elde edilen son parça boyut dağılımlarına göre yapılacaktır.

Bu çalışma kapsamında patlatma verimlilik analizini gerçekleştirmek için yapılan dijital görüntü işleme yöntemi ile patlatma sonrası parça boyut dağılım yüzdelilerinin bulunmasının yanı sıra bu patlatmada iyileştirme çalışması yapılması gerekliliğinin değerlendirilmesi de amaçlanmıştır.

Bu çalışma kapsamında daha öncede belirtildiği gibi patlatma sonrası hedeflenen parça boyut dağılımının optimum 100cm² ile 2500cm² olması hedeflenmekteydi. İncelenen atımlardan elde edilen sonuçlar Çizelge 4’de verilmiştir.

Çizelge 4. Tüm atımların toplu analiz özet sonuçları

Delik Çapı	Atım No	0-900cm ²	900-2500cm ²	2500<
89mm	1	63,92%	13,11%	22,97%
	2	70,79%	12,88%	16,33%
	3	64,84%	6,9%	28,26%
Ortalama		66,51%	10,96%	22,53%
102mm	4	80,97%	6,62%	12,41%
	5	79,08%	12,82%	8,10%
	6	81,59%	11,09%	7,32%
Ortalama		80,55%	10,17%	9,28%

Çizelge 4’de görüleceği üzere bu atımlar sonucunda oluşan yığınların 89 mm’lik delici uç kullanıldığında ortalama %22,53’sının, 102 mm’lik delici uç kullanıldığında ise ortalama %9,28’ünün kırıcıya beslenmeden önce ikincil kırılmaya tabi tutulması gerekmektedir.

Çalışma kapsamında yapılan analizler sonucu elde edilen ortalama parça boyutları Çizelge 5’de yer almaktadır.

Bu çalışmada ayrıca altı atımın da özgül şarj ve özgül delgi verileriyle konkasör elektrik sarfiyatı ve kepçe yükleme

periyotları da incelenmiştir. Elde edilen değerler Çizelge 6’da verilmiştir.

Çizelge 5. Tüm atımların ortalama parça boyutu

Delik Çapı	Atım No	Alan ^{cm²}	Çevre cm
89mm	1	1251	35
	2	997	31
	3	1401	37
Ortalama		1216	35
102mm	4	773	28
	5	595	24
	6	542	23
Ortalama		637	25

Çizelge 6. Tüm atımlara ait özgül şarj, özgül delgi elektrik sarfiyatı ve kepçe yükleme periyodu değerleri

Sıra	Delik Çapı (mm)	Özgül Şarj (kg/m ³)	Özgül Delgi (m/m ³)	Konkasör Enerji Sarfiyatı (ton/kwh)	Kepçe Periyodu (sn)
1	89	0,5026	0,1216	1,12	31
2		0,4265	0,1313	1,1	29
3		0,4798	0,1212	1,12	32
	Ortalama	0,46964	0,1247	1,1133	30,66
4	102	0,4478	0,1111	1,04	27
5		0,5208	0,1111	1	26
6		0,5646	0,1111	1	27
	Ortalama	0,51108	0,1111	1,01333	26,66

5 SONUÇLAR

Çalışma kapsamında kalker cevheri açık ocağında yürütülmekte olan patlatma çalışmalarının dijital görüntü işleme tekniği kullanarak verimlilik analizi yapılmıştır.

Bu çalışmayla; 89mm çaplı delikler kullanıldığında 3m dilim kalınlığı, 3m delikler arası mesafe ve ortalama 0.47 kg/m³'lük bir özgül şarj miktarı ile hedeflenen parça boyut aralığının toplam yığın içinde sadece % 77.48'lik bir miktarda olduğu bununla beraber 102mm çaplı delikler 3m dilim kalınlığı, 3m delikler arası mesafe ve ortalama 0.51 kg/m³'lük bir özgül şarj miktarı ile hedeflenen parça boyut aralığının toplam yığın içinde % 90.73'lük bir miktarda olduğu saptanmıştır.

İncelenen atımlardan elde edilen sonuçlar değerlendirildiğinde; patlatma sonucu oluşan parça boyutunun, işletmede

gerçekleştirilecek ardışık faaliyetlere olan etkisi görülmektedir.

Örneğin; konkasör elektrik sarfiyatları karşılaştırıldığında 89mm çaplı delikler kullanıldığında 102mm'lik deliklere oranla ortalama %9,8 artmaktadır.

Kepçe yükleme periyotları karşılaştırıldığında 102mm'lik çapla yapılan patlatmaların ortalama 4 saniyeleri bulan zaman farkıyla daha hızlı yüklendiği görülmüştür.

Üretim boyutuna göre, parça boyutundaki değişiklikler, başka bir deyişle, patlatmalı kazıların verimliliği hem maliyet hem zaman açısından büyük farklılıklar ortaya çıkarabilir düzeyde olduğu anlaşılmaktadır.

Dijital görüntü işleme tekniği ile parça boyut dağılımı tayini büyük ölçekli patlatma çalışmalarının yapıldığı madencilik çalışmalarında teknik ve ekonomik açıdan uygulanabilirliği daha önceki çalışmalarda gözler önüne serilmiştir. Bu çalışmayla da ImageJ programının da parça boyut analizi

için kullanılabileceği sonucuna varılmış ve ücretsiz olması nedeniyle işletme ekonomisine katkısının daha fazla olacağı değerlendirilmektedir.

KAYNAKLAR

- Ankatek, 2014. *Kırklareli ili pınarhisar ilçesi 200901722 ruhsat nolu kalker ocağı çed raporu*, Ankatek Çevre Madencilik Mühendislik Ltd. Şti., Ankara, 68-74 s.
- Edizer, E., *Sayısal Görüntü İşleme Yöntemi İle Tane Boyut Dağılımı*, Yüksek Lisans Tezi, Çukurova Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü, Adana, 74 s.
- Girdner, K., Kemeny, J., Srikant, A., McGill R., 1996. The split system for analyzing the size distribution of fragmented rock, *Proceedings of the FRAGBLAST-5 Workshop on Measurement of Blast Fragmentation*, Montreal, Quebec, Kanada, 101-108 s.
- Kahriman, A., 2003. *Maden ve Taş Ocaklarında Kaya Patlatma Tekniği Semineri*, İstanbul.

Patlatmalı Temel Kazısı Uygulaması: Küçük Çamlıca TV – Radyo Kulesi Projesi

Application of Blasting Foundation Excavation: Project of Küçük Çamlıca TV – Radio Tower

S. Bağdatlı

Okan Üniversitesi, Meslek Yüksekokulu, İnşaat Bölümü, İstanbul

A. Kahriman

Okan Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Patlayıcı Mühendisliği Programı, İstanbul

A. Arslantürk

Okan Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Patlayıcı Mühendisliği Programı, İstanbul

S. Işıcı

Okan Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Patlayıcı Mühendisliği Programı, İstanbul

M. Çam

Taşpat Hafriyat Dinamit Hizmetleri, İstanbul

ÖZET Günümüzde, delme – patlatma yöntemi sadece maden işletmelerinde kullanılmakta olan bir yöntem olmaktan çıkmış, inşaat projelerinde de sıklıkla kullanılır hale gelmiştir. Yüksek yapıların inşa edilebilmesi için gereken derin temel kazıları gerekmektedir. Sağlam kayaların yer aldığı zeminlerde derin kazı yapmak ise oldukça zorlayıcı bir süreçtir. Bu tür projelerde delme – patlatma yöntemi kullanımı artış göstermektedir.

Bu çalışmada, İstanbul İli Üsküdar İlçesi sınırlarında inşa edilmekte olan “Küçük Çamlıca Tv – Radyo Kulesi Projesi” kapsamında gerçekleştirilen patlatmalı temel kazıları takip edilmiştir. Patlatmalı kazı çalışmalarının başlangıcından itibaren; ön planlama, risk analizi, delme – patlatma başlangıç modellerinin oluşturulması aşamaları incelenmiştir. Patlatmalı kazı çalışmaları esnasında uygulanan patlatma modelleri ve patlatma kaynaklı titreşim değerleri özenle kaydedilmiştir. Elde edilen ilk verilerden yola çıkılarak, patlatma modellerinde iyileştirmeler gerçekleştirilmiştir.

Yapılan optimizasyon sonucunda elde edilen sonuçlar ile optimizasyon öncesi elde edilen veriler karşılaştırılarak sonuçlar tartışılmıştır.

ABSTRACT Nowadays, drilling - blasting method is not only used in mining enterprises and it is frequently used in construction projects. Deep foundation excavations are needed to build high structures. Deep excavation on the grounds where solid rocks are located is a very challenging process.

In this study, blasting excavation of foundation was followed where "Küçük Çamlıca Tv-Radio Tower Project" in Üsküdar District in İstanbul City. Phase of pre planning, and risk analysis, and creating blasting patterns was examined from the beginning of the project. The blasting patterns and vibrations data were recorded carefully during applied the Project. Utilizing the first data obtained, improvements were made to the blasting models.

The results before and after optimization were compared.

1 GİRİŞ

Gelişen inşaat teknolojileri ile birlikte son derece hızlı bir biçimde yeni yapılar imal edilmektedir. İstanbul gibi metrekareye düşen nüfusun bu denli fazla olduğu bir şehirde, mevcut inşaat alanlarının en verimli şekilde kullanılmasını zorunlu kılmaktadır. Bu nedenlerle, gökdelen tipi büyük yaşam alanlı yapıların inşası son yıllarda artış göstermektedir. Özellikle büyük ölçekli yapıların inşası için derin temel kazıları yapmak gerekmektedir.

İnşaat alanlarında yapılacak derin temel kazılarında, patlatmalı kazı yöntemi son yıllarda sıkça başvurulmaya başlanan bir yöntem olmaktadır. Sert kaya yapılarının mekanize olarak kırılmasında yaşanan zorlukları aşmakla birlikte, kazı süresinin azaltılmasında da patlatmalı kazı önem arz etmektedir. Bu amaçla; İstanbul İli, Üsküdar İlçesinde inşası devam etmekte olan “Küçük Çamlıca TV - Radyo Kulesi Projesi” kapsamında yapılan patlatmalı kazı çalışması incelenmiştir. Bu bildiri, Arslantürk (2014)’ün ve diğer yazarların proje kapsamında yapmış olduğu çalışmalardan türetilmiştir.

2 ÇALIŞMA SAHASI VE JEOLJİSİ

2.1 Çalışma Sahası

Çalışma sahası, İstanbul İli Üsküdar İlçesi Bulgurlu Mahallesi 183 Pafta, 31 Ada, 1 Parselde, Küçük Çamlıca Tepesi olarak adlandırılan bölge içerisinde yer almaktadır. Proje alanına ait uydu görüntüsü Şekil 1’de sunulmuştur.

Söz konusu proje kapsamında, arazinin topoğrafyasına bağlı olarak 24 m ila 30 m derinliğe kadar kazı yapılması amaçlanmıştır. Toplamda kazılması planlanan toplam hafriyat miktarı 91.000 m³ olarak hesaplanmıştır. Bu miktarın, 6.500 m³ lük kısmı iş makineleri vasıtasıyla, 84.500 m³ lük kısmı ise patlatmalı kazı ile üretilmesi planlanmıştır. Üretilen malzemenin sanayide kullanılmak üzere işlenerek değerlendirilmesi amaçlanmıştır. Bu sebeple; parça boyutunun çok iri olmaması

istenilmiştir. Delme-patlatma parametreleri oluşturulurken bu konuda dikkate alınmıştır. (Kahrıman vd., 2015)

2.2 Çalışma Sahasının Jeolojisi

İnceleme alanında ağırlıklı olarak izlenen litoloji, birimin karakteristik özelliklerine benzer şekilde; gri – açık gri, krem-bej renkli, genellikle çok çatlaklı - yer yer parçalı, yer yer az-orta çatlaklı seviyeler içeren, çatlakları kahverengi ve yer yer kil sıvımalı, bazen zemin dolgulu, orta-nadiren az ayrılmış, çok nadir zayıf dayanımlı seviyeler içeren, genellikle sağlam kuvarsitlerdir. Sondajların tümünde aynı kaya gözlemlenmiş ve hepsi kuvarsitler içinde sonlandırılmışlardır. Alanın tamamında, birimin üzerinde, çok ince bitkisel toprakla birlikte izlenen, kahverengi, çakıllı, kumlu kil / killi, kumlu çakıl niteliğindeki zeminlerden oluşan yapay dolgu bulunmaktadır. Dolgu kalınlığı 0,50 – 1,30 m aralığında değişmektedir. Sondajlardan alınan kaya numuneleri üzerinde laboratuvarda yapılan tek eksenli basınç dayanımı ve nokta yükleme deneyleri sonuçlarından elde edilen dayanım değerlerine göre; kuvarsitler “orta sağlam - sağlam” kaya niteliğindedir. Kuvarsitlerden alınan RQD değerleri %12 - 31 arasında değişmekle birlikte; yalnızca S-1 sondajında 13,50 m ye kadar RQD değeri 0’dır. İnceleme sahasında, Aydos Formasyonu (Af) ‘na ait Kilitaşı-Kumtaşı, Kuvarsit ardalanması geçilmektedir. (Kahrıman vd., 2015)

3 PATLATMALI TEMEL KAZISI ÖN HAZIRLIKLARI

Çalışma kapsamında, proje kapsamında patlayıcı ile kazılacak yaklaşık 84.500 m³ lük kayanın üretimi için bölge ve jeolojik şartlara göre en uygun delme-patlatma modeli oluşturulmaya çalışılmıştır. Bu amaçla, çalışma sahasına yakın mesafelerde yer alan yapıların konumları, patlatma noktalarına olan en yakın mesafeleri tespit edilmiştir. (Şek. 1)



Şekil 1. Çalışma alanına ait uydu görüntüsü (Google Earth)

Yapılan tespitler neticesinde, en yakın yapıların; çalışma sahasının 60 m batısında yer alan ve Su Köşkü olarak adlandırılan İBB iştiraki Beltur firmasına ait ticari işletme olarak kullanılan köşk ile çalışma sahasının 90 m güneydoğusundan başlayan konutlar olduğu tespit edilmiştir. Bu durum göz önünde tutularak, patlatma çalışması yapılması halinde oluşacak titreşimlerin yapılar üzerinde etkisi tahmin edilmeye çalışılmıştır.

Patlatma kaynaklı titreşim tahmininde istatistiksel yöntemler kullanılmaktadır. Bunun nedeni, yerin karmaşık yapısı nedeniyle, yer içerisinde ilerleyen sismik dalgaların hareketinin tamamıyla çözümlenemiyor olmasıdır. Bu nedenle literatürde yer alan, sıklıkla kullanılmakta olan, ampirik olarak elde edilen maksimum parçacık hızı yayılım denkleminden faydalanılmaktadır. Söz konusu denklem Eşitlik 1’de verilmiştir. (Dowding, 1985)

$$PPV = K * (R/W^{0.5})^{-\beta} \quad (1)$$

PPV: Maksimum parçacık hızı (mm/s)

R: Patlatma noktası ile ölçüm istasyonu arası mesafe (m)

W: Gecikme başına kullanılan patlayıcı miktarı (kg)

K ve β : Jeolojik sabitler

Söz konusu denklemler, ampirik olarak elde edilen denklemler olduğu için çalışma

sahasına özgü denklem bulmak, çalışma öncesinde mümkün olmamaktadır. Bu nedenle; literatür taraması yapılarak, çalışma sahası ile benzer jeolojik özellik gösteren kaya yapılarından elde edilen titreşim yayılım eşitlikleri incelenmiştir. Çalışma sahasına yakın bölgelerde, benzer özellik gösteren kaya birimlerinden elde edilen titreşim yayılım eşitlikleri incelenmiştir. Sonuç olarak, hem kaya birimlerinin benzerliği hem de proje sahasına yakın konumda olması nedeniyle; Kahrıman ve arkadaşlarının Kadıköy-Kartal Metrosu patlatmalı kazıları esnasında kumtaşı birimlerinden elde etmiş oldukları titreşim yayılım denklemi risk analizinde kullanılmıştır. Söz konusu denklem, Eşitlik 2’de verilmiştir. (Kahrıman vd., 2015)

$$PPV = 302 * SD^{-0.96} \quad (2)$$

Eşitlik 2 kullanılarak söz konusu temel kazısı inşaatında yapılacak patlatmalı kazı çalışmalarından kaynaklanacak olan titreşimlerin, yapılacak atımlarda sahanın yakın, uzak ve ortalama mesafelerinde gecikme başına kullanılacak en yüksek patlayıcı madde miktarları tahmin edilmeye çalışılmıştır. Patlayıcı miktarları belirlenirken, Mülga T.C. Çevre ve Orman Bakanlığı Çevresel Gürültünün Değerlendirilmesi ve Yönetimi Yönetmeliği eşik hasar limiti olan 19 mm/s’lik titreşim limit değeri baz alınmıştır. Eşitlik 2

kullanılarak çeşitli mesafeler için elde edilen titreşim değerleri Çizelge 1’de verilmiştir.

Çizelge 1’de verilen, eşik hasar limit değerini aşmadan mesafeye bağlı olarak kullanılabilir gecikme başına düşen patlayıcı miktarları dikkate alındığında, bu çalışmada olağan basamak patlatması modellerinin kullanımının, çevresel riskler nedeniyle mümkün olmadığı görülmektedir. Bu nedenle, çalışmada; Karakuş’un 2012 yılında yapmış olduğu

“Yerleşim birimlerinde yapılacak temel kazılarında mini basamak patlatma sisteminin uygulanabilirliği” başlıklı çalışmasında belirtilen, basamak patlatma modeli parametrelerinin küçültülerek elde edildiği mini basamak modelinin uygulanması planlamıştır. Mini basamak patlatma yönteminde kullanılabilir tasarım parametreleri Çizelge 2’de verilmiştir.

Çizelge 1. Mesafenin fonksiyonu olarak, gecikme başına kullanılabilir maksimum patlayıcı miktarları

Mesafe (m)	Eşik Hasar Limiti (mm/s)	Gecikme Başına Kullanılabilir Patlayıcı Madde Miktarı (kg) $PPV=302*SD^{-0,96}$
25	19	1,9
30		2,8
35		3,8
40		5
50		7,8
60		11,3
70		15,4
80		20,1
90		25,4
100		31,4

Çizelge 2. Mini basamak patlatma ön tasarım modelleri

Basamak yüksekliği	K (m)	3		4		5	
Delik çapı	d (mm)	64	76	64	76	64	76
Delik Uzunluğu	H (m)	3,8	3,8	5,0	5,0	6,2	6,2
Dilim Kalınlığı	B (m)	1,6	1,7	2,0	2,0	2,25	2,25
Deliklerarası Mesafe	S (m)	2	2	2,5	2,5	2,6	2,6
Sıkılama	h0 (m)	1,6	1,7	2,0	2,0	2,25	2,25
Şarj Yoğunluğu	lb (kg/m)	2,7	3,6	2,7	3,6	2,7	3,6
Şarj Miktarı	Q (kg)	5,94	7,56	8,1	10,8	10,67	14,22
Özgül Delme	b (m/m ³)	0,40	0,37	0,25	0,25	0,21	0,21
Özgül Şarj	q (kg/m ³)	0,62	0,74	0,41	0,54	0,36	0,49

Çizelge 1’de belirtilen patlayıcı miktarları dikkate alındığında, risk noktalarına; 50-60 m. yaklaşılması gereken durumlarda 3 m. lik basamak yüksekliği ve 76 mm lik delik çapına sahip modelin uygulanması değerlendirilmiştir. Risk unsuru yapılara 60 m mesafeden daha uzak noktalarda ise 4 m lik basamak yüksekliğine sahip 76 mm lik delik çapına sahip modelin uygulanması ön görülmüştür. Fakat, yüklenici firmanın ekipman temini ile ilgili yaşadığı sorunlardan dolayı 89 mm lik delik çapı tercih edilmek zorunda kalınmıştır. Delik çapının değişmesine rağmen gecikme başına düşen patlayıcı miktarları ile dilim kalınlığı ve delikler arası mesafeler değiştirilmemiştir. Sıkılama payı gibi delik çapına bağlı olarak değişebilecek parametreler ise revize edilmiştir. Uygulamalarda; anaşarj olarak, deliğin su durumuna bağlı, ANFO yada Heavy ANFO; yemleme olarak, emülsiyon tipi kapsüle duyarlı patlayıcı; elektriksiz kapsül ve sisteme ilk ateşlemeyi verebilmek için elektrikli kapsül kullanılmıştır. Basamak patlatması başlangıç parametreleri Çizelge 3’de verilmiştir.

4 ARAZİ ÖLÇÜMLERİ

İlk patlatmalı kazı uygulaması 27.01.2016 tarihinde gerçekleştirilmiştir. Bu tarihten itibaren 23.02.2016 tarihine kadar 9 adet atım yapılmıştır. Bu atımlarda 89 mm’lik delik

çapına ve 4 metrelik basamak yüksekliğine sahip tasarım uygulanmıştır. Bu atımlar sonucunda elde edilen titreşim değerleri toplu olarak Çizelge 4’de verilmiştir.

Yapılan 9 atımda kayıt edilen maksimum parçacık hızı (PPV) değerleri ile ölçekli mesafe (SD) değerleri ilişkilendirilerek sahaya ait titreşim yayılım trendi elde edilmeye çalışılmıştır. Buradaki amaç, sahanın yapısına bağlı titreşim yayılımı hakkında fikir sahibi olmaktır. Bu doğrultuda PPV ve SD değerleri ile gerçekleştirilen regresyon analizi yapılmıştır. Analize ait eğilim grafiği Şekil 2’de verilmiştir.

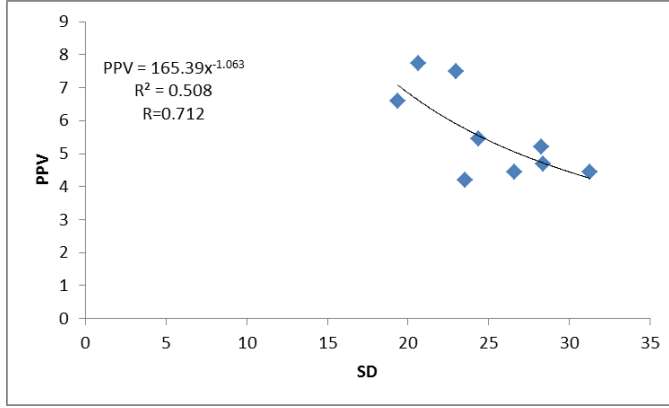
Regresyon analizi sonucunda elde edilen eşitlik ise Eşitlik 2’de verilmiştir.

$$PPV=165 \times SD^{-1.063} \quad (2)$$

İstatistiksel olarak, verimli bir regresyon analizi için en az 30 adet veri gerekmektedir. Fakat 9 adet veri ile elde edilen analiz en doğru sonuçları vermese de, en azından bir yaklaşım olarak kullanılması açısından önem arz etmektedir. Bu nedenle elde edilen denklem kullanılarak (Eşitlik 2); eşik hasar limitini aşmadan, mesafeye göre gecikme başına kullanılabilecek maksimum patlayıcı miktarları tekrar değerlendirilmiştir. Hesaplanan miktarlar Çizelge 4’de verilmiştir.

Çizelge 3. Basamak patlatması başlangıç parametreleri

Basamak yüksekliği	K	(m)	4
Delik çapı	d	(mm)	89
Delik Uzunluğu	H	(m)	5
Dilim Kalınlığı	B	(m)	2-2,5
Deliklerarası Mesafe	S	(m)	2,5
Sıkılama	h_0	(m)	3,2-4
Şarj Yoğunluğu	l_b	(kg/m)	5,2
Şarj Miktarı	Q	(kg)	5,2-9,4



Şekil 2. İlk 9 atıma ait PPV-SD ilişkisi

Çizelge 4. Mesafenin fonksiyonu olarak, gecikme başına kullanılabilir maksimum patlayıcı miktarları

Mesafe (m)	Eşik Hasar Limiti (mm/s)	Gecikme Başına Kullanılabilir Patlayıcı Madde Miktarı (kg) $PPV=165 \cdot SD^{-1.063}$
25	19	10.66
30		15.35
35		20.89
40		27.29
50		42.64
60		61.40
70		83.57
80		109.16
90		138.15
100		170.56

Gerek elde edilen denklemin sınırlı sayıda veri ile elde edilmiş olması nedeniyle tam olarak güvenilir olmaması, gerekse çevre yapılarına ulaşacak titreşim değerlerinin minimum seviyelerde tutulmak istenmesi nedeniyle, 19mm/s olan eşik hasar limiti yerine 10 mm/s lik titreşim değeri sınır değeri olarak düşünülmüştür. Bu nedenle Eşitlik 2 kullanılarak 50 m. mesafede 10 mm/s lik PPV değerini elde etmek için kullanılabilir maksimum patlayıcı miktarı hesaplanarak Çizelge 5’de verilmiştir.

Çizelge 5. Eşik hasar limiti 10 mm/s olacak şekilde mesafeye göre kullanılabilir patlayıcı miktarları

Mesafe (m)	Eşik titreşim limiti (mm/s)	Gecikme Başına Kullanılabilir Patlayıcı Miktarı (kg)
50	10	12,75
60	10	18,35

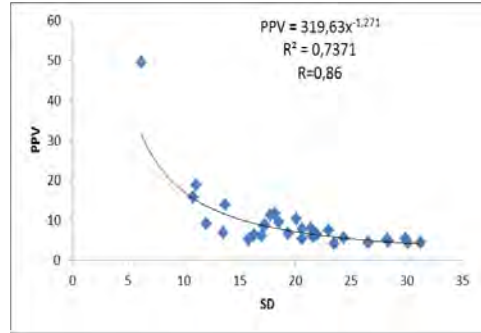
Çizelge 6. Çalışma sahasında yapılan atımlardan elde edilen sonuçlara göre oluşturulan delme- patlatma modeli

Basamak yüksekliği	K (m)	4	5
Delik çapı	d (mm)	89	89
Delik Uzunluğu	H (m)	5,5	6,5
Dilim Kalınlığı	B (m)	2,5	3
Deliklerarası Mesafe	S (m)	2,75	3,5
Sıkılama	h_0 (m)	3,6	3,8
Şarj Yoğunluğu	l_b (kg/m)	5,2	5,2
Şarj Miktarı	Q (kg)	10	14
Özgül Delme	b (m/m^3)	0,2	0,12
Özgül Şarj	q (kg/m^3)	0,36	0,26

Bu değerler ışığında, patlatma modeli tekrar oluşturulmuştur. Tedarik edilen delici ve patlayıcı malzemeler dikkate alınarak, ayrıca yapılan atımlardaki parçalanma boyutu da göz önünde tutularak Çizelge 6'da verilen patlatma modeli oluşturulmuştur. Model oluşturulurken, risk unsuru yapıları; 50-60 m. aralığında yaklaşılması gereken durumlarda 4 m. lik basamak yüksekliğe sahip modelin uygulanması, risk noktalarına 60 m den daha uzak noktalarda ise 5 m lik basamak yüksekliğine modelin uygulanması ön görülmüştür. Titreşim açısından güvenli alanda kalmak adına; 4 m lik basamak yüksekliği için gecikme başına düşen şarj miktarı 10 kg., 5 m lik basamak yüksekliği için gecikme başına düşen şarj miktarı 14 kg. ile sınırlandırılmıştır. Parametreler, Çizelge 6'da verilmiştir.

Çalışmanın ilerleyen kısımlarında 32 adet daha atım gerçekleştirilmiştir. Bu atımlara ait patlatma parametreleri ve titreşim verileri de özenle kayıt edilmiştir. Elde edilen tüm verilerden faydalanılarak, PPV-SD ilişkisi kurularak sahaya ait PPV tahmin denklemi elde edilmiş ve Eşitlik 3'de verilmiştir. PPV-SD eşitliği grafiği Şekil 3'de verilmiştir.

$$PPV=319,63x SD^{-1.271} \quad (3)$$



Şekil 3. Tüm atımlara ait PPV-SD ilişkisi

5 BASAMAK MODELLERİNE GÖRE ÜRETİM MİKTARLARININ KIYASLANMASI

Çalışma kapsamında; kazı sahasının jeolojik özellikleri incelenmiş, literatür taraması yapılarak, çalışma sahası ile benzer jeolojik özellik gösteren kaya yapılarından elde edilen titreşim yayılım eşitlikleri incelenerek başlangıç modeli oluşturulmuştur. İlk 9 atımda, Çizelge 3'de belirtilen parametrelere göre basamaklar oluşturularak kazı çalışmaları gerçekleştirilmiştir. Çizelge 3'de belirtilen parametrelere göre, 1 delikten elde edilecek

teorik kaya kazısı miktarı Eşitlik 4’de verilmiştir.

$$2 \text{ m} \times 2.5 \text{ m} \times 4 \text{ m} = 20 \text{ m}^3 \quad (4)$$

(Dilim kalınlığı x delikler arası mesafe x basamak yüksekliği)

İlk 9 atımda (birinci tasarım modeli) 295 adet delik kullanılarak kazı çalışmaları gerçekleştirilmiştir. 295 delikten üretilen kaya miktarı Eşitlik 5’te verilmiştir.

$$295 \times 20 \text{ m}^3 = 5900 \text{ m}^3 \quad (5)$$

İlk 9 atımda kullanılan toplam patlayıcı miktarı 2390 kg dır. Toplam 2390 kg. patlayıcı ile 5900 m³ kaya üretimi gerçekleştirilmiştir. Buna göre, özgül şarj miktarı Eşitlik 6’da hesaplanmıştır.

$$2390 \text{ kg} / 5900 \text{ m}^3 = 0.41 \text{ kg/m}^3 \quad (6)$$

Delinen 295 deliğin ortalama uzunlukları 4 metredir. Toplam delik uzunluğu yaklaşık 1180 metredir. Bu değerlere göre özgül delgi miktarı ise Eşitlik 7’de ki hesaplanmıştır.

$$1180 \text{ m} / 5900 \text{ m}^3 = 0.2 \text{ m/m}^3 \quad (7)$$

İlk 9 atımdan sonra hesaplanan, Eşitlik 2’den yararlanarak hesaplanan gecikme başına düşen patlayıcı miktarları kullanılarak oluşturulan ve Çizelge 6’da verilen revize basamak parametreleri kullanılarak yapılan atımlara göre; 1 delikten elde edilen teorik kazı miktarı Eşitlik 8 ve Eşitlik 9’da verilmiştir.

$$2.5 \text{ m} \times 2.75 \text{ m} \times 4 \text{ m} = 27.5 \text{ m}^3 \text{ (220 delik)} \quad (8)$$

$$3 \text{ m} \times 3.5 \text{ m} \times 5 \text{ m} = 52.5 \text{ m}^3 \text{ (870 delik)} \quad (9)$$

(Dilim kalınlığı x delikler arası mesafe x basamak yüksekliği)

Revize tasarım ile yapılan çalışmalarda 1090 adet delik kullanılarak kazı çalışmaları gerçekleştirilmiştir. 1090 delikten üretilen kaya miktarları; 220 delik için Eşitlik 10’da,

870 delik için Eşitlik 11’de hesaplanmıştır. Toplam kazı miktarı ise Eşitlik 12’de verilmiştir.

$$220 \times 27.5 \text{ m}^3 = 6050 \text{ m}^3 \quad (10)$$

$$870 \times 52.5 \text{ m}^3 = 45675 \text{ m}^3 \quad (11)$$

$$6050 \text{ m}^3 + 45675 \text{ m}^3 = 51725 \text{ m}^3 \quad (12)$$

Bu atımlarda kullanılan toplam patlayıcı miktarı 10630 kg dır. Toplam 10630 kg. patlayıcı ile 51725 m³ kaya üretimi gerçekleştirilmiştir. Buna göre, özgül şarj miktarı hesaplanarak Eşitlik 13’de verilmiştir.

$$10630 \text{ kg} / 51725 \text{ m}^3 = 0.21 \text{ kg/m}^3 \quad (13)$$

Delinen 220 deliğin ortalama uzunlukları 4 metre, 870 deliğin ortalama uzunlukları ise 5 metredir. Toplam delik uzunluğu yaklaşık 5230 metredir. Bu değerlere göre özgül delgi miktarı Eşitlik 14’de ki gibi hesaplanmıştır.

$$5230 \text{ m} / 51725 \text{ m}^3 = 0.1 \text{ m/m}^3$$

Çalışma öncesi uygulanan patlatma tasarımı ile uygulama esnasındaki veriler kullanılarak revize etmiş patlatma tasarımları kullanılarak hesaplanan özgül şarj ve özgül delgi değerleri Çizelge 7’de verilmiştir.

Çizelge 7. Özgül şarj ve özgül delgi miktarlarının karşılaştırılması

Uygulanan Tasarım	Özgül Şarj	Özgül Delgi
Birinci tasarım modeli	0.41 kg/m ³	0.2 m/m ³
Revize tasarım modeli	0.21 kg/m ³	0.1 m/m ³

Çizelge 7’de verilen değerler incelendiğinde, revize edilen tasarımın; kullanılan patlayıcı malzeme ve delgi miktarları dikkate alındığında, delme ve patlatma işlem maliyetlerinde hemen hemen yarı yarıya azaldığı gözlemlenmiştir. Bu durumun işletmeye ekonomik olarak avantaj sağladığı görülmektedir. Bu avantaj sağlanırken çevresel riskler dikkate alınarak, çevre yapılarında patlatma kaynaklı hasarlara sebep vermeyecek uygulamalar yapıldığı da önemli bir konudur.

6 SONUÇ

Bu çalışmada, yerleşim birimleri içerisinde gerçekleştirilen patlatmalı temel kazısı faaliyeti ile ilgili ön tasarım ve uygulama esnasında gerçekleştirilen uygulamalar değerlendirilmiştir.

Yapılan değerlendirmeler doğrultusunda, başlangıç aşamasında yapılan teorik hesaplamalardan yola çıkılarak uygulanan patlatma modellerinin sonuçları değerlendirilmiştir. Bu değerlendirme sonucunda uygulanan patlatma tasarımları, çevresel risklerde göz önünde tutularak revize edilmiştir. Revizyon öncesi ve sonrası yapılan atımlarda üretilen kaya miktarları karşılaştırıldığında, yapılan revizyonların üretim esnasında tüketilen patlayıcı malzeme ve delgi miktarı açısından %50 civarı kazanımlar getirdiği görülmüştür.

Bu durum; patlatmalı kazı çalışmalarında, uygulama verilerinin tutulmasının, elde edilen verilerin değerlendirilerek bu doğrultuda uygulamaların revize edilmesinin gerekliliğini göstermektedir.

KAYNAKLAR

- Arsılantürk, A., 2017. *Küçük çamlıca tv-radyo kulesi projesi patlatmalı temel kazıları titreşim analizine bağlı delme-patlatma optimizasyonu*, Yüksek lisans tezi, Okan Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü, İstanbul.
- Dowding, CH, 1985. *Blast vibration monitoring and control*, Prentice-Hall.
- Google Earth V 7.1.5.1557 (04.05.2016), Üsküdar, İstanbul, Türkiye. 35 T 673405.29 d D 4542582.58 m K
- Karakuş, Y., 2012. Yerleşim birimlerinde yapılacak temel kazılarında mini basamak patlatma

sisteminin uygulanabilirliği, Yüksek lisans tezi, İstanbul Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü, İstanbul

- Kahriman, A, Barçın, A, S, Çam, M, 2016. *İstanbul İli, Üsküdar İlçesi, Bulgurlu Mahallesi, 183 Pafta, 31 Ada, 1 Parselde Küçük Çamlıca Tv – Radyo Kulesi Projesi’nde Yapılacak Patlatmalı Temel Kazı İnşaatı İşİ Titreşim Ölçümlerine Dayalı Değerlendirme Raporu*, Okan Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Döner Sermaye Projesi, İstanbul.

The Effect of Rock Strength on Blast Efficiency

Kayaç Dayanımının Patlatma Verimine Olan Etkisi

A.Tosun

Dokuz Eylül Üniversitesi Bergama Vocational School Bergama İzmir, Turkey

ABSTRACT It is very important that the mean pile size distribution value is predicted and controlled during blast in order to reduce the cost of blast processes. Thus, scientists have been developing some equations to predict the mean pile size distribution value. Discontinuity properties of the blast surfaces, specific charge and rock strength parameters have been used in all of these equations. In this study, a total of 18 blast tests, (8 at the first limestone quarry and 10 at the second limestone quarry of the Bati Anadolu Cement Factory), were carried out so as to determine the effect of rock strength on pile size distribution. In each study area blast tests were designed in the same direction continuously to provide stable discontinuity properties of the rock. Therefore, the mean pile size distribution value depended on only specific charge and rock strength values for each blast tests. The effect of rock strength on pile size was revealed by using these values obtained. At the end of this study, it is seen that rock strength value considerably affects to the mean pile size distribution as a result of blast.

Key words: Rock strength, specific charge, blast efficiency

ÖZET Patlatma sırasında ortalama yığın boyut dağılımının tahmin edilmesi, patlatma operasyonlarının maliyetinin düşürülmesi açısından çok önemlidir. Bu nedenle bilim adamları ortalama yığın boyut dağılımını tahmin etmek için denklemler geliştirmektedir. Denklemlerde patlatma yüzeyinin süreksizlik özellikleri, özgül şarj ve kayaç dayanım değerleri kullanılmaktadır. Bu çalışmada, kayaç dayanımının ortalama boyut dağılımı üzerindeki etkisini belirlemek için, Batı Anadolu Çimento Fabrikasına ait olan birinci kalker ocağında 8; ikinci kalker ocağında ise 10 adet olmak üzere toplam 18 adet patlatma deneyi gerçekleştirilmiştir. Patlatma deneylerinin tümünde, aynı yönde patlatmalar dizayn edilerek patlatma yüzeylerinin süreksizlik özellikleri sabit tutulmuştur. Böylece tüm deneyler için ortalama yığın boyut dağılımı değerleri, sadece özgül şarj ve kayaç dayanımına bağlı kalmıştır. Elde edilen veriler kullanılarak kayaç dayanımının boyut dağılımı üzerindeki etkisi ortaya çıkarılmıştır. Çalışma sonunda sözkonusu etkinin önemli derecede olduğu görülmüştür.

Anahtar kelimeler: Kayaç dayanımı, özgül şarj, patlatma verimi

1 INTRODUCTION

The mean pile size distribution value determines the efficiency of loading, hauling and crushing operations in open-pit blasts. The mean pile size distribution value predicted before blast operations could reduce the cost of open-pit processes. Thus, scientists have developed some mathematical equations to predict to the mean pile size distribution value before blast operations so as to manage the cost of these operations (Langefors and Kilhström 1963, Bergmann et al. 1973, Rustan 1981, Cunningham 1983, 1987, Kou and Rustan 1993, Chung and Katsabanis 2000, Majid et al. 2015). They have used discontinuity characteristics of the blast surfaces, specific charge and rock strength parameters at the above equations. Discontinuity properties of the blast surfaces are known uncontrollable parameter (Kulatilake et al. 2012). However at these equations, the effect of rock strength has been less than the other parameters.

In this study, a total of 18 blast tests, (8 at the first limestone quarry and 10 at the second limestone quarry of the Bati Anadolu Cement Factory), were performed. For each blast test, discontinuity properties of the blast surfaces, specific charge and rock strength parameters were determined accurately. After blast tests the mean pile size distribution values were calculated by using Wipfrag software for all blast tests. Discontinuity properties of the blast surfaces were constant by designing the blasts always in the same direction in all field studies. Therefore, the mean pile size

distribution values changed only according to specific charge and rock strength values. After that the relationship was designed between the mean pile size distribution values and specific charge values for each limestone quarry separately. Because rock strength value of each limestone quarry was constant in itself and also was different from each other. Finally, the effect of rock strength was revealed by interpreting the relationship.

2 DETERMINATION OF DISCONTINUITY PROPERTIES

Discontinuity planar angle and vertical discontinuity range determine discontinuity characteristics (Lilly, 1986). Vertical discontinuity range means the length of the blast surface per fissure while discontinuity plane angle determines the difference between slope direction angle of the blast surface and slope direction angle of stratification surfaces. This difference value if the planar angle remains inside or outside the surface.

It was obtained that discontinuity characteristics of the blast surfaces are maintained constant by designing the blasts always in the same direction in all field works. As is also seen from Table 1, the planar angle in performed blast tests remained inside the surface at each blast test, and discontinuity range values were generally measured to be lower than 50 cm.

Table 1. Uncontrollable values belonging to the blast measured from work sites.

Test No	Slope direction angle belonging to stratification of the blast surface (°)	Slope direction angle belonging to blast surface (°)	Discontinuity range (cm/crack)	Location of discontinuity planar angle
The First Limestone Quarry				
1	323/44	150/85	62.31	Inside the surface
2	323/13	158/80	45.67	Inside the surface
3	280/23	144/82	34.21	Inside the surface
4	340/29	160/80	42.97	Inside the surface
5	276/26	117/85	26.65	Inside the surface
6	302/28	130/85	22.34	Inside the surface
7	309/40	130/84	40.16	Inside the surface
8	293/23	120/85	25.62	Inside the surface
The Second Limestone Quarry				
1	254/30	65/82	35.00	Inside the surface
2	260/30	66/83	39.72	Inside the surface
3	247/30	40/82	51.90	Inside the surface
4	247/30	45/83	48.43	Inside the surface
5	238/30	45/82	47.89	Inside the surface
6	240/30	51/81	38.60	Inside the surface
7	231/30	48/81	49.53	Inside the surface
8	190/44	330/82	37.62	Inside the surface
9	218/31	35/82	44.78	Inside the surface
10	215/31	35/83	47.06	Inside the surface

3 DETERMINATION OF SPECIFIC CHARGE VALUES

Explosive of type ANFO providing the fragmentation was used for all blast tests; and nitroglycerin based explosive as primer. The amount of explosive was recorded before blast for each blast test. The amount of all materials occurred as a result of blast was also determined again for each blast test by means of truck scales belongs to the enterprise. Specific charge values were calculated separately for each test as kg/m^3 by dividing the amount of explosives used by the volume of all materials formed as a result of blast (Table 2). Therefore, specific charge values were determined.

Table 2. The data used in the determination of specific charge values

Test no.	Total amount of material formed as a result of blast (tonne)	Total amount of ANFO used (kg)	Specific charge (kg/m^3)
The First Limestone Quarry			
1	5512.33	1025.00	0.502
2	4156.98	650.00	0.422
3	3721.76	625.00	0.454
4	2447.66	362.50	0.401
5	3167.98	550.00	0.469
6	3814.88	850.00	0.598
7	5987.43	1350.00	0.603
8	2272.54	400.00	0.475
The Second Limestone Quarry			
1	2343.94	325.00	0.372
2	2350.10	250.01	0.287
3	7816.74	925.00	0.318
4	4965.16	750.00	0.406
5	995.80	172.50	0.466
6	2084.94	300.01	0.387

7	5861.80	750.00	0.344
8	1673.46	225.00	0.362
9	2653.40	325.01	0.329
10	2305.12	324.91	0.379

4 ROCK MECHANICS LABORATORY STUDIES

Physical and mechanical tests have been applied to the samples provided from the regions where blast tests have been carried out in rock mechanics laboratory. As a result of these tests, the density and unit volume weight as well as uniaxial compression strength values were determined (Table 3).

Table 3. Physical and mechanical characteristics of the material belonging to work sites

	Unit volume weight (gr/cm ³)	Density (gr/cm ³)	Average uniaxial compression strength (MPa)
The First Limestone Quarry	2.65± 0.07	2.74 ± 0.002	38.004± 1.75
The Second Limestone Quarry	2.65± 0.004	2.70 ± 0.0025	20.3325± 2.07

5 DETERMINATION OF THE PILE SIZE DISTRIBUTION VALUES BY WIPFRAG SOFTWARE

The division of the pile into sections is primarily ensured in the determination of the size analysis of the pile occurred as a result of blast. Subsequently, the photographs are taken over the separated pile sections. The limits of the grains forming the material are determined in the computer environment by using the photographs taken over the pile. The size

distribution values of the grains with limits designated are determined by Wipfrag software. Afterwards, the size distribution values representing the entire pile are determined by combining the size distribution values obtained from each photograph. The mean pile size distribution values are obtained by combining all photographs. For example, five images in total were obtained by dividing the pile of the seventh blast test performed in the Second Limestone Quarry into sections and each of them was subjected to the grain size analysis by using the program Wipfrag (Figure 1).

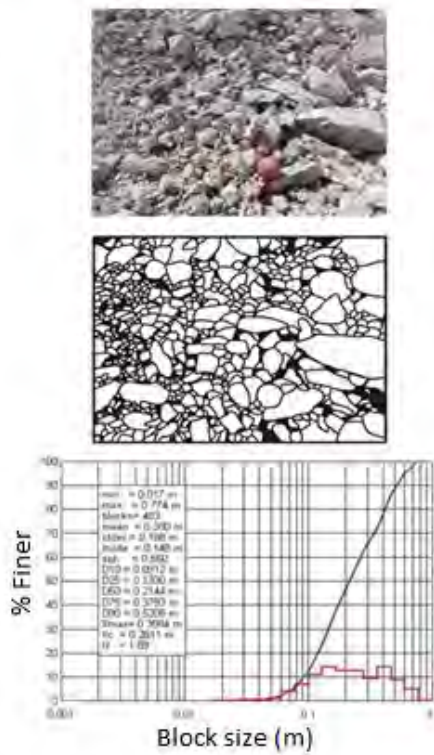


Figure 1. Image analysis phases of a photo picture belongs to the seventh

pile blast carried out at the Second Limestone Quarry

The mean pile size distribution of the eighth blast test performed in the Second Limestone Quarry could not be measured due to some field conditions. The values are given in Table 4.

Table 4. The mean pile size distribution values

Test no	The mean size distribution (D50, cm)
The First Limestone Quarry	
1	16.73
2	18.23
3	18.19
4	18.80
5	16.34
6	15.15
7	15.73
8	16.40
The Second Limestone Quarry	
1	18.600
2	19.700
3	19.200
4	17.350
5	16.700
6	17.100
7	19.100
8	-
9	18.900
10	17.800

6 EVALUATION

Within scope of evaluation, discontinuity properties of blast surfaces, specific charge, average uniaxial compression strength and the mean pile size distribution values were

used (Table 5). Discontinuity properties of blast surfaces were always constant value. Thus the mean pile size distribution values depended on specific charge and average uniaxial compression strength values.

Table 5. The data collected from work sites

Test no.	Location of discontinuity planar angle	Specific charge (kg/m ³)	Average uniaxial compression strength (MPa)	The mean pile size distribution (D50, cm)
The First Limestone Quarry				
1	Inside the surface	0.502	38.004± 1.75	16.73
2	Inside the surface	0.422	38.004± 1.75	18.23
3	Inside the surface	0.454	38.004± 1.75	18.19
4	Inside the surface	0.401	38.004± 1.75	18.80
5	Inside the surface	0.469	38.004± 1.75	16.34
6	Inside the surface	0.598	38.004± 1.75	15.15
7	Inside the surface	0.603	38.004± 1.75	15.73
8	Inside the surface	0.475	38.004± 1.75	16.40
The Second Limestone Quarry				
1	Inside the surface	0.372	20.3325± 2.07	18.600
2	Inside the surface	0.287	20.3325± 2.07	19.700
3	Inside the surface	0.318	20.3325± 2.07	19.200
4	Inside the surface	0.406	20.3325± 2.07	17.350
5	Inside the surface	0.466	20.3325± 2.07	16.700
6	Inside the surface	0.387	20.3325± 2.07	17.100
7	Inside the surface	0.344	20.3325± 2.07	19.100
8	Inside the surface	0.362	20.3325± 2.07	-
9	Inside the surface	0.329	20.3325± 2.07	18.900
10	Inside the surface	0.379	20.3325± 2.07	17.800

Correlation analyzes were established between the mean pile size distribution and specific charge values for each quarry (Figure 2). At the Figure 2, it is seen that the intersection of the two quarries is the area where specific charge value was used between 0.4-0.45 kg/m³. Therefore, when two limestone quarries are compared each other for this area, we see that the First Limestone quarry having the higher rock strength value (38.004 MPa) have the higher the mean pile size distribution values. In other words, although specific charge values were used the same values (0.4-0.45 kg/m³) for two quarries, the First Limestone Quarry had the higher the mean pile size distribution values than the Second Limestone Quarry. In this case shows that rock strength value considerably affects to the mean pile size distribution value.

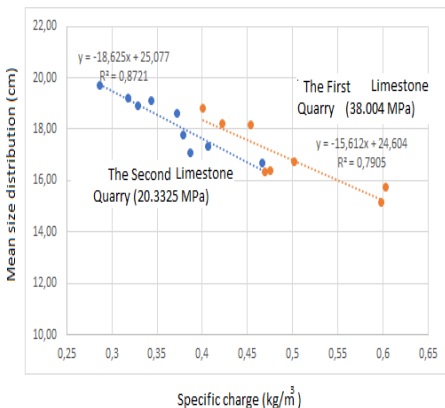


Figure 2. The relationship between the mean pile size distribution and specific charge values

7 CONCLUSIONS

In this study, 18 blast tests were carried out in a two different limestone quarry. Discontinuity properties of the blast surfaces, specific charge, rock strength and the mean pile size distribution parameters were determined for each blast test. In each study area blast tests were designed in the same direction continuously to provide stable structural properties of the rock. Therefore, the mean pile size distribution values changed according to only specific charge and rock strength values for each blast tests. The correlation analyzes were established between the mean pile size distribution and specific charge values for each limestone quarry. Finally, the effect of rock strength was determined by using the results of these correlation analyzes.

ACKNOWLEDGMENTS

I wish to thank The Scientific and Technological Research Council of Turkey (TUBITAK) for providing funding for this research project and Western Anatolia Cement Factory for their help during field studies.

REFERENCES

- Bergmann, O. R., Riggle, J. W., & Wu, F. C., 1973. Model rock blast – Effect of explosives properties and other variables on blast results, *International J. Rock Mechanics and Mining Sciences*, 10, 585–612.
- Chung, S. H., & Katsabanis, P. D., 2000. Fragmentation prediction using improved engineering formulas, *International J. Fragmentation by Blast*, 4, 198–207.
- Cunningham, C. V. B., 1983. The Kuz-Ram model for prediction of fragmentation

- from blast, In Proc 1st Int. Symposium on Rock Fragmentation by Blast, pp. 439– 453.
- Cunningham, C. V. B., 1987. Fragmentation estimations and the Kuz-Ram model – four years on, In Proc 2nd Int Symp on Rock Fragmentation by Blast, pp. 475– 487.
- Kou, S., & Rustan, A., 1993. Computerized design and result prediction of bench blast, In Proc 4th. International Symposium on rock fragmentation by blast. H.P. Rossmanith (ed), pp.263– 271, Balkema Rotterdam.
- Kulatilake, PHSW, Hudaverdi, T, Wu, Q., 2012. New prediction models for mean particle size in rock blast fragmentation. *Geotech Geol Eng*, 30:665–84.
- Langefors, U. & Kihlström, B., 1963. The modern Technique of rock blast, Almqvist and Wicksell, Uppsala, Sweden.
- Lilly, P.A., 1986. An empirical method of assessing rock mass blastability, In Proc. Large Open Pit Mining Conference, 89-92.
- Majid, A., Gholamreza, L., Bafghi Alireza, Y., Mohammada, G., 2015. Blastability evaluation for rock mass fragmentation in Iran central iron ore mines, *International Journal of Mining Science and Technology* 25, pp. 59-66.
- Rustan, A. 1981. Fragmentation influencing factors in rock blast, Technical rapport Lulea university of Technology, Lulea, Sweden, 38T.

Kırıklı, Çatlaklı, Yatay Tabakalı ve Killi Formasyonlarda Delme ve Patlatma Parametreleri

Drilling and Blasting Parameters in jointed, fractured, horizontal layered and clayey formations

Ş. Savaş Karademir

Solar Patlayıcı Maddeler San. A.Ş.

ÖZET Yeraltı tünel ve madencilik çalışmalarında karşılaşılan farklı tip formasyonlar standart bir delme patlatma işleminin yapılmasını engellemektedir. Özellikle karşılaşılan sıkıntılı zeminler, delme işlemini güçleştirmekte ve dolayısı patlatma performansı beklentinin altında kalmaktadır. Bu çalışmada, belirtilen sıkıntılı zeminlerde uygulanabilecek çözüm yöntemleri işlenmiştir.

ABSTRACT Different types of rock formations are restricting to have an ordinary drilling and blasting operation in underground mines and tunnels. Especially, ground problems are complicating the drilling operations, thereby blasting efficiency is getting lower than expected. In this study, possible solution methods are examined for those grounds.

1 KIRIKLI, ÇATLAKLI, YATAY TABAKALI VE KİLLİ FORMASYONLARDA DELME VE PATLATMA UYGULAMALARI

1.1 Tünelcilik ve Patlatma

Yer altı madenciliğinin temelini oluşturan tünelcilik, gelişen inşaat sektöründe de kendine güçlü bir yer edinmiştir. Sarp geçitlerin geçilmesi, özellikle ulaşımın kolaylaştırılması, kimi zaman deniz altından seyahat edilmesini sağlamak amacıyla günümüzde sürekli tünel inşaatları yapılmaktadır. Kimi zaman masif ve Sert bir kayaç içerisinde, kimi zaman yumuşak bir kayaçta, kimi zaman da killi, Kırıklı, Çatlaklı zeminlerde tünel çalışması yapılmaktadır.

Tünel çalışmalarının büyük bir bölümü Delme ve Patlatma ile yürütülmektedir. Yeraltında sürekli zeminin değişebildiği göz önünde bulundurulduğunda, patlatma işlemi diğer üretim yöntemlerine göre farklı formasyonlara daha kolay adapte olunabildiği için çoğu projede tercih sebebi olmuştur.

Yer altı inşaat çalışmalarında karşılaşılan farklı tip formasyonlar standart bir delme patlatma işleminin yapılmasını engellemektedir. Özellikle karşılaşılan sıkıntılı

zeminler delme işlemini güçleştirmekte dolayısıyla patlatma performansı beklentinin altında kalmaktadır. Kil ve yatay tabakalar bilindiği gibi kırma gücü ile iş yapması beklenen kapsüle duyarlı patlayıcıların ilk patlatma anında ortaya çıkardığı gücü absorbe etmekte ve kırma gücünden yeterince faydalanılmasını engellemektedir.

Delme işlemi sırasında öngörülenin dışında karşılaşılan farklı formasyonlar tespit edildiği anda delik parametreleri değiştirilmeli, zeminin izin verdiği ölçüde hareket edilmelidir.

Killi, kırıklı, çatlaklı ve yatay tabakalar bilindiği gibi, kırma gücü ile iş yapması beklenen kapsüle duyarlı patlayıcıların, ilk patlatma anında ortaya çıkardığı gücü emmekte ve kırma gücünden yeterince faydalanılmasını engellemektedir.

Patlayıcı maddelerin patlatma sırasında ortaya çıkardığı enerji, killi veya yatay tabakalara yol almaktadır. Zayıf, sert olmayan ve boşluklara sahip kayaçlara hareket eden enerji, kırılması gereken ana kayaçta yeterli etkiyi yapamamaktadır.

1.2 Tünelcilikte Patlatma Terimleri

1.2.1 Deliklerin tanımlanması

Tünel patlatma deliklerinin kendine özgü bazı isimleri ve tanımları bulunmaktadır.

1.2.1.1 Kesme delikleri

İsimlerinden de anlaşıldığı gibi ilk kesme noktasında boş alan oluşturma görevini üstlenmiştir. Öncelikle patlatılan bölge kesme deliklerinin olduğu kısımdır. Bu delikler paralel veya v şeklinde 60 Derece açı ile delinerek atımda en önce patlatılıp tünel aynasında serbest yüzey oluşturma görevini üstlenir.

1.2.1.2 Tarama delikleri

Kesme deliklerinden sonra sıyırma kazılarını yapması için delinen delikler tarama delikleridir. Kesme bölgesinin yakınında geometrik bir şekilde ateşleme sırasında uygun gecikme verilerek ateşlenir.

1.2.1.3 Çevre delikleri

Tavan ve yan duvarların çevresi boyunca delinen deliklerdir. Bunlar çevredeki kalan kazıları yapma görevini üstlenir. Çevre deliklerinde sırasıyla önce duvar bölgesi, sonra omuz denilen tavan bölgesindeki delikler ateşlenmelidir.

1.2.1.4 Taban delikleri

Taban kazısını yapmak amaçlı delinen deliklerdir. En son olarak ateşlenir. Bu şekilde tabanın üstünde patlamış malzemenin olması alt yarı patlatmasını rahatlatacaktır.

1.3 Patlatma Yapılacak Formasyonların Özellikleri ve Değerlendirilmesi

Kayacın sertliği, mukavemeti ve aşındırıcılığı, delme hızı ve delme işlemini etkileyen önemli faktörlerdir. Uygulamalar sırasında, iri tanelerden oluşmuş ve gevrek taneli yapıya sahip kayaçların daha kolay delinebildiği saptanmıştır.

Sertlik, matkabın aşınmasında önemli rol oynar. Kayaçların delinebilmesinde kayaç sertliğinden çok, formasyonun delinmeye karşı gösterdiği direnç ve formasyon içindeki süreksizlikler önemlidir. Süreksizliklerin (çatlak, fay, kırık) çok fazla bulunduğu formasyonlarda delik delme işlemi daha zordur.

Yapılan deneyler sonucunda, kayaçlar, delinebilme esasına göre 4 sınıfa ayrılmıştır. Bu denemelerde granit baz alınmış ve bu kayacın delinme hızı 1.0 olarak kabul edilmiştir.

Buna göre;
Çok Sert Kayaçlar:
Delinebilme hızı 0,5 ve daha az olan kayaçlardır. Bu tür

kayaçlara ince taneli gri hematit ve takonitler örnek gösterilebilir.

Sert Kayaçlar : Delme hızı 0.6-1.0 arasındadır. Granitler ve gnays örnek verilebilir.

Normal Kayaçlar : Delme hızı 1.0 - 1.5 arasında değişen kayaçlardır. Bu gruba kalker, dolomit, mermer, şist, porfiriler örnek olarak verilebilir. Bu kayaçların delinmesi kolaydır.

Yumuşak Kayaçlar : Delme hızları 1.5 ve daha fazla olan kayaçlardır. Bu tür kayaçların delinmesindeki güçlük, delik içerisine dolan kırıntılardan kaynaklanmaktadır.

1.4 Farklı Formasyonlarda Yapılan Tünel Patlatmalarının İncelenmesi

Tünel kazılarında en önemli hedef İSG kuralları çerçevesinde en hızlı şekilde ilerlemektir. Normalde delinen delik metrajının en az % 95' i ilerleme olarak sağlanmış ise o patlatma başarılı olarak düşünülebilir. Genel olarak istenilen max delik uzunluğu, max ilerleme ve minimum patlayıcı sarfiyatıdır. Sert, gevrek ve masif bir zeminde bunu elde etmek kolay olsa da, Kırıklı, Çatlaklı, Tabakalı ve Killi zeminlerde bunu sağlamak Mümkün değildir. Bu gibi zeminlerde max delik uzunluğu ile çalışmaya devam etmek, teorikte daha düşük

maliyetli gibi göründe de pratik de daha maliyetli ve verimsiz olacaktır.

1.4.1 Süreksizlik arz eden (Fay, Çatlak, Kırık) zeminlerde yeraltı patlatma uygulamaları

Bu tarz formasyonlar delinen delik boyuna %90 una ulaşılması başarılı bir patlatma olarak tanımlanırken delik boyunun %50 sinde kalan ilerlemeler işletmenin maliyetlerini ciddi oranda arttırmaktadır.

Bu gibi zeminlerde delik metrajını normalden daha kısa delmek en pratik çözümdür, bu şekildeki zeminlerde delik delmek, deliği patlatmaya hazırlamak zordur, bu zeminlerde ki delikler içerisinde daha küçük kayaç parçalarının kalması, (Resim 1) deliğin çökmesi (Resim 2) gibi nedenlerle tıkanabilir, delik tamamen kapanabilir veya delik gereğinden fazla genişleyerek (Resim 3) patlayıcının etkisinin düşmesine neden olabilir. Bu şekildeki delikleri sarjlamak daha zordur, iki dinamit arasına kayaç sıkışması ve kayaçtan diğer tarafta kalan dinamitlerin yanmamasına neden olabilir ve pasa üzerinde yanmayan dinamitlerin görülmesine, patlatma veriminin düşmesine ve patlatma sonrası pasanın

daha iri ve bloklu şekilde oluşmasına neden olabilir.

Bu delikleri normalden kısa delmek deliğe daha kolay müdahale edilmesine, tıkanan deliklerin daha rahat bir şekilde açılmasına ve sarjlanan daha kolay yapılmasına olanak verir. Bu şekilde daha verimli bir patlatma, daha az dinamit kullanımı, gereksiz dinamit kullanımının önlenmesi ve pasa boyutunun istenilen ölçülerde olmasına olanak verir. Daha kısa delik delmenin patlatma sırasında Kapsül sarfiyatını arttıracığı, işçilik maliyetini artacağı ve ilerleme miktarının azalacağını göz önünde bulundurmak gerekir.

1.4.2 Killi zeminlerde yeraltı patlatma uygulamaları

Kil yumuşak bir yapıda olduğundan dolayı, killi formasyonlarda patlatma uygulaması yapmak gereksiz bir uygulamadır, fakat sert zemin içerisinde yer yer kil formasyonları ihtiva ediyor ise bu formasyonlarda normal işleyişte patlatma yapıldığı için, killi bir formasyon ile karşılaşıldığında kil içerisinde patlatma yapılmaz. Böyle bir durumda, kil içerisinde delik delinmez. Killi formasyon geçilinceye kadar patlatmasız kazı uygulamaları yapılmalı ve ilerleme sağlanmalıdır. Killi zeminler özellikle su ile

temaslarında şişer, kabarır, hacimleri artar ve etrafına basınç yapar, bu gibi durumlarda killi zemine delinen delikler tıkanır ve patlayıcı şarjı imkansız hale gelir. Böyle bir zemin ile karşılaşıldığında delici makinaların delme hızı artar ve delik içinden çıkan delgi pasasının rengi sarılaşır. (Resim 4) Jumbo operatörleri böyle bir durumda delik delmeyi durdurarak killi formasyonda delik delmeye devam etmemelidir.

1.4.3 Patlayıcı Maddenin Seçilmesi

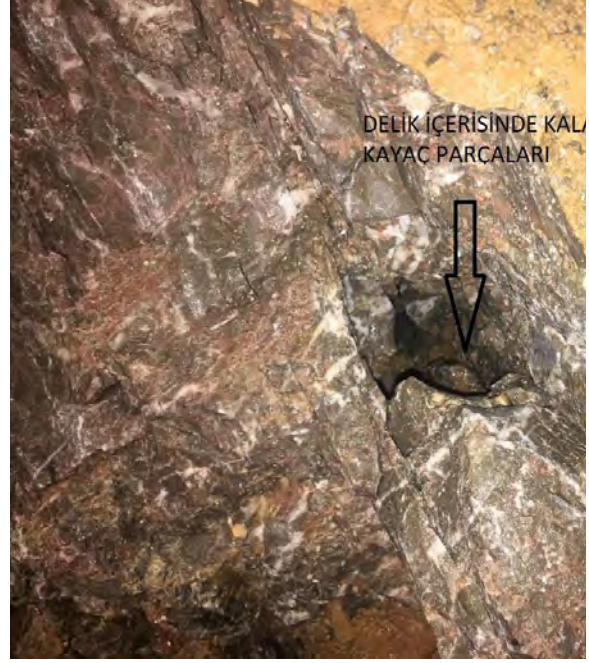
Formasyon kil gibi plastik özellik gösteriyorsa kovan yapma ihtimali vardır. Bu durumda darbe enerjisinden çok yıkma enerjisi fazla olan bir patlayıcı kullanmak, dilim kalınlığı ve delikler arası mesafeleri dikkatle seçmek ve mümkün olduğunca az tutmak gibi önlemler gerekebilir. Kaya kırılğan fakat masif ise kayanın parçalanmasında birincil kırılma mekanizmalarının iyi iş görmesi bakımından patlayıcı maddenin yüksek kudretli ve yüksek patlama hızlı olmasına özen gösterilmelidir. Çok eklemlili ve çatlaklı zayıf kayalarda formasyon zaten

parçalanmış olduğundan düşük yoğunluklu ve düşük patlama hızlı fakat fazla gaz çıkaran patlayıcı maddeler tercih edilmelidir.

Yeraltı patlatmalarında aynadaki killi/kırıklı bölüm tarama yapılabilir. Bu tarama ile daha geniş bir serbest yüzey oluşturulabilir ve daha az patlayıcı ile daha verimli bir ilerleme sağlanabilir. Burada dikkat edilmesi gereken ayna kesitinin korunmasıdır. Eğer kesit korunmaz ise kirlenme olacaktır ve tenör düşecektir. Bu yüzden tarama öncesi gerekli tahkimatlar yapılmalı, tavan ve yan duvarlar sağlama alınmalıdır.

Killi alanlarda en zorlu işlemlerden biri de delik stabilizasyonunun sağlanmasıdır. Yeraltı çalışmalarındaki delgi işleminde fazla baskı vermeden, çıkan sedimanı Jumbo'nun havası ile delik çeperlerine sıvayarak delik yapısı güçlendirilebilir. Ayrıca maliyetler göz önünde bulundurularak, çok zorunlu olması durumunda delik içlerine pvc boru

yerleştirildikten sonra patlayıcı şarjı yapılabilir.



Şekil 1 Delik İçerisinde Kalan Kayaç Parçaları



Şekil 2 Delik Çökmesi



Şekil 4 Delgi Pasa Rengi



Şekil 3 Fazla Genişlemiş Delik



Şekil 5 Cevher Aynasında Faylı Alan, Tüprag, Efemçukuru

V

PATLATMADA İŞ GÜVENLİĞİ VE SORUMLULUK

OCCUPATIONAL HEALTH AND SAFETY AND LIABILITY

Sorumluluk Sende *It is Your Responsibility*

Ü. Kılıç, M. Derya, V. Alabaş
Madser Ltd. Şti.

ÖZET Ülkemizdeki alt yapı yatırımlarına paralel olarak yaygınlaşan patlatma hizmeti işleri ne yazık ki yeterince özenli ve denetimli olarak yapılmamaktadır. Ülkemizdeki alt yapı yatırımlarına paralel olarak yaygınlaşan patlatma hizmeti işleri ne yazık ki yeterince özenli ve denetimli olarak yapılmamaktadır. Taşıdığı riskler ve sonrasındaki operasyonlara olan etkisi dikkate alındığında bu işin hak ettiği ciddiyetle kontrollü bir şekilde yapıldığını söylemek mümkün değildir.

Bu çalışmanın amacı, ülkemizde yapılmakta olan patlatma hizmeti işlerindeki olumsuz durumları, uygulamadaki yanlışları ve riskleri yaşanmış örnekleriyle birlikte ortaya koymak, çözüm önerileri sunmak ve konunun önemine dikkat çekmektir.

ABSTRACT Blasting Service works which become more popular in parallel with infrastructure investments in our country are unfortunately not done with sufficient care and controlled. Considering its risks and effect on following operations it is not possible to say that this service is done properly and well controlled as deserved.

The aim of this study is to describe negative cases in blasting service works in our country, improper practices and risks with examples, give suggestions and lay emphasis on the subject.

1 GİRİŞ

Ülkemizde patlayıcı madde kullanarak çalışacak firmalar 87/12028 sayılı tüzük hükümleri gereği İl Valiliklerine başvurarak Patlayıcı Madde Satın Alma ve Kullanma İzin Belgesi (bilinen adıyla Patlayıcı Madde Ruhsatı) almak zorundadır. Patlayıcı Madde Ruhsatı doğrudan işi yapan firma veya aralarındaki bir sözleşme ile anlaştığı yüklenici adına alınabilmektedir. Söz konusu patlayıcı madde kullanımı olduğunda, işveren konumundaki firmalar genellikle sorumluluğu patlayıcı maddeyi kullanacak olan alt yüklenicisine atma eğiliminde olmaktadır. Bu durum ürünleri kullanacak firmalar açısından sorumluluk altına girmesi nedeniyle daha disiplinli ve iş güvenliği kurallarına uygun çalışmayı teşvik edeceği algısı yaratmaktadır ki teorik olarak doğrudur. Ancak pratikte durum böyle midir?

Bu çalışmanın amacı, ülkemizde yaygın olarak hizmet alımı yoluyla uygulanan patlatma hizmeti içindeki olumsuz durumları, yapılan yanlışları ve riskleri yaşanmış örnekleriyle birlikte ortaya koymak, çözüm önerileri sunmak ve konunun önemine dikkat çekmektir.

2 PATLATMA SEKTÖRÜNDEKİ UYGULAMALAR

Ülkemizde, özellikle artan altyapı yatırımlarına bağlı olarak inşaat sektöründe ve talebe bağlı değişen madencilik sektöründe delme patlatma konusunda hizmet alımı yaygınlaşmıştır. Özellikle belli bir sürede bitirilmesi gerekli olan yol, baraj ve tünel projelerindeki açık kazılarda genellikle dışarıdan patlatma hizmeti alınmaktadır. Ülkemizdeki altyapı projelerinin sayısı ve çeşitliliği göz önüne alındığında patlatma hizmetlerinin yaygınlığı hakkında fikir sahibi olunabilir. Bu projelerdeki patlatma işleri genellikle patlayıcı maddeleri tedarik eden firmalardan hizmet alımı yapılarak

yürütülmektedir. Burada belirleyici olan faktörler işin süresi, atım sıklığı ve maliyetidir. Gözlemlerimize göre işin taşıdığı risk hafife alınmakta, bir şey olmaz mantığıyla hareket edilmekte ve patlatmanın kalitesinin ardışık operasyonlara olan katkısı yeterince analiz edilmemektedir. Patlatma hizmeti alımında sektörlerin tercihi farklılık göstermektedir.

Altyapı projelerinin gerçekleştirildiği inşaat sektöründe işlerin süreli olması, projelerde daha fazla iş kaleminin bulunması, patlatma yapılacak işin miktarı, delme patlatma eğitiminin inşaat mühendisliği bölümlerinde olmaması (veya yetersiz olması) nedeniyle konuya mesafeli durulması ve sorumluluğu alt yükleniciye yükleme gibi nedenlerden ötürü patlatma hizmeti alımı yaygındır. Yukarıdaki paragrafta da belirtmiş olduğumuz gibi hizmet alımları patlayıcı madde tedarikçisi olan firmadan alınmaktadır. Böyle çalışmalarda Patlayıcı Madde Ruhsatı, işi ihaleyle devletten alan yüklenici firma adına veya onun alt yüklenicisi olan firma veya firmalar adına alınmaktadır. Her iki durumda da genel eğilim patlatma konusunda hizmet alımı yönündedir.

Madencilik sektöründe ise çalışma süresinin madenin ömrü ile ilişkili olması, atım sıklığının fazla olması, madencilik disiplini içerisinde delme patlatma eğitiminin yer alması nedeniyle konuya daha yakın olunması gibi gerekçelerden ötürü gerek maden sahibi firma gerekse varsa müteahhit firma çoğunlukla kendi bünyesinde patlatma ekibi oluşturarak işi kendisi yapar. Özellikle iş güvenliği konusunda kurumsallaşmış firmalar ve hemen her gün patlatmalar yapan maden firmaları dışarıdan patlatma hizmeti almaz ve bünyesinde patlatma ekibi barındırır. Mevsim şartlarına ve üretim kapasitesine bağlı olarak yılın belli dönemlerinde çalışan, küçük ölçekli patlatmalar yapan maden firmaları ise dışarıdan hizmet alabilmektedirler.

3 PATLATMA HİZMETİ UYGULAMALARINA FİRMALARIN YAKLAŞIMI

3.1 Patlatma Hizmeti Alan Firmaların Yaklaşımı

Söz konusu olan patlayıcı madde kullanımı olunca tüm firmalar gibi devletten işi alan ve asıl işveren konumundaki müteahhit firmalar bu olaya mümkün olduğunca uzak durmaya çalışmaktadır. Uzun ve yorucu prosedürü, riskleri ve yükümlülükleri düşünüldüğünde bu refleks anlaşılabilir gözükmele birlikte sert zemin koşullarında patlayıcı madde kullanarak kazı yapmak hala günümüz teknolojik olanaklarında en avantajlı yoldur. İhale ili herhangi bir altyapı projesini alan firma veya ortaklıklar patlayıcı konusuna mesafeli durdukları için genelde bu işi alt yüklenici olarak çalıştırdıkları firmaların sorumluluğuna vermek istemektedirler. Patlayıcı madde kullanımı ve sorumluluklarına mesafeli durma konusu olayın en başından (ruhsat alma sürecinden) başlamaktadır. Patlayıcı Madde Ruhsatın alt yüklenici adına çıkarılması ile birlikte işveren konumundaki müteahhit firmanın konuyla ilgili yaşanacak herhangi bir olumsuz durumdan sorumlu tutulamayacağı şeklinde yaygın bir görüş vardır. Oysa 4857 nolu İş Kanunun 2. maddesinde durumun böyle olmadığı, asıl işveren-alt işveren ilişkisinin bulunduğu işyerlerinde dahi her iki tarafın birlikte sorumlu olduğu açıkça belirtilmiştir. Patlayıcı maddeleri kullanan alt yüklenicinin sorumluluk olarak bu konuda çok daha ciddi ve sorumluluk bilinci içinde davranması düşüncesi doğru bir yaklaşımdır. Bununla birlikte Patlayıcı Madde Ruhsatının alt yüklenici adına çıkarılmasına karar verildikten sonra işveren firma artık bu konuyla olan bağlantısını koparmakta ve böylesine önemli ve riskli konuyu tamamen alt yüklenicinin inisiyatifine bırakmaktadır. Oysa herhangi bir altyapı projesinde sahada birden fazla alt yüklenici ve yüzlerce çalışan bulunmaktadır ki bunların birbirlerine yaptırımı olamaz. Bu nedenle

proje sahasındaki organizasyonun sağlıklı yapılması, patlatma sırasında ve sonrasında herkesin bilgilendirilmesi ve güvenlik önlemlerinin alınarak patlatma işinin sağlıklı ve güvenli bir şekilde yürütülmesinde asıl işveren konumundaki firmanın sorumluluğu bulunmaktadır. Dolayısıyla patlatma hizmetini yapacak firmanın yeterliliği, bu işi yapacak ateşleyicilerin deneyimleri, sahada dolum sırasındaki davranışlar, güvenlik tedbirlerinin yeterince alınıp alınmadığının denetimi, varsa diğer alt yükleniciler ve çalışanlar arasındaki koordinasyonun sağlanması gibi temel konular işveren firma tarafından yerine getirilmelidir. Bu konularda yaşanacak bir zafiyet hem iş güvenliği risklerini arttıracak hem de işin kalitesini, hızını etkileyecektir.

Sahada patlatma işinden sorumlu olan ruhsat sahibi firma ister müteahhit firma olsun ister alt yüklenici firma olsun genellikle hizmet işini patlayıcı maddeyi satın aldıkları tedarikçi firmaya yaptırmaktadırlar. Çünkü bu firmaların çoğunun bünyesinde ateşleyici ekibi bulunmakta ve müşterilerinin taleplerine cevap vermektedirler. Bu noktada hizmet alan firmanın, patlatma hizmetine mümkün olan en ucuz fiyatı vermeye çalışması, bazı durumlarda sadece ateşleyici talep etmesi ve yardımcı personeli bu konuda hiçbir deneyimi olmayan düz işçi, yağcı vb. personelden seçerek dolum işinde çalıştırması, sipariş miktarı hesabının karşı tarafa bırakılması, dolum ve bağlantı sırasında hizmet veren firmayı denetlememesi gibi yanlışlar yaygın olarak gözlenmektedir. Hizmet alan firmalar bu konudaki eleştirileri, hizmeti bu işte uzman ekip barındıran ve işi en iyi bilen patlayıcı madde satan firmalardan aldıklarını söyleyerek kabul etmezken asıl sorun gayet çıplak şekilde ortadadır: patlayıcı madde satın alma ve kullanma konusunda sorumluluğu üzerinden atma refleksi ve patlatma hizmetini en ucuza alma isteğidir. Gerçekten patlatma hizmeti veren firmalar bu konuda uzman mıdır ve çalıştırdıkları

personeli değerlendirecek kadar teknik bilgiye sahip midirler?

3.2 Patlatma Hizmeti Yapan Firmaların Yaklaşımı

Patlatma hizmetini talep eden firmanın böylesine önemli bir konuda deneyimli bir firmadan hizmet alarak işi daha güvenli ve kaliteli bir şekilde yapma yaklaşımında herhangi bir problem yoktur. Buradaki sorun, patlayıcı madde satın alma ve kullanma işinde tüm sorumluluğu karşı tarafa yükleyerek işin daha güvenli ve kaliteli yürütülmesi için gereken asgari gayretin gösterilmemesi ve denetimin yapılmamasıdır. Patlatma hizmeti işinin genellikle patlayıcı madde tedarikçisi firmalar tarafından verildiğini daha önce belirtmiştik. Hizmet almak isteyenlerin bu firmaları konun uzmanı olarak kabul etmesi ve tüm insiyatifi kendilerine bırakması her iki taraf için de sorunlu bir yaklaşımdır. Patlatma hizmetini veren tedarikçi firmaların öncelikli amacı patlayıcı madde satmaktır. Patlatma hizmeti işini sektördeki rekabetten dolayı sadece müşterisinin talebine cevap vermek için yapmaktadır. Bünyelerinde oluşturdukları patlatma ekibi günübirlik atım yapan müşterilerden gelen delik sayısı ve metrajlarına göre sipariş oluşturmakta ve anlaşılan günde müşteri sahasında patlatma yapılmaktadır. Aynı ekiple her gün farklı projelerde birkaç patlatma işi yapabilmektedirler. Kendilerine herhangi bir maddi katkısı olmayan ama müşterinin talebi nedeniyle bir anlamda yapmak zorunda oldukları patlatma hizmeti işini yapan firmaların bazıları yeterli teknik bilgi eksikliğinden dolayı bünyesindeki ateşleyici personelin yönlendirmesi ile hareket etmektedirler. Dolayısıyla çalıştırdıkları personelin yeterliliklerini, sahada dolum ve bağlantı işindeki davranışlarını değerlendirecek durumda değildirler. Bu duruma hizmet alan firmaların ilgisizliği de eklenince ortaya çok riskli ve kontrolsüz bir çalışma ortamı çıkmaktadır. Özetle mevcut durumda, yetersiz teknik bilgi ve denetimsizlikten ve sektördeki rekabet nedeniyle çok ucuza yapılan patlatma

hizmeti işinde kalite düşmekte ve işveren firmanın ilgisizliği beraberinde riskler artmaktadır. Bu durumdan sadece hizmeti veren firma değil hizmeti alan firmanın da sorumluluğu vardır.

4 PATLATMA HİZMETİ İŞİNDE YAPILAN GENEL HATALAR

Bu bölümde patlatma hizmeti işi yapılırken risk oluşturan ve hizmetin kalitesini düşüren hatalı davranışların bazıları aşağıda verilmiştir. Burada belirtilen hataların her işte yapıldığı ve patlatma hizmetinde çalışan her personelin bu hataları yaptığı anlamı çıkarılmamalıdır. Ancak böylesine önemli ve riskli bir operasyonda yaygın görülen bu olumsuz davranışların yeterli ilgi ve eğitim ile düzeltilebileceği veya en aza indirgenebileceğine inanıyoruz.

4.1 Sipariş Alırken Yapılan Hatalar

Patlatma hizmeti işi yaygın olarak şantiyede depo kurulmadan günübirlik atımlar şeklinde yapıldığı için, patlayıcı madde miktarının ve çeşidinin ihtiyaca uygun şekilde belirlenmesi önemlidir. Sahaya fazladan gönderilen patlayıcı maddeler genellikle deliklere doldurularak imha edilmeye çalışılmakta, bu durumda bazı deliklerde patlayıcı miktarı planlanandan fazla olmakta ve sonuçta kaya fırlaması riski artmaktadır. Kimi zaman sahaya fazladan getirilen patlayıcı maddeler bir sonraki atımda kullanılmak üzere şantiyede saklanmakta ve yasal olmayan bu durum aynı zamanda güvenlik açısından büyük risk oluşturmaktadır. Atımdan sonra elde kalan fazla ürünleri imha ederken yaşanan kaza örnekleri mevcuttur.

Delik çapı, delik boyları, delik sayıları, deliklerde su bulunup bulunmadığı, atım bölgesinin yakınlarında sarsıntıdan etkilenebilecek unsurların varlığı, atım yapılan bölgedeki zemin hakkında bilgi edinilmesi sipariş miktarını hesaplamak göz önünde bulundurulması gereken etmenlerdir.

4.2 Patlatma Hizmeti İşinde Çalışan Deneyimli Personel Sayısı

Bölüm 3.2’de belirtildiği gibi patlatma hizmeti işini yapan tedarikçi firma bu işi rekabetçi ortamda müşteri kaybetmemek amacıyla yapmaktadır. Bünyesindeki patlatma ekibi bir çok firmaya hizmet vermektedir. Dolayısıyla aynı gün hizmet talep eden firma sayısının çakışması durumunda müşteriden dolumda çalışacak personel için yardım talep edilmektedir. Patlatma ihtiyacı olan firma çoğu kez bu durumu kabul ederek şantiyedeki düz işçilerden, yağcılardan kimi zaman operatörlerden patlatma ekibine yardımcı gönderir ve bu deneyimsiz kişiler dolum işinde çalışırlar. Görünürde sadece sahada çuval taşıma ve sıkılama yapma işi yapsalar da patlatma ekibinde görevli ateşleyicinin inisiyatifi ile bazen yemleyici hazırlama, delik doldurma işini de yapmaya çalışırlar. Hatta, müşterinin mümkün olan en ucuz maliyeti talep etmesi ile kimi zaman aralarında “sahaya sadece bir ateşleyici gönderilmesi ve yardımcılarının şantiyeden verilmesi” şartı çerçevesinde anlaşma yapılır. Bu durumda atım saatine kadar dolum işini bitirebilmek için şantiyeden verilen personelin delik dolumu yaptığı sık rastlanan bir gerçektir. Deneyimsiz ve ilgisiz personel tarafından doldurulan delikler planlanan şekilde olmayabilir ki atım kalitesini etkileyen ve/veya güvenliği tehdit eden bir ortam oluşturulabilir.

4.3 Bağlantı Hataları

Bugün Türkiye patlayıcı madde pazarında en yaygın kullanılan ürün olan elektriksiz kapsüllerin bağlantısı sırasında yapılan hatalar en sık rastlanan atım kesme sebebi olarak ortaya çıkmaktadır. Ateşleyici ekibinin elektriksiz kapsüllerin bağlantıları hakkında yeterli bilgiye sahip olmamaları, eğitim eksikliği, sahada acelecilik, son kontrollerin yapılmaması gibi durumlar bağlantı hatalarının başlıca nedenleridir. Sahada yapılacak son kontrollerde kolayca tespit edilebilen bu hatalar ateşleyici ekibinin eğitim ihtiyacını da belirleyecektir. Atım kesmeleri, üretim

kayıplarına yol açacağı gibi iş güvenliği açısından risk oluşturmaktadır.

4.4 Şarjlamada Özensiz Davranışlar

Dolum işini yapacak personelin uzak mesafeden gelerek atım saatine kadar işini bitirmek istemesi veya yetersiz personel ile çalışması aceleciliği teşvik etmekte sonuçta dolum işine yeterince özen gösterilmemektedir. Böylesi durumlarda, gerekli iş güvenliği tedbirlerinin alınmadan işe başlanmakta, delikler kontrol edilmeden doldurulmakta, sıkılama boyu hassas ölçülmemekte, istemeden fazla patlayıcı doldurulan deliğe müdahale edilmemekte, bağlantıdan sonra son kontrol ve atımdan sonra detaylı inceleme yapılmamaktadır.

4.5 Güvenlik Önlemlerinin Yetersiz Olması

Patlatma hizmeti işi yerine getirilirken çevre güvenliğinin alınması, her şey hazırlandıktan sonra ateşleyiciye “Patlat” komutunun verilmesi Asıl İşveren’in sorumluluğunda olmalıdır. Çünkü sahada çalıştırdığı gerek kendi personelini gerekse alt yüklenicinin personelini organize etme, onları yönlendirme yetkisi ve gücü asıl işveren firmadadır. Asıl işverenin sahasında alt yüklenici konumundaki patlatma hizmet işini yapan firmanın böyle bir yetkisi ve yaptırımı olamaz. Bu nedenle, bir iş yerinde dolum yapılırken atım saati ve yerinin önceden tüm personele bildirilmiş olmasından, atım sırasında çevre güvenliğinin alınmasından, tüm hazırlıklar ve son kontrollerin yapıldıktan sonra ateşleyiciye “Patlat” komutunun verilmesi işlerinden asıl işveren konumundaki firmanın sorumlu olması doğru olacaktır. Oysa uygulamada genellikle durumun bu şekilde olmadığı söylenebilir.

5 BAZI KAZA ÖRNEKLERİ

Bu bölümde patlatma hizmeti işi sırasında yaşanan bazı kaza örneklerine yer verilerek durumun önemine dikkat çekilmek istenmiştir. Herhangi bir yanlış anlaşılıma neden olmamak adına olayın yaşandığı iş ve firma adı belirtilmemiştir. Zaten önemli

olan konu olayın hangi firmada ne zaman gerçekleştiği değil ortaya çıkış şeklidir. Yazarların altını çizmeye çalıştığı konu budur. İnternette yapılacak basit bir arama ile çok sayıda benzer kaza örnekleri görülebilmektedir.

- Bir otoyol şantiyesinde yapılan atım sırasında şantiyede çalışan taşeron ekipleri arasında yeterli koordinasyon kurulamadığı için meydana gelen kazada kaya fırlaması sırasında bir işçi hayatını kaybetmiştir.
- Bir taşocağında patlatma hizmeti sırasında hizmeti alan firmanın yetersiz güvenlik tedbirleri nedeniyle bir çalışan hayatını kaybetmiştir. Çalışanın atımdan sonra kayıp olduğu anlaşıldıktan sonra yapılan araştırmalar sonucu şahsın atım sonucu oluşan pasanın altında kaldığı anlaşılmıştır.
- Bir açık ocak krom madeninde yapılan patlatma hizmeti sırasında atımın videosunu çekmek isteyen personel yaşanan kaya fırlaması olayı nedeniyle vefat etmiştir.
- Bir taş ocağında atımdan sonra patlamayan deliğe yapılan güvensiz müdahale sonucu delikteki patlayıcı patlamış ve müdahaleyi yönlendiren ateşçi hayatını kaybetmiştir.
- İnşaatin temel kazısı sırasında kullanılan Kaya Kırıcı malzemenin patlaması sonucu görevli mühendis ölmüştür.
- Patlatma hizmetini yapan ateşleyici elinde kalan tahrir kapsülünü imha etmek isterken fitildeki kapsülün erken patlaması nedeniyle yaralanmıştır.
- Bir yol inşaatında patlatma hizmeti işi sırasında fırlayan kayalar yakınlardaki konutlara ve araçlara hasar vermiştir.
- Bir taş ocağında patlatma hizmeti işini yapan ateşleyici, ateşleme yaptıktan sonra deliklerin patlamaması sonrası arızayı gidermek isterken deliklerin patlaması sonucu vefat etmiştir.

- Bir taş ocağında deliklerin ateşlenmemesi sonucu manyeto ile kapsül kontrolü yapılırken bir deliğin patlaması sonucu 1 ateşçi ölmüş bir diğeri de yaralanmıştır.
- Bir taş ocağında atımdan sonra kendisinden haber alınamayan delici makine operatörünün kayıp olduğu anlaşılmış ve yapılan araştırmalar sonucu şahsın pasa altında kalarak vefat ettiği anlaşılmıştır.
- Kahramanmaraş'ta hayvanlarını otlattıktan sonra evine dönen bir çocuk bulduğu dinamit lokumunun patlaması sonucu hayatını kaybetmiştir.
- Bir taş ocağında patlatma hizmeti sırasında meydana gelen kaya fırlaması sonucu başına kaya isabet eden bir işçi hayatını kaybetmiştir.
- Bir taş ocağında atımdan sonra sahaya çalışmak için giden ekibin üzerine kaya düşmesi sonucu 1 işçi ölmüş, 2 işçi yaralanmıştır.
- Bir yol inşaatı sırasında atımdan sonra pasayı alan iş makinesi operatörü, patlamayan bir deliğin çalışma sırasında patlaması sonucu vefat etmiştir.
- Bir HES inşaatında atım yapılırken oluşan arızayı giderme çalışmaları yapılırken elektrikli kapsülün yüklü havadan dolayı ateşlenmesi sonucu atımın önünden geçen araç pasa altında kalmış ve araçta bulunanlar vefat etmiştir.
- Bir maden ocağında kazı müteahhiti patlatma yapılırken sondaj yapan ekibi bilgilendirmemiş ve yapılan şikayet üzerine sondaj ekibi 2.patlatmadan haberdar edilmiş ve personel emniyetli bir bölgeye alınmıştır. Yapılan 2.atımdan sonra sondaj makine ve ekipmanı fırlayan kayalardan zarar görmüştür.
- Bir baraj işinde tünelin portalinin yaklaşık 100 m kadar üzerinde yapılan

bir atım sırasında tünelde çalışmakta olan ekip atım konusunda uyarılmıştır. Tünelde yemek arası fantüp ve hava borusu ekleme işleri yapan 4 kişilik tünel ekibi bir süre sonra atımın yapılmış olduğunu düşünerek dışarı çıkmış ve ekip şantiyeye giderken patlatma yapılmıştır. Fırlayan kayalar tamamen şans eseri kimseye çarpmadığı için herhangi bir yaralanma veya vefat olayı yaşanmamıştır.

Yukarıda verilen kaza örnekleri her yıl defalarca yaşanmaktadır. Yazarlar bu örnekleri sektörden duyup araştırdıkları kendi kayıtlarından ve bazılarını da internette derlemişlerdir.

6 SONUÇ

Ülkemizdeki alt yapı yatırımlarına paralel olarak yaygınlaşan patlatma hizmeti işleri ne yazık ki yeterince özenli ve denetimli olarak yapılmamaktadır. Taşıdığı riskler ve sonrasındaki operasyonlara olan etkisi dikkate alındığında bu işin hak ettiği şekilde ciddiyetle kontrollü bir şekilde yapıldığını söylemek mümkün değildir. Tabii ki bu hizmeti yerine getiren işi gereken ciddiyetle yapan, personelin eğitimini ve denetimini ihmal etmeyen firmalar yok değildir ancak bu bildiride dikkat çekilen olumsuzluklar ile sektörde çok sık karşılaşılmaktadır. Hemen her yıl azımsanmayacak sayıda benzer kazalar tekrarlanmakta ancak sektörde dile getirilmediği için dikkat çekici olamamaktadır. Oysa durum ciddi oranda risk taşımakta ve firmaların yaklaşımında bir değişiklik gözlenmemektedir. Sektörde, patlatma işi başka firma veya firmalara havale ederek tamamen kendini olayın dışarıda tutma refleksi, mümkün olan en ucuz maliyetle iş yaptıрма tercihi, denetim mekanizmasının oluşturulmaması veya yetersiz oluşu gibi nedenlerden dolayı hala patlatma hizmeti işi kontrolsüz olarak devam etmektedir. Bu bildiride dikkat çekmeye çalıştığımız patlatma hizmeti işinin daha güvenli, kontrollü ve kaliteli

yapılabilmesi için önerilerimiz aşağıda verilmiştir:

- Hizmet işini alan firma kendisini tamamen işin dışında tutmamalıdır. İş sahasında çalışan personelin yeterliliğini takip etmeli, denetlemeli ve atım sırasında sahada çalışan tüm personeli bilgilendirmelidir. 4857 nolu İş Kanunu'nun 2.maddesinde yer alan **“Bir işveren, işyerinde yürüttüğü mal veya hizmet üretimine ilişkin yardımcı işlerinde veya asıl işin bir bölümünde işletmenin ve işin gereği ile teknolojik nedenlerle uzmanlık gerektiren işlerde iş alan ve bu iş için görevlendirdiği işçilerini sadece bu işyerinde aldığı işte çalıştıran diğer işveren ile iş aldığı işveren arasında kurulan ilişkiye asıl işveren-alt işveren ilişkisi denir. Bu ilişkide asıl işveren, alt işverenin işçilerine karşı o işyeri ile ilgili olarak bu Kanundan, iş sözleşmesinden veya alt işverenin taraf olduğu toplu iş sözleşmesinden doğan yükümlülüklerinden alt işveren ile birlikte sorumludur.”** hükmü her iki tarafı birlikte sorumlu kılmaktadır. Alt işveren- asıl işveren ilişkisinin oluşma koşulları ile ilgili olarak Yüksel (2006) tarafından 15.Kömür Kongresinde sunulan “Alt İşverenlik (Taşeronluk) ve TTK uygulamaları” başlıklı bildiri yeterince açıklayıcıdır.
- Birden fazla alt yüklenici firmanın çalıştığı projelerde atım günü tüm firmaların yetkilileri bilgilendirilmeli ve güvenlik önlemleri alınırken koordinasyon sağlanmalıdır.
- Atım sırasında çevre güvenliğinin alınması sadece hizmet işi yapan firmanın inisiyatifine bırakılmamalıdır. Tüm kontroller yapıp alınan güvenlik önlemlerinin yeterli olduğundan emin olunduktan sonra ateşleyiciye “patlat” komutu asıl işveren tarafından verilmelidir.
- Patlatma hizmeti için verilen siparişlerin ihtiyaca uygun miktarlardan ve uygun ürünlerden oluşmalıdır. Sahaya gereğinden fazla patlayıcı

madde ve uygun olmaya ürün getirilmemesine dikkat edilmelidir.

- Yaşanan kaza örnekleri bir kurum tarafından meslek odaları ile paylaşılarak bilgilendirme yapılmalıdır. Patlatma sırasında meydana gelen iş kazasını diğerlerinden ayıracak bir sistem mevcut değildir. Çalışma Bakanlığı veya SGK kayıtlarında iş kazalarının sınıflandırılması yapılmamaktadır. Oysa her yıl defalarca meydana gelen patlatma kaynaklı iş kazalarının analiz edilerek gündemde tutulması daha güvenli bir çalışma ortamı yaratılmasına katkı yapacaktır.
- Patlatma hizmeti işini yapan firmanın çalıştırdığı personelin eğitime, denetimine yeterli ilgiyi göstermesi ve hizmet işinin sınırlarını net olarak ortaya koyması gereklidir.
- Sadece hizmet yapan firmanın değil hizmeti alan firmanın da sorumluluk altında olduğu gerçeği bir tarafa, yapılan işin güvenli ve kaliteli yapılmasının her iki tarafın faydasına olduğu açıktır. Bu nedenle firmaların bu işin bir parçası olduğu, güvenliği ve kaliteyi sürekli iyileştirme gayreti içinde olmaları gerekir.

KAYNAKLAR

Yüksel, A. 2006. Alt İşverenlik (Taşeronluk) ve TTK Uygulamaları. 15.Kömür Kongresi Bildiriler Kitabı, 499-515, Zonguldak, Türkiye

Patlatma Faaliyetleri Kapsamında Tehlike Sorumluluğu *Dangerous Liability Within Blasting Activities*

Av. Serdar Aslan

Nitromak Dnx Kimya Sanayii A.Ş., Hukuk Danışmanı, Ankara

ÖZET Sorumluluk hukukunun temel taşıını “*kusur ilkesi*” teşkil etse de zaman içinde kusursuz sorumluluk halleri de tanınmaya başlanmıştır. Türk Hukuku ’unda da kural kusur sorumluluğudur. Bu sorumluluğa haksız fiil sorumluluğu da denmektedir. Kusur sorumluluğunun unsurları hukuka aykırı fiil, zarar, kusur ve illiyet bağı olarak sıralanabilir.

Gerek Borçlar Kanunu’nda gerekse diğer kanunlarda kusursuz sorumluluk halleri düzenlenmiştir. Bazen hukukun cevaz verdiği faaliyetlerde bile kusursuz sorumluluk söz konusu olabilmektedir. Böyle durumlarda “*fedakârlığın denkleştirilmesi ilkesi*” esas alınmaktadır.

Türk Borçlar Kanunu’nda yer alan kusursuz sorumluluk halleri hakkaniyet sorumluluğu, özen sorumluluğu ve tehlike sorumluluğu olarak sıralanabilir.

Tehlike sorumluluğunun doğması için tehlikeli faaliyet yürüten bir işletmenin faaliyetinden dolayı zarar doğmuş olması gerekmektedir. Tehlike unsurunun varlığı için pek çok kıstas temel alınsa da başlıca, faaliyetin sıkça veya ağır zararlar doğurmaya elverişli olup olmadığı üzerinde durulmaktadır.

Patlatma faaliyeti de yapısı gereği yüksek tehlikeli sınıfına giren bir faaliyet olup bu faaliyet nedeniyle doğacak olan zararlardan dolayı faaliyeti yürütenler, Tehlike Sorumluluğu kapsamında sorumlu olacaklardır.

ABSTRACT Although the foundation of the liability law constitutes the “*fault principle*”, over time absolute liability has been accepted. As a rule in Turkish law, fault liability is applied. This responsibility is also called as a tort liability. Elements of fault liability can be listed as unlawful act, damage, fault, and causal relation.

Both the Turkish Code of Obligations and other laws have absolute liability. Sometimes there is absolute liability even in the activities allowed by the law. The “balancing of sacrifices” becomes a matter in such situations.

Absolute liability in the Turkish Code of Obligations can be listed as equity liability, care responsibility and dangerous liability.

In order for the dangerous liability to be a concern, the damage must be born from the dangerous activity. Although there are many criteria for hazardous existence, it is necessary to look at whether the activity causes frequent or serious damage.

Blasting activity is also an activity that enters the high danger class due to its structure. So damages caused by this will also be covered by the Dangerous Liability.

1 GİRİŞ

Sorumluluk hukukunun temel taşıını “kusur ilkesi” teşkil etmekle birlikte, kusur yoksa sorumluluk da ortaya çıkmaz görüşü zaman içinde etkisini kaybetmiş ve kusursuz sorumluluk halleri de tanınmaya başlanmıştır.

Türk mevzuatına göre de kural olarak haksız fiil sorumluluğunun doğması için, fiilin hukuka aykırılığı ve failin kusurlu olması şartları aranmaktadır. Ancak bunun yanı sıra gerek Borçlar Kanunu hükümleri, gerekse başka kanun hükümlerinde, kusur aranmaksızın sorumluluğun söz konusu olabileceği haller de düzenlenmiştir. Bu haller “objektif sorumluluk” ya da “sebepl sorumluluğu” halleri olarak adlandırılmaktadır.

Olağan sebep sorumluluğu halleri dışında, ekonomik ve sosyal gelişmelerin etkisi ile tehlike esasına dayanan sorumluluk halleri de ortaya çıkmıştır. Bazı durumlarda ise zarar, hukukun cevaz verdiği bir eylem veya olay neticesinde doğsa dahi, bu zararların hakkaniyete uygun şekilde tazmin edilmeleri öngörülmüştür. Buradaki tazminat yükümlülüğü, fedakârlığın denkleştirilmesi ilkesine dayanmaktadır.

6098 sayılı Türk Borçlar Kanunu (TBK) ’nun, “*Tehlike Sorumluluğu ve Denkleştirme*” başlıklı md. 71 hükmü, “Kusursuz Sorumluluk” kenar başlığı altında, “Hakkaniyet Sorumluluğu” ve “Özen Sorumluluğu” nun yanı sıra kusursuz sorumluluk hallerinden biri olarak düzenlenmiştir. Anılan hüküm dört fıkradan oluşmaktadır. Hükmün başlığının “*Tehlike Sorumluluğu ve Denkleştirme*” şeklinde kaleme alınmış olması ve hükmün dördüncü fıkrasında “...*uygun bir denkleştirme bedeli talep edilebileceği*” ifadelerinin yer alması durumları değerlendirildiğinde, hükmün fedakârlığın denkleştirilmesi ilkesi çerçevesinde sorumluluk türüne de yer vermiş olduğu anlaşılmaktadır.

Tehlike sorumluluğunun doğması için belli başlı şartların bir arada bulunması gerekmektedir. Özellikle de “*tehlike*” unsuru, bu sorumluluğun temelini teşkil etmektedir. Patlayıcı üretimi ve patlatma faaliyetleri de yapıları gereği ilk akla gelen tehlikeli faaliyetler arasında gösterilebilir.

Bu çalışmada Türk Borçlar Kanunu kapsamında sorumluluğun türleri, kusur sorumluluğu ile kusursuz sorumluluk

arasındaki farklar ve tehlike sorumluluğu üzerinde durulacak; daha sonra ise özel olarak patlatma faaliyetlerinde tehlike sorumluluğunun rolü irdelenecektir.

2 KUSUR SORUMLULUĞU

2.1 Kusur Sorumluluğunun Tanımı

Bir kimsenin hukuka aykırı ve kusurlu bir davranışla sözleşme dışında diğer bir kimseye vermiş olduğu zararın giderilmesini düzenleyen sorumluluk türüne kusur sorumluluğu ya da haksız fiil sorumluluğu denilir.

818 sayılı Borçlar Kanununda olduğu gibi 6098 sayılı Türk Borçlar Kanununda da kusur, kusur sorumluluğunun temelini oluşturmaktadır. Ancak gerek eski borçlar kanunu gerekse yeni borçlar kanunu kusurun tanımını yapmamıştır.

Kusurun her şeyden önce hukuka aykırı bir davranış olduğunu ifade etmek gerekir. Kusur, haksız fiilin sübjektif unsurudur (Erdoğan, 2006). Bu bağlamda kusur, insanın iradesine bağlı olarak ortaya çıkan bir davranış modelidir. 6098 sayılı Borçlar Kanununda kusurun, sorumluluğun kurucu unsurlarından bir tanesi olduğu belirtilmiştir. Diğer taraftan kusur, tazminatın kapsamının tayininde de önemli bir rol oynar. Buna göre hukuka aykırı bir fiilin sorumluluğu gerektirebilmesi için kişinin kusurlu olması gerekir. Kusur hem ceza hukukunda hem medenî hukukta müşterek bir konudur ve kanunen reddedilmiş ahlâkî bir hareket tarzıdır. Sorumluluğun doğması için kusur, gerekli ve yeterlidir. Ancak bu durumu sorumlular için çok ağır olabilecek sonuçlarını hafifletmek için uygun illiyet bağı ve hukuka aykırılık bağı gibi ek bir takım hususlara başvurulmaktadır (Tandoğan, 1963). Hal keza zarar kavramı da bu bağlamda başvuru hususlarından bir tanesidir.

Kusur, hukuka aykırı bir fiili işleyen failin belirli bir zihin veya ruh hâlini ifade eder. Hukuk düzeninin bir davranış tarzını kınaması, o davranışın belirli şartların varlığı hâlinde bireylerden beklenen ortalama hareket tarzına uygun olmamasıdır. Eğer bir kimse hukuka uygun davranma imkânı olduğu hâlde kendisinden beklenen hareket tarzına uygun davranmayarak hukuk kuralını ihlâl etmişse kusurlu olarak addedilir (Karahasan, 2003).

2.2 Kusur Sorumluluğunun Unsurları

Haksız fiilin (kusur sorumluluğunun) unsurları şöyle sıralanabilir;

- 1) Hukuka Aykırı Fiil
- 2) Zarar
- 3) Kusur
- 4) İlliyet bağı

2.2.1 Hukuka aykırı fiil

Hukuk düzeninin kişilerin malvarlığını ya da şahıs varlığını korumaya yönelmiş yazılı veya yazılı olmayan kurallarına aykırılık oluşturan fiildir. Fiilin hukuka aykırı olması için, genel davranış kurallarına aykırı olması yeterli ve gereklidir.

2.2.2 Zarar

Hukuka aykırı fiil sonucunda bir kişinin malvarlığında veya şahıs varlığında iradesi dışında meydana gelen eksilmedir.

Maddi zarar, mal varlığındaki azalmayı ifade eder. Mal varlığındaki azalma mal sahibinin rızası dışı meydana gelmiş olmalıdır. Örneğin bir saldırı sonucu yaralanan kişinin tedavisi için yaptığı masraflar, işe gidememesi, para kazanamaması maddi zarardır.

Manevi zarar, bir kişinin haksız eylem yüzünden çektiği üzüntü, hakarete uğrayan bir kimsenin şeref ve haysiyetinin incinmesi, saygınlığının sarsılması biçiminde görülür. Bunlar para ile ölçülemeyen kayıplardır. Manevi zararın telafisi için bir miktar para tazminat olarak ödenir. Başka telafi yolları da vardır. Örneğin gazete ilanı ile toplum önünde temize çıkmak.

2.2.3 Kusur

Hukuk düzenin hoş görmediği, kınadığı davranış biçimidir.

2.2.3.1 Kast

Hukuka aykırı sonucun görülmesi ve istenmesidir.

2.2.3.2 İhmal

Hukuka aykırı sonucun istenmemesine karşılık, gerekli önlemin alınmaması, dikkat ve özenin gösterilmemesi nedeniyle zararın doğmasıdır.

2.2.4 İlliyet Bağı

Ortaya çıkan zararın, haksız fiili meydana getiren fiil neticesinde olmasıdır. Önemli olan failin sonucu öngörebilmesi değil, objektif olarak failin o zararı meydana getirebileceğinin olayların normal akışına göre kabul edilmesidir. Bu husustaki delilleri tazminat isteyen gösterecek, uygun illiyet bağının bulunup bulunmadığını hâkim takdir edecektir.

3 KUSURSUZ SORUMLULUK

3.1 Kusursuz Sorumluluğun Tanımı

Sorumluluk hukukunun temel taşı “kusur ilkesi” teşkil etmekle birlikte, zaman içinde kusur yoksa sorumluluk da ortaya çıkmaz görüşü geçerliliğini kaybetmiş, kusursuz sorumluluk halleri de tanınmaya başlanmıştır.

Gerek Borçlar Kanunu hükümleri, gerekse başka kanun hükümlerinde, kusur aranmaksızın sorumluluğun söz konusu olabileceği haller de düzenlenmiştir.

Bu sorumluluk türlerinde zarar, hukukun cevaz verdiği bir eylem veya olay neticesinde doğsa dahi, bu zararların hakkaniyete uygun şekilde tazmin edilmeleri öngörülmüştür.

Buradaki tazminat yükümlülüğü “fedakârlığın denkleştirilmesi ilkesi” ne dayanmaktadır.

3.2 Kusursuz Sorumluluk Halleri

Kusursuz sorumluluk hallerini başlıca üç başlıkta toplayabiliriz. Bunlar; Hakkaniyet Sorumluluğu, Özen Sorumluluğu ve Tehlike Sorumluluğu’dur.

3.2.1 Hakkaniyet Sorumluluğu

Ayırt etme gücü olmayanlar verdikleri zarardan dolayı hakkaniyet gerektiriyorsa sorumlu olurlar. Bu sorumluluğun doğması için kusurlu fiil aranmaz. Hakkaniyet

sorumluluğunun doğup doğmadığı hâkimin takdirine bağlıdır.

Kural olarak ayırt etme gücünü geçici olarak kaybeden kişi, bu sırada verdiği zararları gidermekle yükümlüdür desek de kişi, ayırt etme gücünü kaybetmede kusuru olmadığını ispat ederse sorumluluktan kurtulabilecektir.

3.2.2 Özen Sorumluluğu

Bu sorumluluk türüne kişinin bakım ve gözetimi altında bulunanların fiillerinden dolayı sorumluluk halleri ile sahip olduğu veya yaptığı yapının veya taşınmazın verdiği zararlardan sorumluluk halleri girmektedir. Bunları kısaca inceleyecek olursak;

Adam Çalıştıranın Sorumluluğu: Borçlar kanunu madde 66'da "*Adam çalıştıran, çalışanın, kendisine verilen işin yapılması sırasında başkalarına verdiği zararı gidermekle yükümlüdür*" hükmü yer almaktadır. Adam çalıştıran, ancak çalışanın seçerken, işiyle ilgili talimat verirken, gözetim ve denetimde bulunurken zararın doğmasını engellemek için gerekli özeni gösterdiğini ispat ederse sorumluluktan kurtulabilecektir. Bir işletmede adam çalıştıran, işletmenin çalışma düzeninin zararın doğmasını önlemeye elverişli olduğunu ispat etmedikçe o işletmenin faaliyetleri dolayısıyla sebep olunan zararı gidermekle yükümlüdür. Adam çalıştıran, ödediği tazminat için zarar veren çalışana ancak onu bizzat sorumlu olduğu ölçüde rücu hakkına sahiptir.

Hayvan Bulunduranın Sorumluluğu: Bir hayvan bakımını ve yönetimini sürekli veya geçici olarak üstlenen kişi, hayvanın verdiği zararı gidermekle yükümlüdür. Kişinin bu zararın doğmasında kusuru olmasa dahi doğan zarardan sorumlu olacaktır. Bu sorumluluk kusur sorumluluğu değil sebep sorumluluğudur. Hayvan bulunduran, zararın doğmasını engellemek için gerekli özeni gösterdiğini ispat ederse sorumlu olmayabilir. Yani hayvan idare eden kurtuluş kanıtı getirebilir.

Yapı İşletenin Sorumluluğu: Bir binanın veya diğer yapı eserlerinin maliki, bunların bozukluklarından veya bakımındaki eksikliklerden doğan zararı gidermekle yükümlüdür. Bina ve yapı maliki zararı ödeme konusunda kurtuluş kanıtı ileri süremez. Ancak rücu hakkı saklıdır. Her ne kadar bina ve yapı malikinin kurtuluş kanıtı

ileri sürme imkânı olmasa da zararın mücbir sebepten, olağan üstü halden, zarar görenin veya üçüncü kişinin ağır kusurundan kaynaklandığını ispat ederse illiyet bağının kesilmesini sağlar ve zararı ödemekten kaçınılabilir.

3.2.3 Tehlike Sorumluluğu

Sanayi ve teknoloji alanlarındaki gelişmelerin bir sonucu olarak nitelendirilen tehlike sorumluluklarının kabulünde, giriştikleri faaliyetle ya da işlettikleri bir teşebbüs ile çok sayıda kazaya (zarara) veya sayı ya da nitelik bakımından büyük zararlara yol açma ihtimali bulunanların, bu çerçevede doğabilecek zararlı sonuçlara katlanmaları gerektiği düşüncesi etkili olmuştur.

Tehlike sorumluluğunun temel tasını "**tehlike**" kavramı teşkil etmektedir.

Tehlike kavramının kapsamına ise, zarara yol açma ihtimalinin yüksek olması ile gerçekleşmesi muhtemel zararın nicelik ya da nitelik bakımından ağır sonuçlar doğurabilecek olması hususlarının girmekte olduğu kabul edilmektedir.

Türk Hukuku'nda özel kanunlar ile düzenlenmiş tehlike esasına dayanan sorumlulukların tipik örnekleri;

- Motorlu (kara) araç işletenlerin hukuki sorumluluğu (2918 sayılı Karayolları Trafik Kanunu)
- Sivil hava araçlarını işletenlerin hukuki sorumluluğu (2920 sayılı Türk Sivil Havacılık Kanunu)
- Petrol hakkı sahiplerinin sorumluluğu (6326 sayılı Petrol Kanunu)
- Devletin manevra ve atışlar dolayısıyla ortaya çıkan zararlardan sorumluluğu

v.b. şeklinde sıralanabilir.

Tehlike sorumluluğu ile ilgili yukarıda örneği verilen özel kanunlar dışında Türk Borçlar Kanunu'nun 71. maddesinde genel olarak tehlike sorumluluğu düzenlenmiştir. TBK md. 71/1 hükmü çerçevesinde sorumluluğun söz konusu olması için;

- a. Öncelikle bir **zarar** doğmuş olmalıdır.
- b. Düzenlemeye göre zararın, **önemli ölçüde tehlike arz eden bir işletmenin faaliyetinden** kaynaklanması gereklidir.
- c. Tehlike sorumluluğu bağlanan olgudaki tipik tehlikenin gerçekleşmesiyle zarar arasında **uygun illiyet bağı** bulunmalıdır.

Sorumlu tutulmak istenen şahsın, zararı doğuran tehlike arz eden işletmenin maliki ve/veya işleteni olması gerekmektedir. TBK md. 71 hükmüyle, tehlikeli işletme faaliyetini kendi hâkimiyet alanlarında yürüten ve yürütülen bu tehlikeli işletme faaliyetinden fayda sağlayan kişilerin sorumlulukları kabul edilmiştir. O halde, işletmenin, sahibi dışında bir gerçek ya da tüzel kişi tarafından işletiliyor olması ihtimalinde hem işletme sahibinin hem de işletmeyi fiilen işleten kişinin müteselsilen sorumlu olacaklarının yerinde olarak düzenlenmiş bulunduğu söylenebilecektir (Kılıçoğlu, 2011).

Dikkat edilecek olursa bu sorumluluk türünde kusursuz sorumluluk kabul edildiğinden dolayı, kusur şartı aranmayacaktır.

TBK’da bahsedilen hükme göre **“işletme”** kavramı içine faaliyetlerinin gerektirdiği izni almış olan işletmeler girecektir. Ayrıca zararın, önemli ölçüde tehlike arz eden bir faaliyetten değil, önemli ölçüde tehlike arz eden bir işletmenin faaliyetinden doğması şarttır.

“Tehlike” nin ölçütü ne olacaktır dersek, bir işletmenin yürüttüğü faaliyetin niteliği göz önünde bulundurulduğunda, bir uzmandan beklenen tüm özen gösterilse bile işletmenin sıkça veya ağır zararlar doğurmaya elverişli olduğu sonucuna varılabiliyor ise ya da söz konusu işletmenin faaliyetini yürütmesi esnasında kullanılan malzemeler/araçlar/güçler göz önünde bulundurulduğunda, bir uzmandan beklenen tüm özen gösterilse bile işletme sıkça veya ağır zararlar doğurmaya elverişli ise, o işletmenin önemli ölçüde tehlike arz eden bir işletme olduğu kabul edilebilecektir.

Hükümde, tüm özenin gösterilmesi durumunda dahi sıkça veya ağır zararlar oluşurmaya elverişli işletme faaliyetleri örnekseme yoluyla sayılmamıştır. Nükleer tesisler, barajlar, gaz ve yüksek gerilim taşıyan hatlar, patlayıcı fabrikaları ve depoları, demiryolu işletmeleri, maden işletmeleri, elektromanyetik dalga enerjisi yayılımı gerektiren telefon baz istasyonları, sıkça ve/veya ağır zararlar oluşturmaya elverişli işletme faaliyetleri olarak sayılabilir (Akkayan Yıldırım, 2012).

O halde tehlikenin ölçütleri, **“sıkça zarar doğurmaya elverişlilik”** ya da **“ağır zararlar doğurmaya elverişlilik”** olarak karşımıza çıkmaktadır. Bu iki durumdan birinin mevcudiyeti tehlikenin

mevcudiyetini kabul için gerekli ve yeterli olacaktır.

TBK md. 71/4 hükmünde, önemli ölçüde tehlike arz eden bir işletmenin bu tür faaliyetine hukuk düzenince izin verilmiş olsa bile, zarar görenlerin, bu işletmenin faaliyetinin sebep olduğu zararlarının uygun bir bedelle denkleştirilmesini isteyebileceği hükme bağlanmıştır. Anılan fıkra hükmüne konu edilen işletme kavramı içine faaliyetlerinin gerektirdiği izni almamış olan işletmelerin girmeyeceğinden şüphe duymamak gerekir. Kılıçoğlu, kanun koyucunun, işletme faaliyetinin izinle yapılmış olup olmaması bakımından ikili bir ayırım yapıldığını, işletme faaliyetinin izinsiz olarak yapılması halinde doğan zararların tamamından sorumluluğun söz konusu olacağını ifade etmektedir (Kılıçoğlu, 2011).

TBK md. 71/4 hükmünde yer alan **“faaliyetine hukuk düzenince izin verilmiş olması”** ifadesinin, tehlikeli işletmenin faaliyeti neticesinde ortaya çıkacak olağan birtakım olumsuz sonuçlara da hukuk düzenince izin verilmiş olması şeklinde anlaşılması uygun olacaktır.

Tehlikeli işletmeye, topluma ekonomik, sınıflar vs. açılardan faydalı olması sebebiyle işletme izni verilmiştir. Bu tehlikeli işletmenin çıkarları ile çatışan çıkarlar bulunması da söz konusu olabilecektir. Bazı durumlarda hukuk düzeni çatışan çıkarlardan birini ekonomik ve/veya sosyal etkenlerle diğerine göre daha üstün tutmakta ve bu üstün çıkar uğruna diğer çıkar sahibini özel ve belirli bir fedakârlığa zorlamaktadır.

Örneğin; gerekli işletme izinleri bulunan ve bu çerçevede faaliyetini yürüten tehlikeli bir işletmenin, faaliyeti kapsamında belirli miktarda dumanı atık olarak çıkarmasının olağan olduğunu; anılan işletmeye işletme izni verilirken de, olağan işletim faaliyeti neticesinde çıkacak bu dumana ilişkin miktar ve içerik bakımından sınırların belirlendiğini kabul edelim. Anılan tehlikeli işletmenin faaliyeti esnasında da aşağıdaki olayların meydana geldiğini varsayalım (Akkayan Yıldırım, 2012):

- a. Tehlikeli işletme, verilen iznin sınırları dâhilinde faaliyet göstermekte iken, beklenmeyen şekilde gelişen gaz sıkışması nedeniyle işletme bünyesinde bir patlama gerçekleşmiş ve dumanın içerisindeki maddeler sebebiyle yakında bulunan tarla, verimli tarım yapılamaz şekilde zarar

görmüştür. Olağan işletme zararlarının fedakârlığının denkleştirilmesi ilkesine dayanılarak tazmin ettirilebileceği şeklinde yorumlanan TBK md. 71/4 hükmünün, sadece “şeye” ilişkin, olağan, kaçınılmaz işletme zararları bağlamında ele alınmasının, hükmün amacına daha uygun olacağı düşünülmektedir. Bu durum gözetildiğinde, patlama nedeniyle verimsizleşen tarım arazisi için işletme sahibi fedakârlığının denkleştirilmesi ölçütüne göre sorumlu olacaktır.

- b. Tehlikeli işletme, çıkardığı dumanın içeriğindeki maddelerin etkisiyle yakınında bulunan arazide yaşayan çiftçinin akciğer kanserine yakalanmasına sebep olmuştur. Bu durumda işletme sahibinin sorumluluğu sadece fedakârlığın denkleştirilmesi ile sınırlı kalmayacaktır. Zira kanun koyucunun, işletme menfaati karşısında kişinin yaşam, sağlık, vücut bütünlüğü değerlerinin feda edilmesi yönünde düzenleme getirdiğini kabul edebilmek uygun görünmemektedir. O halde böyle bir sonucun gerçekleşmesi ihtimalinde işletme sahibi, zarar görenin tüm zararlarından sorumlu olacaktır.

TBK md. 71/1 hükmünde, önemli ölçüde tehlike arz eden işletmenin maliki ve/veya işletenin, bu işletmenin faaliyetinden doğan zararlardan sorumlu olacağı ifade edilmekle birlikte, önemli ölçüde tehlike arz eden işletmenin faaliyetinden kaynaklanan zararların sınırı net olarak belirlenmemiştir. Hükmün gerekçesi incelendiğinde “...tipik tehlike olgusunun doğurduğu tipik zararlar...” dan sorumlu olunacağı ifadelerine yer verildiği görülmektedir. Hükmün gereken açıklıkta olmaması eleştiriye açık olup; önemli ölçüde tehlike arz eden işletme malikinin ve/veya işletenin, bu düzenleme çerçevesinde sorumlu tutulabileceği zararların, tehlikeli faaliyetin tipik risklerinden kaynaklanan zararlar olarak anlaşılmaması isabetli olacaktır (Üçışık, 2009).

4 PATLATMA HİZMETLERİNDE TEHLİKE SORUMLULUĞU

Yürütülen bir faaliyetten dolayı tehlike sorumluluğu kapsamında sorumlu

olabilmek için, bu faaliyetin “**tehlike**” arz eden bir faaliyet olması ilk şart olarak aranmaktadır.

Faaliyetin tehlikeli olup olmadığının tespitinde genel olarak;

- a. Bu faaliyeti yürüten işletmenin, ne tür bir işletme olduğu, neyi ürettiği veya neyi yaydığı,
- b. Sıkça veya ağır zararlar doğurmaya elverişli bir eğilim taşıyıp taşımadığı,
- c. Zararı doğuran etkenlerin, işletmenin veya tesisin kendisine özgü niteliğiyle ilişkili olup olmadığı,
- d. İşletmede kullanılan araç ve gereç ile taşınan fiziksel ve kimyasal güç göz önünde tutulur.

Patlatma hizmetleri neticesinde;

- Taş savrulması
- Toz emisyonu
- Yer sarsıntısı (titreşim)
- Hava şoku

gibi sonuçlar meydana geleceğinden dolayı patlatma faaliyetlerinin tehlikeli bir faaliyet olarak nitelendirilmesi ve bu faaliyetten ötürü doğacak zararların da tehlike sorumluluğu kapsamında değerlendirilmesi söz konusu olacaktır.

Tehlike sorumluluğuna muhatap olmak için **kusur** şartı aranmamaktadır.

Dolayısıyla patlatma faaliyeti nedeniyle meydana gelen bir zarardan dolayı, kusurun olmadığı ileri sürülse bile faaliyeti yürütenler sorumluluktan kurtulamayacaktır.

Tehlike sorumluluğunu bertaraf edebilmek için tehlike sorumluluğunun bir şartı olan illiyet bağının yokluğunu ispat etmek çok daha yerinde bir çaba olacaktır. Bu da meydana gelen zararın, bizim faaliyetimiz nedeniyle olmadığının ispatı ile mümkün olacaktır. (**Tek Çare İlkesi**)

Örneğin; X A.Ş., Y A.Ş. 'nin taşocağında patlatma hizmeti verir. Cıvarda bulunan Z Petrol Tesisleri (market, hizmet binası, servis binası vb) patlatmalardan zarar gördüğünü iddia ederek Y A.Ş. 'ye dava açar. Y A.Ş. patlatmaları X A.Ş. yaptığı için davanın X A.Ş. 'ye ihbar edilmesini ister.

X A.Ş. 'nin davaya dahil olmama şansını var mıdır?

- X A.Ş. davalı tarafta yer alır. Davaya dahil olmama şansını yoktur.

X A.Ş. 'nin kusurunun olup olmadığının bir önemi var mıdır?

- Her türlü önlem alınsa, eğitimler tamamlansa, KKE kullanılsa, güvenlik zafiyeti bulunmasa da X A.Ş. yine de zarardan sorumlu olacaktır.

X A.Ş. sorumluluktan nasıl kurtulur?

- İlliyyet bağının kesilmesi (**Tek Çare İlkesi**)
- Bilirkişi incelemesi de davanın seyrinde oldukça kritik rol oynayacaktır.

Böyle bir ispatta en önemli husus yapılan patlatma nedeniyle oluşan titreşimin, yasal standartlar içinde kaldığını ve bunun dışındaki yasal gerekliliklere de harfiyen uyumlu olduğunu somut olarak ortaya koymaktır.

Çevresel Gürültünün Değerlendirilmesi ve Yönetimi Yönetmeliği'ne göre vermiş olduğumuz örnekteki zemin yapısı için müsaade edilen maksimum zemin titreşim değerinin (V) 19.0 mm/sn olduğunu kabul edelim.

Zemin titreşim değeri $V=k(R/Q^{(0.5)})^{(-\beta)}$ formülüyle hesaplanır. Bizim örneğimizdeki değerlerin;

k: Kayaç söndürme katsayısı= 375

R: Yapının patlatma yerine uzaklığı (m)= 478.66 m

Q: Ardışık patlatmalarda her bir delikte kullanılan patlayıcı madde miktarı (kg)= 30.55 kg

β: Arazi katsayısı= 0.793

olduğunu kabul edersek yapılacak hesaplamada **V:** Parçacık hızı= 10.90 mm/sn çıkacaktır. Bu değer de yasal sınır olan 19.0 mm/sn'in altında kaldığından dolayı illiyyet bağının olmadığına ispatı oldukça kolaylaşmış olacaktır. (Diğer yasal gerekliliklere de uygun bir faaliyet yürütüldüğü varsayılmaktadır.)

Yargılama neticesinde bu olayla ilgili olarak kimler ne şekilde sorumlu olacaktır dersek;

a. Hukuki sorumluluk (Tazminat sorumluluğu)

- X A.Ş. (Şirket olarak)
- Kusuru oranında gerçek kişiler

b. Cezai sorumluluk (Can kaybı, yaralanma vb.)

- Fiilen zarar veren çalışanlar
- Rüksatta adı geçenler (kişi olarak)
- Açıkça sorumlu kılınmış müdürler (Patlatma Müdürü, Patlatma Süpervizörü)
- Bağlı Grup Müdürü (Emir talimat ekseninde)
- Genel Müdür (Emir talimat ekseninde)

- Yönetim Kurulu Üyeleri (Emir talimat ekseninde)

Tehlike sorumluluğu da diğer sorumluluk hallerinde olduğu gibi belli bir sürenin geçmesiyle zamanlaşımına uğrar. Bu sorumluluk, zarar görenin zararı ve tazminat yükümlüsünü öğrendiği tarihten başlayarak iki yılın ve her hâlde fiilin işlendiği tarihten başlayarak on yılın geçmesiyle zamanlaşımına uğrar.

Ancak, tazminat ceza kanunlarının daha uzun bir zamanlaşımı öngördüğü cezayı gerektiren bir fiilden doğmuşsa, daha uzun olan bu zamanlaşımı uygulanır (Örn: taksirle ölüme sebebiyet verme suçunda zamanlaşımı 15 yıl, taksirle yaralamada 8 yıl).

5 SONUÇ VE TAVSİYELER

Bu çalışmada da ele alındığı gibi patlatma faaliyeti, Sorumluluk Hukuku'nun en ağır hallerinden biri olan *Tehlike Sorumluluğu*'nu beraberinde getirmektedir. Yani bu faaliyet kapsamında doğacak olan zararlardan dolayı faaliyeti yürütenler kusurları olmasa ve her türlü önlemleri aldıklarını ispatlasalar dahi sorumlu olabileceklerdir.

Bu ağır sorumluluk yükünün doğmasını önlemek her zaman mümkün olmayacaktır. Zira patlatma faaliyeti yapısı gereği yüksek tehlike içeren bir faaliyetdir ve sıkça ya da ağır zararlar doğurmaya elverişlidir. Ancak bu faaliyeti yürütenler, doğacak zarar sayısını ve zararların sonuçlarını en aza indirmek için belli başlı önlemleri almalıdırlar.

Alınabilecek önlemlerin bir sınırı olmadığı için bu önlemleri bir liste halinde sıralamak mümkün değildir. Ancak ilk akla gelen belli başlı önlemleri sıralamak gerekirse; tüm faaliyetlerin yasal mevzuata ve meslek standartlarına uygun olarak yerine getirilmesi, yerine getirilen faaliyetlere ilişkin kayıtların gerçeğe uygun ve düzenli şekilde tutulması, tutulan kayıtların belirli bir süre arşivlenerek saklanması (en az 10 yıl), faaliyetleri yürüten personellerin tehlike sorumluluğunun ağırlığının bilincinde olarak işlerini yürütmesi, yürütülecek faaliyet nedeniyle beklenmedik bir zarar doğacağı konusunda oluşacak en ufak bir şüphe durumunda bile faaliyete başlamadan önce zararın doğmasını önleyecek ek tedbirlerin alınması ve gerekirse faaliyete son verilmesi, faaliyetler nedeniyle

meydana gelen en ufak zararların bile dikkate alınması, tekrarlanmasının önlenmesi, bunların gizlenmesi yoluna gidilmemesi hususları oldukça önemli olacaktır.

KAYNAKLAR

- AKKAYAN YILDIRIM, A., 6098 Sayılı Türk Borçlar Kanunu Düzenlemeleri Çerçevesinde Kusursuz Sorumluluğun Özel Bir Türü Olarak Tehlike Sorumluluğu, İstanbul Üniversitesi Hukuk Fakültesi Mecmuası, 2012, C. LXX, S. 1, s. 203-220.
- ERDOĞAN, İ., Borçlar Hukuku Genel Hükümler, Ankara 2006, s.109.
- KARAHASAN, M., Sorumluluk Hukuku - Kusura Dayanan Sözleşme Dışı Sorumluluk – Kusura Dayanmayan Sözleşme Dışı Sorumluluk, B.6, İstanbul 2003, s.159.
- KILIÇOĞLU, A., Borçlar Hukuku Genel Hükümler, 14. Bası, Ankara, 2011, s. 355.
- TANDOĞAN, H., Mukayeseli Hukuk, Hususiyle Türk - İsviçre ve Alman Hukuku Bakımından Üçüncü Şahsın Zararının Tazmini, Ankara 1963, s.17.
- ÜÇİŞİK, G., “Tehlike Sorumluluğunun Genel Kural ile Düzenlenmesi”, Gazi Üniversitesi Hukuk Fakültesi Sorumluluk ve Tazminat Hukuku Sempozyumu, Ankara, 2009, s. 141.

Patlayıcı Maddelerin Karayoluyla Taşınması Esnasında Mobil İletişim Cihazlarının Kullanılmasının Sürüş Güvenliğine Etkisi

E.Elmacı (Maden Mühendisi)

Pazarlama ve Satış Müdürü, Solar Patlayıcı Maddeler Sanayi A.Ş., Ankara, Türkiye

ÖZET İletişim teknolojilerinin gelişmesine paralel olarak dünyada ve ülkemizde mobil iletişim cihazlarının kullanımı her geçen gün yaygınlaşmakta ve hayatımızın her alanında yer edinmektedir. Özellikle cep telefonlarının son yıllardaki teknolojik gelişimleri, bu cihazların artık insanların hayatına yön verecek noktalara ulaşmasını ve günlük yaşamın her anında insanlar tarafından kullanımını doğurmuştur. Evde, işyerinde, restoranda, kafede, cadde ve sokaklarda kısacası hayatın her anında insanların gerçek hayattan koparcasına cep telefonu kullandıklarına şahit olmaktadır. Yine aynı şekilde, trafikte seyir halinde telefon kullanırken insanların dikkatinin dağılması sonucu yaşanan kazalarda artışlar gözlemlenmektedir. İstatistikler cep telefonu kullanımı sonucu oluşan dikkatsizlik ve dalgınlık sonucu oluşan trafik kazalarında ölen, yaralanan ve maddi hasar meydana gelen kaza sayısının günden güne arttığını ortaya koymaktadır. Patlayıcı madde sektöründe, taşımaların neredeyse tamamının karayoluyla yapıldığı göz önüne alınırsa, tonlarca patlayıcının seyir halinde iken ne büyük riskler altında taşındığı, bu esnada mobil cihaz kullanımının sadece yaydığı sinyaller bakımından değil aynı zamanda sürüş güvenliğini riske atması nedeniyle de büyük bir tehdit oluşturduğu bu çalışmamızda irdelenecektir. Ülkemizde de yılda ortalama 569 bin 421 trafik kazası yaşanıyor ve bu kazalarda yaklaşık 4 bin kişi hayatını kaybederken, 124.988 kişi yaralanıyor ve sakat kalıyor. Türkiye’de henüz cep telefonu kullanımından kaynaklanan kazalarla ilgili bir istatistik bulunmasa da araç sürerken cep telefonu kullanma alışkanlığının oldukça yaygın olduğu biliniyor. Bu çalışmamızda sadece ülkemizden değil farklı ülkelerden de derlenen sonuçlar ışığında riskin ne derece büyük olduğu ve bu riskin önlenmesinde ne tür tedbirler alınması gerektiği vurgulanarak, sektörümüzde bu konuda farkındalık yaratılması amaçlanmıştır.

1. Cep Telefonlarının Hayatımıza Girişi

80'li yılların sonunda, mobil telefonların hayatımıza girişi için altyapılar oluşturulmaya başlandı ve 90'lı yılların başlarında, mobil telefonları kullanmaya başladık. İlk mobil telefon görüşmesi, Finlandiya Başkanı Harri Holkeri tarafından 1991 yılında yapılmıştır. İlk akıllı telefon 1994 yılında IBM tarafından geliştirilmiş olsa da hayatımıza girişleri 2000'li yılların başında olmuştur. Son 5 yılda, ülkemizde satılan teknolojik ürünlerde akıllı telefonun pastadaki yeri %80'in üzerindedir.

2. Cep Telefonlarının Hayatımızdaki Yeri

İnsanların hayatının bir parçası haline gelen cep telefonları, kimileri için ise bağımlılık haline gelmiştir. Sosyal medyada paylaşımları düzenli takip etme ve paylaşım yapma isteğinin yanı sıra, navigasyon, hesap makinası ve ajanda olarak da cep telefonları sürekli kullanılmaktadır. Düzenli olarak kontrol edilmesi gereken oyun uygulamaları ve en çok da cihazlara ve uygulamalara gelen yenilikler bağımlılığımızı giderek arttırmaktadır.

3. Araç Kullanırken Cep Telefonu Kullanmanın Yaratacağı Tehlikeler

Hacettepe Üniversitesi Trafik ve Yol Güvenliği Eğitim, Araştırma ve Uygulama Merkezi'nin yaptığı araştırmaya göre, araç kullanırken mobil cihaz kullanımı, günümüzde araç kazalarının en önemli nedenlerinden biri olmuştur. Araç

kullanırken mobil cihaz kullanan sürücü, şu tehlikeleri yaşamaktadır:

- Tepki ve durma sürelerinde uzama.
- Doğru şeritte gidememek ve şerit ihlali.
- Trafik ışıklarını ve işaretlerinin görememek.
- Görüş alanının kısıtlanması.
- Araç takip mesafesinin korunamaması.
- Yapılan görüşmeye bağlı olarak stres ve gerginliğin artması.
- Tek elle direksiyonun kontrol edilmeye çalışılmasıyla hakimiyetin kaybedilmesi.

Trafikte cep telefonu kullanımına bağlı tehlikelerle ilgili bazı istatistikler şu şekildedir:

- Yanıt vermede yaklaşık 0,5-0,9 saniyelik gecikme – 60 km ile giden bir sürücünün frene basma süresindeki gecikme durma mesafesini 15 metre uzatmaktadır.
- Cep telefonu ile konuşan bir sürücünün çevresindeki tehlikeli durumların bazılarını hiç fark edemediği saptanmıştır. Buna göre sürücülerin basit bir arama yaparken %20, zihni çok fazla meşgul eden bir görüşme yaparken ise %29 olasılıkla tehlikeli bir durumu gözden kaçırabileceği bulunmuştur.
- Cep telefonunu kullanımı yalnızca numara çevirirken ya da konuşurken değil, telefon beklerken ve görüşme bittikten sonraki süre içinde bile kaza riskini artırıcı bir etki yapmaktadır. 699 sürücü üzerinde yapılan bir başka araştırmada görüşme bittikten sonraki 5 dakika içinde kaza

olasılığının 4,8 kat, 15 dakika içinde ise 1,3 kat daha fazla olduğu bulunmuştur.

- Cep telefonu kullanan sürücülerin tehlikeli bir durumda hiç tepki vermeme olasılığı da bulunmaktadır. Bu da %12'ye kadar ulaşabilen ve trafik güvenliği açısından göz ardı edilmemesi gereken yüksek bir orandır.

Sürücünün deneyimli olması veya cep telefonu kullanmaya alışkın olması da riski azaltmaya yetmemektedir. Hem telefon kullanmaya alışkın hem de deneyimli sürücüler oldukları halde bu kişilerin iki-üç kat daha fazla hata yaptıkları gözlenmiştir. İş kazalarında olduğu gibi, araç kullanırken de kendine aşırı güvenen ve kendini çok tecrübeli gören sürücüler daha çok hata yapmaktadır.

TÜİK verilerine göre, Türkiye'de 2015 yılında ölümlü yaralanmalı trafik kazasına neden olan toplam 210 bin 498 kusura bakıldığında kusurların %89,3'ünün sürücü, %8,8'inin yaya, %0,9'unun yol, %0,6'sının taşıt ve %0,4'ünün yolcu kaynaklı olduğu görüldü. Bu da araç sürücülerinin kurallara uymasının ne kadar önemli olduğunu göstermektedir.

TÜİK verilerine göre Türkiye'de 2015 yılında meydana gelen 183 bin 11 adet ölümlü yaralanmalı trafik kazası sonucunda 3 bin 831 kişi kaza yerinde, 3 bin 699 kişi ise yaralanıp sağlık kuruluşlarına sevk edildikten sonra kazanın sebep ve tesiriyle 30 gün içinde hayatını kaybetti.

4. Türkiye'deki ve Dünya'daki Sürücülerin Durumu

AVIVA firmasının Ipsos MORI firmasıyla ortaklaşa yaptığı araştırmaya göre, trafikteyken sosyal medyada en çok gezinen Avrupa ülkesi Türkiye.

AVIVA'nın, Türkiye de dahil toplam 13 ülkede gerçekleştirdiği "Direksiyon Başında Telefon Kullanımı" araştırmasına göre her iki Türk vatandaşından birinin, araç kullanırken telefonla konuştuğunu ve bu oranın global ortalamanın üstünde olduğunu ortaya koydu. Türkiye'nin, ayrıca trafikte en çok sosyal medyada gezinen ve paylaşım yapan Avrupa ülkesi olduğu ortaya çıktı. İngiltere, direksiyon başında telefon kullanma konusunda en saygılı ülke çıkarken; en olumsuz sonuçlara sahip iki ülke ise, Amerika ve Çin oldu.

Türkiye, Avrupa Ülkelerinde, İtalya'dan sonra, araç kullanırken en çok mesaj yazan ülke konumunda. Araç kullanırken telefonla konuşmanın yanı sıra; "direksiyondayken mesaj yazmak" ve "sosyal medyada dolaşp, paylaşım yapmak" konularının da sorgulandığı araştırmada; bu konudaki en dikkat çekici noktalardan birisi, Türkiye'nin yüzde 34 ile, İtalya'dan sonra (yüzde 41) "en çok araç kullanırken mesaj yazan" Avrupa ülkesi olması. Global olarak bakıldığında ise, Endonezya yüzde 53 ile bu alanda en yüksek orana sahip olsa da; Türkiye, Amerika ile 5. sırayı paylaşıyor. Bu konuda "trafik kurallarına en sadık ülke" ise, yüzde 13 oranıyla İngiltere.

Araştırmaya göre, Türkiye yüzde 22 ile "trafikte en çok sosyal medyada gezinen ve paylaşım yapan" Avrupa

ülkesi konumunda yer alıyor. Avrupa'da, Türkiye'nin hemen ardından yüzde 17 ile İtalya gelirken, global ortalama baz alındığında, Türkiye bu oranla averajın üzerinde yer alıyor. Global olarak bakıldığında ise, yüzde 41 ile Hindistan, trafikte en çok sosyal medyada gezinen ülke olurken; İngiltere yüzde 7 ile yine en az orana sahip ülke konumunda.

5. Sürüş Güvenliği İçin Alınabilecek Önlemler

Xerox firması, realbusiness.com adlı sitesinde cep telefonlarının neden olduğu trafik kazalarına dikkat çeken bir açıklama yayınladı. Yayımlanan açıklamada, her yıl dünya genelinde on binlerce insanın ölümüne neden olan bu alışkanlığı azaltmak üzere geliştirilen örnek akıllı cep telefonu uygulamaları ve özellikleri tanıtıldı.

Yaratabileceği yaşımsal sonuçlardan dolayı araç sürerken cep telefonunu kapatmak ya da uçak moduna almak gerekiyor. Akıllı telefon kullanıcısı değilseniz ve araç sürerken size ulaşanları bilmek istiyorsanız, her operatörün farklı şekillerde kullanılabilen telesekreter servisleri de bu konuda bir çözüm sunuyor. Akıllı telefon kullanıyor ve sizi arayanların araç sürdüğünüz için çağrılara cevap veremediğinizi bilmesini istiyorsanız, güvenli sürüş sağlayan mobil uygulamaları kullanabilirsiniz. Güvenli araç kullanmanızı sağlayacak bu mobil uygulamalar, araba sürdüğünüz için cevap veremediğinizi ve ne zaman geri dönüş yapabileceğinizi, sesli mesaj, SMS, e-posta olarak sizi arayan kişiye iletiyor. Xerox, güvenli bir yolculuk için tercih edilebilecek

örnek mobil uygulamaları şu şekilde sıralıyor:

DriveMode (Android ve Blackberry)

Aracınız etkin bir şekilde saatteki hızı en az 25 km olduğunda, size ulaşmaya çalışan kişilere yolculuk esnasında olduğunuzu haber veren, kişiselleştirilmiş otomatik bir yanıt gönderir.

DriveSafe.ly (iOS, Android, Windows Mobile ve Blackberry)

Gelen e-posta ve mesaj bildirimlerini susturur, gerçek zamanlı olarak yüksek bir sesle gelen metinleri okur ve sizin adınıza otomatik bir yanıt gönderir. Uygulamanın ücretsiz ve yükseltilmiş ücretli sürümü de bulunuyor.

SafeCell (iOS ve Android)

Aracınız saatte 5 km hızla yol almaya başladığı andan itibaren, bu uygulama telefonunuza gelecek aramaları, mesajları size ulaşmadan önce durdurur. Size ulaşmaya çalışanlara konumunuzu ve araç kullandığınızı belirten otomatik bir yanıt gönderir.

Do Not Disturb (iOS)

Apple marka cihazlarda mevcut olan bu özellik sayesinde yolda olduğunuz sırada tüm çağrılar, metinler ve uyarılar susturulur. Varacağınız yere ulaştığınızda yakaladığı çağrı ve mesajları kullanıcıya hatırlatır.

Driving Mode (Windows)

Windows Driving Mode, iPhone uygulaması Do Not Disturb'e benzemektedir. Gelen bütün

aramaları susturur, otomatik olarak konum ve yanıt gönderebilir ama giden arama ve metinler bloke olmaz.

Safe Driving Text Machine (Android)

Sürüş algılama moduyla gelen tüm mesajları otomatik bir mesajla yanıtlar, istediğinizde konuşmalarınızı metin mesajı haline çevirerek iletir.

iOS in the Car (iOS)

Aramaları sesli mesaj olarak iletme, mesajlarınızı yüksek sesle size okuma gibi özellikleri olan bu uygulama navigasyon hizmeti de sunmaktadır

Cep telefonları, trafikteyken dış dünya ile bağlantı kurmayı, iş, aile ve arkadaşlarla sürekli iletişimi sağladığı için yoğun bir şekilde kullanılıyor. Amerika’da 2011 yılında yapılan, araç sürerken cep telefonu kullanma alışkanlığının trafik kazalarına etkilerini araştıran bir çalışmaya göre; direksiyon başında cep telefonu kullanan sürücüler yüzünden 3.331 kişi hayatını kaybetti ve 400.000 kişi de yaralandı. Araştırma sonuçları, cep telefonunu kulaklığa bağlı olarak kullanmanın da, elde kullanmak kadar tehlikeli olduğunu gösteriyor. Virginia Teknoloji Ulaştırma Enstitüsü tarafından yapılan başka bir araştırma cep telefonunu bulma, rehberi açıp aranacak kişiyi seçme ve arama gibi telefon görüşmesine kadar yapılan aktivitelerin, telefonla konuşmaktan üç kat daha fazla trafik kazasına sebep olduğunu ortaya koyuyor.

Dünyanın birçok yerinde, araç sürerken cep telefonu kullanmaktan kaynaklanan kazalarla ilgili ortaya çıkan istatistikler, sorumlu kişileri bu konuda harekete geçirerek, sosyal sorumluluk ve bilinçlendirme kampanyaları düzenlenmelerini sağlıyor. Özellikle ABD’de faaliyet gösteren cep telefonu operatörleri, araç sürerken cep telefonu kullanımını engelleyebilmek için ulusal çapta bilinçlendirme ve sosyal sorumluluk kampanyaları düzenliyor. Ünlü Amerikan cep telefonu operatörü AT&T’nin düzenlediği “It can wait” (Bekleyebilir) adlı sosyal sorumluluk kampanyası da bunlardan biri. Araç sürerken telefonla konuşma ve mesajlaşma yapılmamasını öğütleyen, sürücülerini uyaran yazılar, istatistiki rakamlar, haberler, çarpıcı belgesel filmler ve videolar kitle iletişim araçlarında yayınlanıyor, www.itcanwait.com adlı bir internet sitesi üzerinden de benzer bir şekilde toplum bilinçlendirilmeye çalışılıyor.

Araç sürerken cep telefonuyla konuşma, mesajlaşma gibi eylemlerden kaynaklanan trafik kazalarının önüne geçilebilmesi için, ilgili kamu kurumları başta olmak üzere, Türkiye’deki cep telefonu operatörlerinin de bu konuda benzeri sosyal sorumluluk projesi başlatmaları ve kullanıcılarına sürüş güvenliği sağlayacak mobil uygulama ve servisleri ücretsiz olarak sunmaları gerekiyor.

6. Türkiye’de Patlayıcı Madde Trafiği

Türkiye’de yıllık yaklaşık 270.000 ton Sivil Amaçlı Amaçlı Patlayıcı Madde, 30.000.000 adet elektrikli ve elektriksiz kapsül karayolu ile taşınmaktadır. Yani

yaklaşık 700 ton patlayıcı günlük olarak sevk edilmekte ve karayollarımızda yol almaktadır. Bu miktara hammadde, ara ürün ve patlayıcı üreten firmalarının depoları arasında taşınan malzemeler dahil değildir. Bu sevkiyatları firmalar kendi araçlarıyla ya da nakliye firmaları ile yapmaktadırlar.

2013 yılında yayınlanan ‘tehlikeli maddelerin karayoluyla taşınması hakkında yönetmelik’ ile patlayıcı taşıyan araçlara ADR’li olma zorunluluğu getirilmiştir. Bu yönetmelikten önce patlayıcılar ve kapsüller ayrı ayrı araçlar ile taşınmaktaydı. Araçların ADR mevzuatına uygun hale getirilmesi için tanınan süre, araç modeline göre farklılık göstermektedir:

- a) 2014 model taşıtlar için 1/7/2017 tarihine kadar.
- b) 2013 model taşıtlar için 31/12/2017 tarihine kadar.
- c) 2012 model taşıtlar için 1/7/2018 tarihine kadar.
- ç) 2009-2011 model taşıtlar için 31/12/2018’e kadar.
- d) 2005-2008 model taşıtlar için 1/7/2019’a kadar.
- e) 2004 ve öncesi model taşıtlar için 31/12/2019’a kadar.

ADR kapsamında artık Patlayıcı Madde ve Kapsüller tek araçla taşınabilecektir. Bu da trafikteki araç sayısını yarı yarıya düşürecektir. Her ne kadar araç sayısı azalacak olsa da araçların yaratabileceği tehlikeler aynıdır.

Patlayıcı madde taşıyan araçların karışabileceği olası trafik kazalarında ölüm ve yaralanma tehlikelerinin yanı sıra kazanın şiddetine göre yangın veya patlama tehlikeleri de oluşabilir. Araç sürücülerinin mobil cihaz kullanması sonucu oluşan kazaların yüzdeleri göz önüne alındığında, patlayıcı madde taşıyan araçlar konusunda da en büyük tehlike mobil cihazlardır.

Gelişen teknoloji ile önce bluetooth kulaklıklar, ardından da doğrudan araç içi konuşmayı sağlayan bluetooth sistemleri yaygınlaşmaya başladı. Her ne kadar bu sistemler telefon ile teması kaldırırsa da araç sürerken telefon kullanmak konsantrasyonu düşürmekte ve odak noktasını farklı bir yere kaydırmaktadır. Böylelikle sürücü, araç sürerken sahip olması gereken trafik ve çevre farkındalığını kaybetmektedir.

Tarihte patlayıcı madde taşıyan araçların yapmış olduğu kazalara çok sayıda örnek bulunmaktadır. Bunlardan bir kaç şunlardır:

- Amerika Birleşik Devletleri, Oregon Eyaletinde bulunan Roseburg şehrinde meydana gelen kazada, dinamit ve amonyum nitrat taşıyan araç alev almıştır. Meydana gelen patlamada 14 kişi ölmüş, 125 kişi yaralanmış ve şehirdeki birkaç bina yıkılmıştır.
- Avustralyanın Queensland eyaletine bağlı Taroom şehrinde, Amonyum Nitrat taşıyan araç, elektriksel bir arızadan dolayı alev almıştır. 3 kişi hayatını kaybetmiş, 15.000 dönüm çalılık arazi yanmış, patlamanın olduğu yerde büyük bir krater

oluşturmuştur. Hayatını kaybedenler, yangını görüp müdahale etmek isteyen kişilerdi.

- Amerika Birleşik Devletleri, Missouri Eyaletinde bulunan Kansas City şehrinde bulunan otoban inşaatında patlama olmuştur. Yol inşaatında yapılan patlatmalar için kullanılan ANFO yüklü iki araç yanmaya başlamıştır. Yangına müdahale etmek isteyen 6 itfaiye çalışanı, meydana gelen patlamadan dolayı hayatını kaybetmiştir.
- 10 Eylül 2007 tarihinde Meksika, Coahuila Eyaletinde bulunan Monclova şehrinde kontrolünü kaybeden kamyonet sürücüsü 22 ton amonyum nitrat yüklü araca çarpmıştır. Araçta bulunan 3 kişi kaza anında hayatını kaybetmiştir. Kazadan sonra çıkan yangından 40 dakika sonra büyük bir patlama meydana gelmiş, 37 kişi hayatını kaybetmiş, 150 kişi yaralanmıştır.
- 15 Ocak 2013 tarihinde Balıkesir Kepsut'ta meydana gelen kazada, dinamit yüklü kamyonet ile otomobil çarpışmıştır. 5 kişinin yaralandığı kazada, etrafa saçılan dinamitlerin patlamaması, olası bir facianın eşliğinden dönülmesini sağlamıştır.
- 08.08.2012 Bursa'da bir madene dinamit taşıyan kamyon kaza geçirince patlayıcılar infilak etti. Patlama sonucu çıkan yangın ormana sıçradı, 20 hektar yandı
- 09.12.2016 Balıkesir'in Dursunbey ilçesinde meydana gelen trafik kazasında dinamit yüklü bir araç kaygan zemin sebebiyle kaza yaptı. Kaza, maddi hasarlı olarak atlatıldı.

- 11.09.2007 Meksika'nın kuzeyinde seyir halinde dinamit yüklü bir kamyon başka bir araca çarparak patladı. Korkunç kazada 37 kişi yanarak can verdi. Coahuila eyaleti yetkilileri, önceki gece Sacramento kenti yakınlarında meydana gelen patlamada, 150 kişinin de ağır olarak yaralandığını açıkladılar. Kaynak: Dinamit yüklü kamyon patladı: 37 ölü

Görüldüğü gibi, basit bir trafik kazası bile, söz konusu patlayıcı maddeler olduğunda büyük bir felakete dönüşebilmektedir. Günümüzde trafik kazalarının başlıca sebebinin de mobil cihaz kullanımı olduğunu düşünürsek, bu konuda ciddi çalışmalara, düzenlemelere ve sürücü eğitimlerine ne kadar ihtiyaç duyulduğu daha açık anlaşılabacaktır.

Bu bildirinin amacı; daha önce değinilmemiş bir konuda sektör çalışanlarının dikkatini çekmek, olası riskler ve sonuçları konusunda bilgilendirmek, çözüm noktasında harekete geçirmektir.

Konu hakkında farklı açılardan daha ileri çalışmalar yapılabilir, amacımız bu noktada bir perspektif açmak olup, bu noktada uzmanların çalışmaları sonucu oluşturulacak yasal ve idari düzenlemelerin dışında çalışan bireylerin eğitimini ve bilinç düzeylerini arttırarak iş güvenliği standartlarını en üst seviyede tutmaları gerekmektedir.

7. KAYNAKLAR

Trafikte Cep Telefonu Kullanımı, Hacettepe Üniversitesi, Trafik ve Yol Güvenliği Eğitim, Araştırma ve Uygulama Merkezi, Ankara

Mobile Phone Use & Distraction While Driving, Centre For Accident Research & Road Safety Queensland (CARRS-Q), Australia

Trafik Kazaları Özeti 2015, T.C. Ulaştırma Denizcilik Ve Haberleşme Bakanlığı Karayolları Genel Müdürlüğü, Trafik Güvenliği Dairesi Başkanlığı, Ankara

VI

TASARIM VE ÖZEL UYGULAMALAR

BLAST DESIGN AND SPECIAL APPLICATIONS

Verification of Burden and Specific Charge Formulas by Single Hole Blasting in Limestone

Dilim Kalınlığı ve Özgöl şarj Formüllerinin Tek Delik Atımlarıyla Doğruluğunun Tetkiki

H.T. Özkahraman

Retired Professor, Mining Engineering Department, S. Demirel Univ., Isparta, Turkey

ABSTRACT There are two key questions to be answered in blast design, what should be the correct burden for the drilling pattern and what should be the optimum amount of explosive to place in each hole. Determination of correct burden distance at a given blasthole diameter for a specific blast site characterized by rock properties and geological structure, reduces blasting costs and improves blasting efficiency. Optimum burden distances and specific charges corresponding to maximum amount of broken rock are determined from in-situ slab blasting tests. The brief description, technical data and the results of full scale slab blasting tests in two different limestone formations at Tamtaş quarry and Doğankuzu mine are given in the paper. The comparison between slab blasting test results with predicted burdens from Pearse formula and Kou and Rustan's formula are made. This comparison showed the accuracy on theoretical formula predictions on burden determination. Kou and Rustan's formula predicts specific charge accurately. This formula calculation is given in the paper. As a result of these comparisons, the validity of theoretical formulas are shown.

ÖZET Patlatma tasarımlarında iki temel soruya yanıt aranır. Bunlar doğru belirlenmiş delme geometrik düzenine uygun bir dilim kalınlığı ile deliklere konacak optimum patlayıcı miktarının tayinidir. Belirli bir patlatma yerinin jeolojik yapısına ve ortamın kaya özelliklerine uygun bulunan bir delik çapı için hatasız bir dilim kalınlığı tayini, patlatma maliyetlerini azaltır ve patlatma randımanını yükseltir. Maksimum hacimdeki patlatılmış atım kütlesi için belirlenen özgöl şarj ile optimum dilim kalınlığı sahadaki tek delik atımlarıyla belirlenmiştir. Makalede Tamtaş ile Doğankuzu açık ocaklarındaki iki farklı kireçtaşı formasyonu için teknik veriler ile kısa bilgiler ile tek delik atımlarının sonuçları verilmiştir. Sahadaki deneme atımlarının sonuçları ile Pearse'in ve Kou ve Rustan'ın formüllerinden belirlenen dilim kalınlığı değerleri karşılaştırılmıştır. Bu karşılaştırma ile teorik formüllerden bulunan dilim kalınlığı değerlerinin doğruluğu tetkik edilmiştir. Özgöl şarj Kou ve Rustan formülü ile az bir hata payıyla tayin edilebilmektedir. Formülden hesaplama makalede gösterilmiştir. Teorik formüllerin doğruluğu bu mukayeseler ile tetkik edilmiştir.

1 INTRODUCTION

Limestone, mined from the quarries as crushed aggregate, is an extremely useful raw material in the cement industry and being vastly used. The limestone quarries are faced with blasting problems mainly in fragmentation. Improper fragmentation in the form of occurrence of over sizes within the poorly heaved muck piles, occurrence of back breaks, poor performance of loaders. For this reason spacing and burden distances should be determined accurately.

The behavior of real in-situ rockmass in blasting provides very valuable information to explosive engineers, who would like to know the limits of theoretical formulas. In this respect the validity of Pearse's (1955) formula, and Kou and Rustan's (1992) formula are tested in comparison with the slab-blasting test results carried out in limestone, (Özkahraman, 1994).

2 BURDEN FORMULAS

Pearse Formula for Burden Determination and Kou and Rustan Formula for Burden Determination are given below.

2.1 Pearse Formula for Burden Determination

Pearse (1955) , derived an expression that accounts for the characteristic of the explosive and the strength of the rock mass, given as follows:

$$B = Kd \sqrt{\frac{P_s}{\sigma_t}} \quad (1)$$

Where ;

B : Burden (m)

K : Rock Factor

d : Blasthole diameter (m)

Ps :Blast hole (Equivalent static load pressure which is approximately equal to

detonation pressure (Pd), (Dick et al, 1993). The detonation pressure (Pd) is calculated from the formula below.

$$P_d = \frac{\rho_e \cdot VOD^2}{4} 10^{-3} (MPa) \quad (2)$$

ρ_e : Explosive density (0.850 g/cm³)

VOD : Detonation velocity (m/s)

σ_t : Tensile strength of the rock (MPa)

In the Pearse formula 2 cartridge diameter is taken as being equal to borehole diameter, assuming perfect coupling, Rock factor (K) varies with Poisson's ratio, which for most rocks is between 0.1-0.3 that gives a rock factor between 0.7-1.0 .

The detonation velocity of ANFO varies with hole diameter (Tamrock, 1984). For 85 mm holes is 3300 m/s, for 165 mm holes is 3900 m/s. But D'andrea et al (1965) reported an average VOD (velocity of detonation) as 3048 m/s with loaded specific gravity of 0.85 of ANFO. Substituting the above VOD values in formula 2 gives detonation pressures in 2500-3500 MPa range, (Ozkahraman 1994).

Pearse formula is well suited for a preliminary blasting design and it gives quite good burden predictions in limestone (Pugliese, 1974). Arıoğlu (1990) also recommended using Pearse formula for burden prediction, since the formula utilize tensile strength of the limestone. Tensile strength of jointed rock mass is found to be dependent on joint inclination angle α , (Nova and Zaninetti, 1990) and given by the formula 3.

$$\sigma_t = \frac{T_{\min} T_{\max}}{T_{\min} \sin^2 \alpha + T_{\max} \cos^2 \alpha} \quad (3)$$

Ozkahraman (1994) substituted variable tensile strength of jointed limestone given in formula 3 into Pearse formula 1 and obtained Formula 4 (a modification of Pearse's formula 1. Joint orientation angle α

is the angle between free face and the joint strike direction, also equal to the angle between applied tensile stress direction and the direction of normal to joint direction, as shown in Fig.1. $T_{\min}$ and $T_{\max}$ are minimum and maximum tensile strength of jointed rock, (transversely isotropic limestone). Tensile strength of the limestone containing a single discontinuity set is minimum in the direction of normal and maximum in the direction parallel to discontinuities as shown in Fig.1. When the blasting induced tensile stress direction coincides with the least strength direction of the rock ($\alpha = 0^\circ$), then rockmass failure is easier. In contrary, blasting induced tensile stress direction acts along weakness planes ($\alpha = 90^\circ$, which corresponds to maximum resistance direction), then rockmass failure is more difficult.

$$B = Kd \sqrt{\frac{P_s(T_{\min} \sin^2 \alpha + T_{\max} \cos^2 \alpha)}{T_{\min} T_{\max}}} \quad (4)$$

Formula 4 is proposed by Ozkahraman (1994) to predict the burden distance for jointed limestone transversely isotropic (either having bedding plane or having a major joint set). The orientation angle α can be measured by conducting a joint survey in-situ at each blast location.

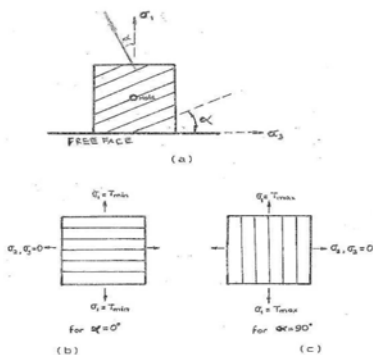


Figure 1. Tensile stresses acting around a blast hole with single joint set.

The results of indirect (Brazilian) tensile strength tests in the laboratory are given below;

• Tamtas limestone:

$T_{\max} = 5.4 \text{ MPa}$ (pulling perpendicular to discontinuities),

$T_{\min} = 1.93 \text{ MPa}$ (pulling parallel to discontinuities)

• Dogankuzu limestone:

$T_{\max} = 10.7 \text{ MPa}$ (pulling perpendicular to discontinuities),

$T_{\min} = 5.0 \text{ MPa}$ (pulling parallel to discontinuities)

The above determined maximum and minimum tensile strength values are used in Eq. 3 to evaluate tensile strength for the corresponding orientation angle (α). Thus the calculated tensile strength is substituted in to modified Pearse formula (4) to predict burden distance. The predicted burdens are given in Table 1 and 2, for hole diameters $d = 89 \text{ mm}$ and $d = 165 \text{ mm}$. In the formula rock factor $K = 0.8$ is assumed for average rock conditions. Blast hole pressure P_d , is calculated from Eq.2 by using a suitable detonation velocity, (VOD). The VOD values of 3450 m/s for $d = 89 \text{ mm}$ and 3900 m/s for $d = 165 \text{ mm}$ as suggested by Tamrock (1984) for freely poured ANFO with packing density of 0.85 gr/cm^3 .

Table 1. Burdens Predicted by Modified Pearse's Formula

a. Burdens Predicted at Tamtas Quarry

$\alpha = 0^\circ$	$\alpha = 90^\circ$	$30^\circ < \alpha < 50^\circ$
2.58 m	1.54m	2.36-2m

b. Burdens Predicted at Dogankuzu quarry

$23^\circ < \alpha < 70^\circ$
3.22-2.44m

Table 2. Burdens Predicted by Kou and Rustan's Formula

a. Burdens Predicted at Tamtas Quarry

$\alpha=0^\circ$	$\alpha=90^\circ$	$30^\circ < \alpha < 50^\circ$
2.92m	2.92m	3.26m

b. Burdens Predicted at Dogankuzu quarry

$23^\circ < \alpha < 70^\circ$
4.40m

2.2 Kou and Rustan Formula for Burden Determination

Kou and Rustan (1992) developed a burden formula by theoretically investigating the energy transfer in rock blasting. The consumption of explosive energy developed during detonation is analyzed under three heading which are;

- Energy used in formation of two side cracks, defining the angle of breakage of the triangular prism (Fig. 2). In the figure θ =Angle of breakage, B =Burden, S =Spacing.
- Energy used in the fragmentation of the triangular rock prism.
- The throw energy of the rock prism.

First (a) and third (c) energy terms can be neglected in comparison to much larger breakage energy term. The burden formula is expressed as;

$$B = d \left[\frac{2K_o \cdot Q_e \cdot \rho_e \cdot E}{\zeta \cdot \sigma^2 \cdot \tan \frac{\theta}{2}} \right]^{0.5} \quad (5)$$

In comparison with the formula of Langefors and Kihlstrom, (1963), Equation (5) is rewritten as:

$$B = \left[\frac{K_o}{\zeta \eta \cdot \tan \frac{\theta}{2}} \right]^{0.5} d \sqrt{\frac{\rho_e \left(\frac{Q_e}{Q_{er}} \right)}{\frac{\sigma^2}{2E_d \cdot \eta \cdot Q_{er}}}} \quad (6)$$

In Eq. (6), the blastability factor “c” equals to;

$$c = \frac{\sigma^2}{2E_d \cdot \eta \cdot Q_{er}} \quad (7)$$

In the Eq. 5 d is the hole diameter, ζ is a constant which is equal to 1 for perfect coupling and good fragmentation.

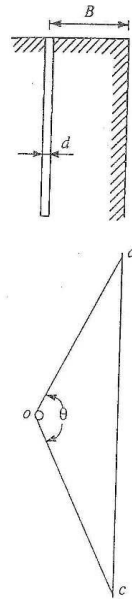


Figure 2. The geometric parameters related to single hole blasting, (Kou and Rustan 1992).

2.3 BURDEN DISTANCES PREDICTED THEORETICALLY FROM KOU AND RUSTAN FORMULA

Optimum burden distances, (B_o) were predicted from Formula (5) using measured angle of breakage values (θ) at the determined optimum burden distances as given in Table 2 (Ozkahraman, 1994). Substituting the below values of explosive density ($\rho=850 \text{ kg/m}^3$) and compressive strength (σ_c) and elasticity modulus (E_d) of limestone in Equation (5);

K_o is a factor which is equal to;

$$K = \frac{\pi}{4} \eta \cdot R_d^2 \quad (7)$$

R_d =Decoupling ratio is equal to 1, (for perfect coupling in the blast hole)

$\eta=0.2$ (energy transformation energy) which has a value of 0.2, since for a good fragmentation 20 % of energy believed to be used in actual fragmentation

Q_e =Heat content of explosive (ANFO)

ρ =Density of the explosive in the blast hole, 850 kg/m^3 .

σ_c =Uniaxial compressive strength of limestone which are 67.8 MPa (for Tamtas limestone) and 80.6 MPa (for Dogankuzu limestone).

E_d =Dynamic elasticity modulus of limestone in situ 9.34 GPa

$\zeta=1$, A constant depending on required fragmentation equal to one for perfect coupling

$g = 9.81 \text{ m/s}^2$, gives;

- $B=2.92\text{m}$ for parallel and perpendicular orientation, at Tamtas.
- $B=3.26\text{m}$ for oblique orientation test holes at Tamtas.
- $B=4.40\text{m}$ for oblique orientation test holes at Dogankuzu.

The method used in determining the Dynamic Young's Modulus of in-situ rock masses was to measure the velocity of dilatational (longitudinal) waves produced by an impact hammer from times of arrival at geophones located at known equal distances from the energy source. An assumed value of Poisson's ratio and a measured value of the density are then combined with the measured value of the dilatational velocity to evaluate dynamic elasticity modulus from equation below;

$$E_d = \rho C_p^2 \left[\frac{(1+\nu)(1-2\nu)}{(1-\nu)} \right] \quad (9)$$

Where C_p =Longitudinal wave velocity, ρ is the mass density and ν is the poisson's ratio of the rockmass.

2.4 Calculation of specific charge from Kou and Rustan Formula 7

In Eq. 7, the effective compressive strength (σ) and dynamic young's modulus of in-situ limestone are used. The value of $Q_{er} = 3810 \text{ kJ/kg}$ (Thesis written by Ozkahraman, 1994), which is the heat content of reference explosive is used and inserted in formula (7). Afterwards the real 'c' value was obtained using a relative strength factor of $s=1.02$ ($s=Q_e/Q_{er}$) for ANFO where Q_e heat content of explosive (ANFO) used which is 3900 kJ/kg , as given at Eq. 8.

$$c = \frac{\sigma^2}{2E\eta \cdot Q_{er}} = \frac{67.8^2 (MPa)^2}{2 \times 9344 (MPa) \times 0.2 \times 3900000 N \cdot m / kg} \quad (8)$$

$$c = 0.317 \text{ kg/m}^3$$

Similarly substituting $\sigma_c=80.6 \text{ MPa}$ for Dogankuzu limestone $c=0.447(\text{kg/m}^3)$ is obtained as given in Table 3.

Table 3.Kou and Rustan's Formula predicted specific charge

Tamtaş limestone	0.317 kg/m ³
Doğankuzu limestone	0.447 kg/m ³

3 SLAB BLASTING TEST PROCEDURE AND DESCRIPTION OF FIELD AND LABORATORY WORK

Full scale slab blasting tests are carried out by Ozkahraman (1994) in two different limestones at Tamtaş quarry and Doğankuzu quarry. The physical and mechanical properties of Tamtaş and Doğankuzu limestones are given in Table 4.

The optimum burdens and specific charges are determined and compared with the formula predicted values. As a result of this comparison the validity of the Kou and Rustan's (1992) formulas can be shown.

The method used in full scale experiments was to blast a single hole at a time with a specified burden and repeat the test at increasing burdens up to and greater than the optimum burden until the critical burden is reached. The detailed procedure is given elsewhere; (Bilgin et al, 1993 and Bilgin et al, 1994). Firstly a discontinuity survey and mapping was done at the site and the predominant one is determined. Secondly test locations are chosen at different parts of the quarry so that the most dominant discontinuity run parallel, oblique and perpendicular to the bench face respectively. The tests began with the smallest burden and the burden increased gradually, until critical burden is reached where burden didn't break.

Before the tests, the actual bench height, the drilled burdens, hole depth, amount of charge, stemming length were recorded and in-situ block sizes were determined. Rockmass is classified using RMR system. Dip direction, dip angle of discontinuities and face orientations are measured at the test

sites. In-situ P-wave velocity is determined by seismic refraction method. Block samples are taken from limestone to determine physico-mechanical properties, which is given in Table 4.

After the test, the angle of breakage, the throw distances of main mass and rock pieces and the back break formed were measured. The broken rock volumes (V) and the actual specific charges (q) were calculated using breakage angle (θ), burden (B), bench height (K) and the amount of charge which is equal to volume of explosive multiplied by the density of explosive inside the hole.

Table 4. Physical and Mechanical Properties of Tamtaş and Doğankuzu Limestone

	Tamtaş L.	Doğankuzu
Compressive strength,	67.8 MPa	80.6 MPa
Brazilian tensile strength,	5.4 MPa	7.59 MPa
Toughness, kg-m/m ³	6.45x10 ⁵	6x10 ⁵
Density, kg/m ³	2690	2690
In-situ P-Wave velocity, m/s *	2100-3200	2300-3300
Laboratory P-Wave velocity, m/s	6178	6220
Impedance, Kg/m ² -s	1.66 x10 ⁷	1.67 x 10 ⁷

* P-Wave velocity is predicted from RQD values measured at blast hole locations from discontinuity measurements.

3.1 Description of Tamtaş Quarry

Tamtaş limestone quarry in Turkey is operated to feed a cement plant. Drilling machines with a bit diameter of 89mm were used to drill inclined holes parallel to the bench face. The main charge, ANFO, is primed with gelatine dynamite and initiated by electric blasting caps. The charge concentrations were 5.3 kg/m in 89 mm diameter holes at Tamtaş and 18 kg/m in 165 mm diameter holes at Doğankuzu test sites.

The packing density of ANFO was 850 kg/m³ on average, since ANFO is freely poured to the holes. Subdrilling depth (U) was chosen approximately equal to 0.3B and stemming height was taken approximately equal to burden distance, at both Tamtas quarry and Dogankuzu open pit mine. Dry drill chippings are used for stemming material.

3.2 Description of Dogankuzu Open Pit

Limestone is excavated as a overburden removal operation at Dogankuzu open pit mine. Dogankuzu limestone had a similar density to Tamtas limestone which is blasted and removed by truck and shovel operation. Bench heights were on average of 13m. Blast hole diameter was d=165mm. The drilling machine was able to drill only vertical holes. Dry drill chippings are used for stemming material. Some physical and mechanical properties of Dogankuzu limestone are given in Table 4.

4 FULL SCALE SLAB BLASTING TEST RESULTS

Two series of tests are conducted in which there are 9 holes and 6 holes in each group respectively (Table 2) at Tamtas quarry. In the first series, the dominant discontinuity was oriented oblique to the face ($30^\circ < \alpha < 50^\circ$). In the first four tests of second serie, the dominant discontinuity was parallel to the face ($\alpha=0^\circ$), where as in the last two holes was perpendicular to the face, ($\alpha=90^\circ$).

Five holes are tested until critical burden is obtained (B=3; 3.5; 4; 4.5; and 5m) at Dogankuzu limestone. These holes were 165mm in diameter and major discontinuity orientation was oblique.

The muck volume broken by each hole is determined from breakage angles created by each blast, burden distances and bench

heights (K), considering a broken triangular prism of rock (See Fig. 1). The burden value at which the broken volume is maximum is defined as optimum burden. Breakage angle (θ) is measured at each blast location.

The angle of breakage decreases as the burden increases. Also parallel orientation of major discontinuity to the bench face creates the widest breakage angle compared to other orientations for the same tested burdens

The optimum burdens determined from full scale slab blasting tests at Tamtas quarry is given in Table 5 which were:

$B_o = 2\text{m}$, 3m and 3.3m for perpendicular, oblique and parallel orientation respectively. Largest optimum burden is obtained for parallel orientation. At Dogankuzu limestone only oblique discontinuity orientations were tested and optimum burden was obtained as $B_o = 4.7\text{m}$.

Table 5. The optimum burdens determined from in-situ tests

a. At Tamtas test holes d(89 mm)

$\alpha=0^\circ$	$\alpha=90^\circ$	$30^\circ < \alpha < 50^\circ$
3.30m	2m	3m

b. At Dogankuzu test holes d (165mm)

$23^\circ < \alpha < 70^\circ$
4,7

Specific charges used in-situ tests is given in Table 6.

Table 6. Specific charges used in-situ tests

c. Actual specific charge used in Tamtas test holes $q(\text{kg/m}^3)$

$\alpha=0^\circ$	$\alpha=90^\circ$	$30^\circ<\alpha<50^\circ$
0.285	0.612	0.414

d. Actual specific charge used in Dogankuzu test holes $q(\text{kg/m}^3)$

$\alpha=0^\circ$	$\alpha=90^\circ$	$30^\circ<\alpha<50^\circ$
0.285	0.612	0.414

The larger specific charge value at Dogankuzu caused by the higher uniaxial compressive strength value of $\sigma = 80.6$ MPa. The formula predicted blastability factor is increased by **41%** at Dogankuzu, with the **19%** increase in the uniaxial compressive strength of the limestone. It shows that the blastability factor increases at a higher rate, with increase in strength.

Discontinuity orientation also effected specific charges as shown by slab blasting test results (Table 6). The most favorite orientation was parallel to the slope face. Again, predicted values correspond to an average value of specific charge for the rockmass regardless discontinuity orientation. Therefore specific charge predicted from the theoretical formula should be adjusted for discontinuity orientation. It should be increased for perpendicular and reduced for parallel discontinuity orientation

4.1 Comparison of Predicted Burdens from Formulas with In-Situ Slab Blasting (Single Hole Test Results)

- Comparison with modified Pearse formula prediction

The burdens determined by slab blasting influenced by discontinuity orientation. The most favorite orientation is being parallel. On the other hand the above predicted burdens correspond to an average burden value regardless the influence of discontinuity orientation, Therefore these predicted burden values should be adjusted for the discontinuity orientation. It should be increased for parallel and reduced for perpendicular orientation.

On the other hand hole diameter effected breakage angles. This is seen when Tamtas and Dogankuzu slab blasting test results are compared for the same oblique orientation, as shown in Table 2 and 3. Larger hole diameter at Dogankuzu caused larger breakage angle (128° against 115°), so larger burdens at Dogankuzu, (4.7m against 3m). This effect also observed in predicted values (4.4m against 3.26m). The influence of secondary discontinuity set is also present in the obtained breakage angle (Özkahraman, 1994). The influence is greater if, the bisector of the intersection angle between primary and secondary discontinuity sets lies along blast direction which is normal to free face line. The reason for this, it is easier for the breakage lines to follow already existing joint surfaces in the forming of breakage angle.

The predicted burdens from Pearse formula are compared with burdens measured from full scale slab blasting tests at Tamtas and Dogankuzu limestone for the corresponding orientation angles, $\alpha=0^\circ$, $\alpha=90^\circ$ and $30^\circ<\alpha<50^\circ$.

For $\alpha=0^\circ$ orientation, the formula predicts a burden value of 2.58m, although the optimum burden is determined as 3.3m. Similarly for $\alpha=90^\circ$, the predicted value (1.54m) is smaller than determined value (2m). Also for oblique orientation in the range of 30° - 50° , the formula predicts lower

burden values of **2.36m** for $\alpha=30^\circ$ and 2m for $\alpha=50^\circ$. It is seen that all the predicted values were smaller than the measured values and the difference was **24 %** on average for Tamtas limestone. For Dogankuzu the prediction was poorer with a greater difference of 39%. This is attributed to the fact that the tensile strength values determined in the laboratory were insufficient to account for rockmass tensile strength. This can be corrected by using more representative tensile strength values for in-situ rockmass. The above given (24%) discrepancy in estimating the measured burden distance for all discontinuity orientations is quite acceptable and encouraging for full scale experimental work. Note that **24 %** discrepancy is calculated for an optimum burden distance which yields maximum muck volume. This shows that the suggested (modified) burden formula is acceptable.

- Comparison with Kou and Rustan formula prediction

Kou and Rustan formula can be used to predict burden for limestone, but they should be corrected for discontinuity orientation, since the formula gives only an average value. Larger hole diameter produces larger breakage angle when Tamtas and Dogankuzu slab blasting test results are compared.

4.2 Comparison of Predicted Specific Charge from Kou and Rustan's Formula with In-Situ Slab Blasting (Single Hole Test Results)

The predicted specific charges from Kou and Rustan's (1992) formula gave good agreement with the actual

specific charge values used in general. The differences between the predicted and actual values were 11%, 8 % and **48 %** at Tamtas test holes for $\alpha=0^\circ$, $30^\circ < \alpha < 50^\circ$ and $\alpha=90^\circ$, discontinuity orientations respectively. Also at Dogankuzu, the discrepancy between the predicted and the measured values was 8 % for oblique orientation of discontinuities. It is seen that the prediction accuracies were good for both parallel and oblique orientations at both test sites, except perpendicular orientation. The influence of joint orientations is clearly seen in the actual specific charges used. Twice as much specific charge is needed for perpendicular joint orientation than parallel orientation to break the corresponding burdens.

The consumption of specific charge is reduced as free face direction approaches to the strike direction of major discontinuities (α approaching to zero degrees). This proves that joint orientation is an important parameter effecting blasting efficiency. Hence in blasting design specific charge should be adjusted according to major joint orientation. The joint orientation is an important parameter effecting blasting efficiency.

5 CONCLUSION

A very important blasting parameters are obtained in Turkey with very expensive single hole blasting tests (slab blasting) in-situ for limestone.

Comparisons showed that theoretical formulas for determining Burden and specific charge can be used as a first approximation for blast design in jointed limestone.

Kou and Rustan formula can be used for specific charge for limestone, but they

should be corrected for discontinuity orientation, since the formula gives only an average value. Larger hole diameter produces larger breakage angle when Tamtas and Dogankuzu slab blasting test results are compared for the same discontinuity orientation.

REFERENCES

- Arioğlu, E., 1990. *An Approach to determination of Burden in Blast Design*, 2nd Turkish Rock M54 Mechanics Symposium, Ankara, Turkey, pp55-78.
- Bilgin, H.A., Paşamehmetoğlu, A.G., and Özkahraman, H.T., 1994. *Effect of Dominant Discontinuity Orientation on Blasting*. In: Proceedings of the Third International Symposium on mine Planning and Equipment selection, Istanbul, pp 663-668.
- Bilgin, H.A., Paşamehmetoğlu, A.G., and Özkahraman, H.T., 1993. *Optimum Burden Determination and Fragmentation Evaluation by Full Scale Slab Blasting*. In: Proceedings of the Rock Fragmentation Symposium, Frag-Blast-4, Belkama Publ, Vienna, pp. 337-344.
- D' Andrea, D.C. Fisher, J.S. Fogelson, W.L. 1965. *Representative Wave Velocity Values for Rock*. U.S.B.M. Report of Investigations, 6702.
- Dick, R.A., D'Andrea, D.V., and Fletcher, L.R., 1993. *Properties of explosive*, The Journal of Explosives Engineering, Volume 10, Number 6, Ohio, USA, pp. 28- 45.
- Kou, S.Q., and Rustan, A., 1992. *Burden Related to Blast Hole Diameter in Rock Blasting*. In: Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr. Vol. 29, No.6, pp. 543-553.
- Langefors, U., and Kihlstrom, B., 1963. *"The Modern Technique of Rock Blasting"*. John Wiley and Sons, New York, 405 pages.
- Nova, R., Zaninetti, A., 1990. *An investigation into the tensile behaviour of a schistose rock*. Int.J.Rock Mech. Min. Sci. and Geomech. Abst., Vol.27, No.4, London, U.K., pp. 231-242,
- Özkahraman, H. T., 1994. *Critical Evaluation of Blast Design Parameters for Discontinuous Rocks by Slab Blasting*. Ph.D. thesis, Middle East Technical University, Ankara,
- Pearse, G.E., 1955. *"Rock Blasting—Some Aspects on the Theory and Practice"*, Mine and Quarry Engineering, New, York, USA pp. 25-30.
- Pugliese, J.M., 1974. *Designing blast patterns using empirical formulas*. U.S.B.M. Information Circular, 8550. pp. 32,
- Tamrock, 1984. *Handbook on surface drilling and blasting*. Painofaktorit, Finland, 310 p.

Zonguldak-Ereğli Bölünmüş Karayolu İnşaatı 2-A Kesiminde Viyadük Ayakları Kazısı Kontrollü Patlatma Uygulamaları

Cautious Blasting Practices for Viaduct Footing Excavation at Zonguldak-Ereğli Divided Highway Construction at Section 2-A

H.A.Bilgin, M.Kılıç, B. Ünlütürk
ODTÜ Maden Mühendisliği Bölümü, Ankara

ÖZET Zonguldak-Ereğli bölünmüş karayolu inşaatı 2-A kesimi, Değirmenağzı mevkiinde Sol Tünel-1 ile Sol Tünel-2'yi birbirine bağlamak için Km 2+600 - Km 2+859 arasındaki vadide bir viyadük inşa edilmesi planlanmış ve projelendirilmiştir. Viyadük orta ayakları temel kazı çalışmalarına iş makineleri ile başlanmıştır. Kazı, karbonifer yaşlı, sert ve sağlam kireçtaşı kaya ortamında yapıldığından, iş makineleri ile başlanılan kazı; yavaş ilerlemiş, yüksek maliyetli olmuş ve viyadük inşaatı gecikmiştir. Bu nedenle kazının patlatma yöntemi ile yapımına karar verilmiştir. Sahaya özgü koşullar nedeni ile, konut binalarına 65 m uzaklıktan başlanarak, binalara 32,60 m ve 11,40 m mesafe kalana değin patlatma yapılması gerekmiştir. Bu sebeple patlatmaların titreşim, gürültü ve taş savrulması sorunlarına karşı kontrollü patlatma teknikleri ile yapılması zorunluluğu doğmuştur. Bu amaçlara ulaşmak için işi üstlenen inşaat firması üniversiteye başvurmuş, kontrollü patlatma tasarımları yapılması, patlayıcı madde ihtiyaç raporu hazırlanması ve patlatmaların uzman ekip denetiminde yapılmasını talep etmiştir. Bu bildiride, test patlatmaları, bu esnada ölçülen titreşim değerlerinin analizi, analiz sonucuna göre tasarlanan kontrollü patlatma paternleri ile kontrollü patlatma uygulamaları anlatılmış ve açıklanmıştır. Kontrollü patlatmalar başarı ile ve hiç bir can ve mal güvenliği sorunu oluşturulmadan tamamlanmıştır.

ABSTRACT The construction of a viaduct was planned and designed for a valley at Degirmenagzi locality between km 2+600 and km 2+859 to connect Left Tunnel-1 and Left Tunnel-2 at section 2-A of Zonguldak-Ereğli divided highway construction project. The excavation for footing of middle piers of viaduct was started by mechanical excavation. Excavation was proceeded very slow, was resulted in high cost, and the construction of viaduct was delayed, since it was made in hard, strong, carboniferous limestone. Therefore, excavation by blasting was decided. Due to the site specific conditions, the blasting practices had to be started at 65 m distance and to be continued till 32.60 m and 11.40 m distance remains to residential buildings. Therefore, it was mandatory to make cautious blasting to control ground vibrations, air-blast and fly-rock problems. To reach these goals, the construction company which has undertaken the job, called upon to university for the design of cautious blasts, the preparation of a report indicating the necessary amount of explosives goods, and execution of cautious blasting practices under the consultancy of expert team. In this paper, the test blasts, the analysis of ground vibrations recorded, the cautious blast designs made, and the cautious blasting practices are explained. Cautious blasting operations were completed with success and without any form of life and property safety issue.

1 GİRİŞ

Zonguldak-Kdz.Ereğli bölünmüş yolu 2-A kesimi inşaatının Km. 2+600 – Km. 2+859 arasında Zonguldak’a gidiş yönü için açılan Sol Tünel-1(Şekil-1) ve Sol Tünel-2 (Şekil 2) arasına Değirmenağzı mevkiindeki vadide bir viyadük yapımı planlanmış ve projesi yapılmıştır. Viyadük ayakları temel kazısına iş makineleri ile başlanmış (Şekil 3), ancak kazının yavaş ilerlemesi, yüksek maliyetli oluşu ve viyadük inşaatının gecikmesi nedenleri ile patlatma yapılması zorunlu hale gelmiştir. Patlatmalı kazının konut binalarına 30,60 m ile 11,40 m kalana değin yapılacak olması nedeniyle patlatmaların titreşim, gürültü ve taş savrulması sorunlarına karşı kontrollü olarak yürütülmesi zorunluluğu doğmuştur. Çalışma alanını çevre binalarla ilişkilendiren, alta ayak temel kazı alanlarını, binaları ve alanlar ile binalar arasındaki mesafeleri gösterir yer bulduru haritası Şekil 4’de sunulmuştur. Viyadük ayakları temel kazısı çalışmalarını kontrollü patlatma ile yapmak isteyen ve işi üstlenmiş bulunan inşaat firması uzman desteği almak için üniversiteye başvurmuş, kontrollü patlatma tasarımları yapılmasını ve bu tasarımlara bağlı olarak patlayıcı madde ihtiyaç hesabını içeren bir raporun hazırlanarak, patlatmaların uzman ekip denetiminde yapılmasını talep etmiştir. Bu bildiride, jeolojik etüd verisi, yapılmış olan test patlatmaları, bu sırada ölçülen titreşimlerin analiz sonucu, analiz sonucuna göre tasarlanmış kontrollü patlatma ve ateşleme patern örnekleri ve kontrollü patlatma uygulamaları anlatılıp açıklanmıştır. Kontrollü patlatmaların başarı ile ve hiç bir can ve mal güvenliği sorunu oluşturulmadan tamamlandığı anlatılmıştır.

2 PROJE ÖNCESİ ÇALIŞMA ALANININ DURUMU VE JEOLJİSİ

Proje başlangıcında iş makineleri ile kazıya başladığında sahanın görünümü Şekil 3’te verilmiştir. Sahadaki başlıca kaya birimi

karbonifer yaşlı kireçtaşı olup, sert ve sağlam malzeme özelliğindedir. Kireçtaşı yüzeyden itibaren 8 m derinliğe değin tamamen veya orta derecede ayrılmıştır. İnce-orta tabakalı, küçük-orta, yer yer iri bloklu, nadiren mağaralar içeren ve yüzeye yakın iri bloklar arasında kalın toprak dolgular bulunan yapıdadır (Şekil 3). Patlatma yapılacak alan sınırlarına 33,60 m – 11,40 m uzaklıkta binalar bulunduğu (Şekil 4) çevresel etki kontrollü patlatmaları tasarlamak için öncelikle sahada jeolojik inceleme yapılmış, kaya kütle özellikleri belirlenmiş ve kütlenin patlatma esnasında gösterebileceği tepkiler tahmin edilmeye çalışılmıştır. Örneğin açık eklemlerden gaz kaçışı veya toprak dolguların gaz basıncı ile püskürmesi ve bunların sonucunda taş savrulması oluşma olasılıkları incelenmiştir. Kaya malzeme ve kütle özellikleri Tablo 1’de sunulmuştur

Test patlatmalarına başlamadan önce yakında bulunan tüm binalarda hasar araştırma ve tespit çalışması yürütülmüştür (Şekil 5). Bina hasar araştırmasında Audel’in (1996) sismik ve patlatma dışı nedenlerle oluşmuş bina hasar sınıflaması kullanılmıştır. Herhangi bir bina sahibinin patlatmalardan önce başka nedenlerle oluşmuş çatlaklara, patlatmaların sebep olduğunu iddia etmesi ve taşeron ile idare (KGM) aleyhine dava açma olasılığı ortadan kaldırılmıştır (Bilgin, 2015).

Tablo 1. Kaya kütle özellikleri
(Bilgin 2015)

Özellikler	Değerler
Kaya kalite belirteci, RQD	65%
Jeolojik dayanım indisi, GSI	65
Kaya kütle sınıfı, RMR	65
Tünelcilik kalite indisi, Q	6,66
Bar ve Barton (2017)	
Q-şev indisi	10
Tek eksenli basınç dayanımı, UCS (MPa)	90
Tabakalanmanın eğim yönü ve eğim derecesi	315 ⁰ /40 ⁰



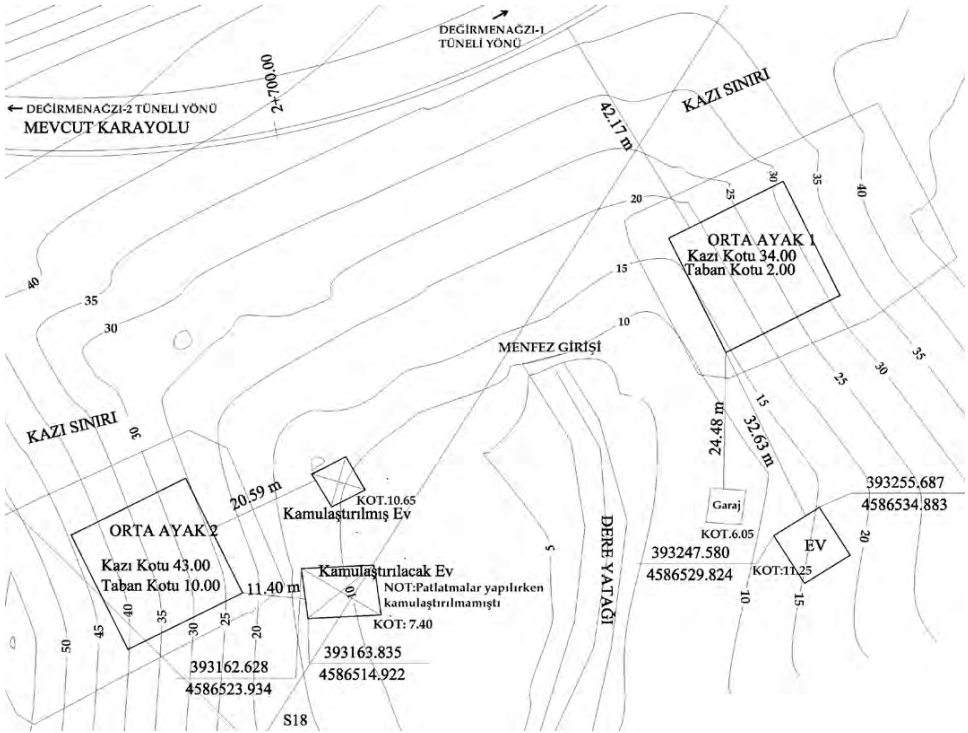
Şekil 1 Orta Ayak-1 kazı yeri ile Sol Tünel-1'in görünümü



Şekil 2 Orta Ayak-2 kazı yeri ile Sol Tünel-2'nin görünümü



Şekil 3 Orta ayak-1 yerinde iş makineleri ile başlanmış kazının görünümü



Şekil 4 Orta ayakların kazı planı ve binalara uzaklıkları

3 TEST PATLATMALARI TASARIMI VE UYGULAMASI

Zonguldak'ta elde edilmiş iki sönümlenme formülü, binalara olan uzaklıklar, kaya kütle yapısı ve kaya dayanımı dikkate alınarak kontrollü test patlatmaları tasarlanmıştır. Test patlatma tasarımları, binada oluşacak titreşim seviyesi ülkemiz yönetmeliğinde; kişiler için titreşim seviyesi ANSI S3.29-1983 standardında; gürültü seviyesinin ise ABD Federal Tüzüğünde belirtilen sınır değerleri aşmaması gözetilerek yapılmıştır. Test patlatmaları uygulamalarında gecikme başına ateşlenecek patlayıcı miktarını kısıtlamak için el tabancaları ile 32 mm çapında, derinlikleri 1,5 m ile 2.0 m aralığında değişen delikler delinmiştir.

15, 16 ve 24 Nisan 2015 günlerinde yapılan testler öncesinde 1,5 m derinlikteki deliklere 0,32 Kg; 2,0 m derinlikteki deliklere 0,48 Kg

ve 0,64 Kg patlayıcı madde yerleştirilmiş ve delik gruplarında elektriksiz kapsüller kullanılmıştır. Deliklerin yük mesafesi ve aralıkları saptanırken özgül şarj değerleri kireçtaşı için 0,250 ile 0,320 Kg/m³ arasında uygulanmıştır. Test patlatma paternleri 1,5 m derinlikteki delikler için 0,75 m x 0,95 m; 2,0 m derinlikteki delikler için 0,90 m x 1,10 m olarak uygulanmıştır.

Aşırı gürültü ve taş savrulması oluşumunu önlemek için sıkılama işleminde 32 mm delik çapı için 1-5 mm boyutunda kırmataş kullanılmıştır. Test patlatmaları sırasında test alanına farklı uzaklıktaki yerlerde ve binalar yakınında zemine konumlandırılan cihazlar ile titreşim ve gürültü ölçümleri yapılmıştır. Test patlatmaları sırasında ölçülen titreşim değerleri analiz edilerek, bu saha için geçerli sismik dalga yayılma ve sönümlenme formülü elde edilmiş, tam ölçek patlatmalar buna göre tasarlanmıştır.



Şekil 5 Patlatmalara başlamadan binalarda saptanan hasarlara bir örnek

4 KAYITLARIN ANALİZİ İRDELEME VE DEĞERLENDİRME

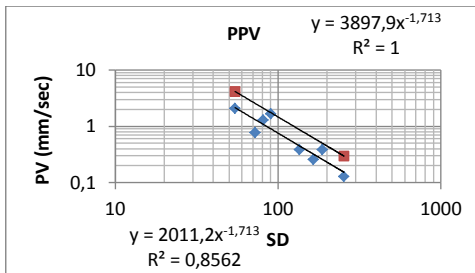
Toplam 5 adet test patlatması yapılmış olup, 3 adet cihaz kullanılarak 11 adet titreşim kaydı alınmıştır (Bilgin, 2015).

Test patlatmaları sırasında Hayrullah Girgin evi zemininde ve evin daha ilerisinde zeminde ölçülen ve sırası ile “HG” veya “HG ile z-1” veya “HG ile z-2” rümuze ile belirtilen, en yüksek 4’er adet titreşim hızları Tablo 2’de verilmiştir.

Tablo 2. Hayrullah Girgin(HG) evi ile zeminde ölçülen en yüksek titreşim hızları

Patlayıcı Miktarı	Ölçüm Yeri	Uzaklık	Titreşim Hızı, mm/s
0,64 Kg	HG.	43,5 m	2,080
0,64 Kg	HG.	65,1 m	1,270
0,48 Kg	HG.	62,7 m	1,651
0,32 Kg	HG.	40,9 m	0,762
0,64 Kg	HG ile z-1	108 m	0,381
0,64 Kg	HG ile z-1	132 m	0,254
0,48 Kg	HG ile z-1	129 m	0,381
0,48 Kg	HG ile z-2	175 m	0,127

Kaydedilen sismik dalga formları analiz edilmiş, 65 metreden kısa mesafede alınan kayıtlarda hakim frekans değerleri en düşük 24 Hz veya üzerinde belirlenmiş, en yüksek titreşim bileşen hızları(PPV) dikkate alınarak sismik dalgaların zeminde yayılma ve sönümlenme eşitlikleri saptanmıştır. İlk 4 test patlatmasından elde edilen 8 veriden saptanan eşitlik Şekil 6’da sunulmuştur.



Şekil 6 Hayrullah Girgin evi yönünde tespit edilen dalga yayılma ve sönümlenme eşitliği

Şekil 6’da verilen doğrulardan üstte yer alan %95 güvenirlilik doğrusu olup, doğru denklemi $PPV = 3897,9 \times SD^{-1,713}$ olarak saptanmıştır.

Hakim frekans değerleri; Hayrullah Girgin evi zemininde 65 m ve daha kısa mesafelerde alınan kayıtlarda en düşük 24 Hz olarak oluşmuştur. Ülkemiz yönetmeliği bina zemininde aşılması gereken titreşim hızı değerlerini; sismik dalga hakim frekansı 30 Hz ve daha yüksek olduğunda 50 mm/s, 24 Hz olduğunda 40 mm/s olarak vermektedir. Sismik dalga hakim frekansı 4 Hz - 10 Hz aralığında olduğunda ise 19 mm/s titreşim hızının aşılmasını öngörmektedir. Öte yandan ABD Ulusal Standartlar Enstitüsü bina içinde bulunan kişilerin rahatsız olmaması için günde bir kez patlatma yapılırsa 12,70 mm/s, 2-12 kez arasında yapılırsa 6,35 mm/s titreşim hızının bina zemininde aşılmasını öngörmektedir. Yapı hasarı oluşturmamak ve hiç bir risk üstlenmemek için, bina zemininde en yüksek titreşim hızının 19 mm/s’yi aşmaması amaçlanarak tam ölçek kontrollü patlatma paternleri tasarlanmıştır. Zemin titreşim süresi kısa ve 1 saniye olarak planlanmış olup, böylece titreşim hızının 12,7 mm/s değerini aşması halinde binadaki kişilerin titreşimleri belirgin biçimde algılamaları, ancak kuvvetle algılamamaları ve rahatsız olmamaları gözetilmiştir.

Şekil 6’da verilen sismik dalga yayılma ve sönümlenme denklemi kullanılarak herhangi bir binaya belirli uzaklıkta yapılacak patlatmada gecikme başına emniyetle ateşlenebilecek patlayıcı madde miktarları hesaplanmıştır. Yukarıda özetlenen sismik dalga frekans değerleri dikkate alınarak 6,35 mm/s den 40 mm/s’ye kadar değişen farklı hızlar için hesap yapılmıştır. Hayrullah Girgin evi yönü için saptanan eşitlikten; farklı uzaklıklar ve değişik eşik titreşim hızlarının aşılması için hesaplanan güvenli patlayıcı miktarları Tablo 3’te verilmiştir.

Tablo 3 Hayrullah Girgin evi yönü için güvenli patlayıcı miktarları

MESAFE (m)	Verilen ve aşılmaması gereken En Yüksek Titreşim Hızı (PPV, mm/s) için Güvenli Patlayıcı Madde Miktarı (Kg)			
	PPV 6,35 mm/s	PPV 12,70 mm/s	PPV 19,00 mm/s	PPV 40,00 mm/s
10	0,06	0,12	0,20	0,47
15	0,12	0,28	0,45	1,07
20	0,22	0,50	0,80	1,90
25	0,35	0,78	1,25	2,97
30	0,50	1,12	1,80	4,28
35	0,68	1,53	2,45	5,83
40	0,89	2,00	3,20	7,62
45	1,12	2,52	4,04	9,65
50	1,39	3,12	4,99	11,91
55	1,68	3,77	6,04	14,41
60	2,00	4,49	7,19	17,15
65	2,35	5,27	8,44	20,13
70	2,72	6,11	9,79	23,34
75	3,12	7,02	11,23	26,80
80	3,55	7,99	12,78	30,49

5 TİTREŞİM ANALİZİNE DAYALI GÜVENLİ PATLATMA TASARIMLARI

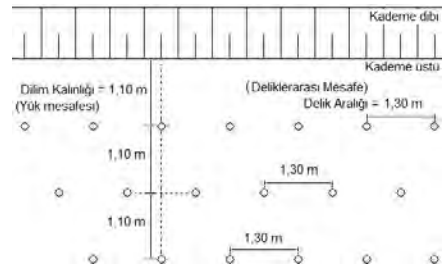
Tam ölçek test ve ilk gerçekleştirilen asıl patlatmalarda 32 mm delik çapı, daha sonra 50 mm delik çapı kullanılmıştır. İlk patlatmalar binalara 43,5 m ile 65,1 m mesafe aralığında yapılmış olsa da; ileri aşamalarda tam ölçek kontrollü patlatmaların H. Girgin binasına 32,60 m, Yüksel Acar'a ait binaya ise 11,40 m uzaklıkta gerçekleştirilebileceği gözönüne alınmıştır.

Ülkemiz yönetmeliğinde bina içinde bulunan kişilerin rahatsız olmamaları için herhangi bir hüküm bulunmadığından, ABD Ulusal Standartlar Enstitüsünün günde bir patlatma için öngördüğü 12,70 mm/s veya dalga frekansının en az 4 Hz olması durumu için yönetmeliğin öngördüğü 19,9 mm/s titreşim hızının bina zemininde aşılmaması dikkate alınmıştır.

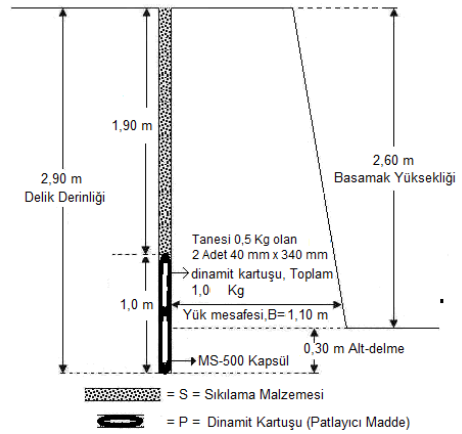
Öte yandan Dowding (1985) "Blast Vibration Monitoring and Control" isimli kitabında ABD'de yaptıkları titreşim ölçümleri ve binalarda hasar oluşup oluşmadığı veya oluştu ise hangi titreşim

düzeyinde oluştuğunu araştırdıkları çalışma sonunda, eşik hasarın 76 mm/s; hafif hasarın 114 mm/s; ağır hasarın 203 mm/s titreşim hızı değerlerinde oluştuğunu anlatmaktadır. Bu değerler ve patlatmalı kazının ileri aşamalarında binalara 11,40 m mesafe kalana değin yaklaşılabileceği dikkate alınarak gecikme başına (bir delikte); 15 m mesafede 0,45 Kg, 20 m uzaklıkta 0,80 Kg, 25 m mesafede 1,25 Kg, patlayıcı madde miktarı aşılmadan kontrollü patlatmalar tasarlanmış ve uygulanmıştır.

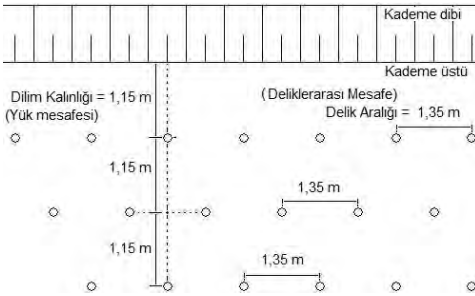
Binalara 20 m veya daha uzak yatay mesafelerde yapılacak tüm patlatmalarda gecikme başına azami 1,0 Kg patlayıcı madde miktarının aşılmamasına karar verilmiştir. Test patlatmalarında 0,75 m x 0,95 m x 1,5 m paterni kullanılmış olup, hazırlanmış olan asıl patlatma güvenli patern örnekleri Şekil 7, 8, 9 ve 10'da verilmiştir.



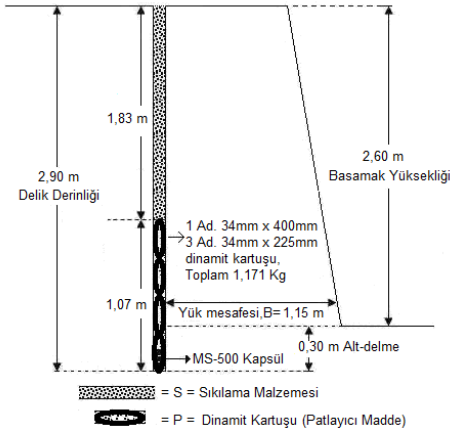
Şekil 7 Binalara 20 m mesafede gecikme başına 1,0 Kg ateşlenen delik düzeni



Şekil 8 Binalara 20 m mesafede gecikme başına 1,0 Kg ateşlenen delik şarj düzeni



Şekil 9 Binalara 25 m mesafede gecikme başına 1,17 Kg ateşlenen delik düzeni



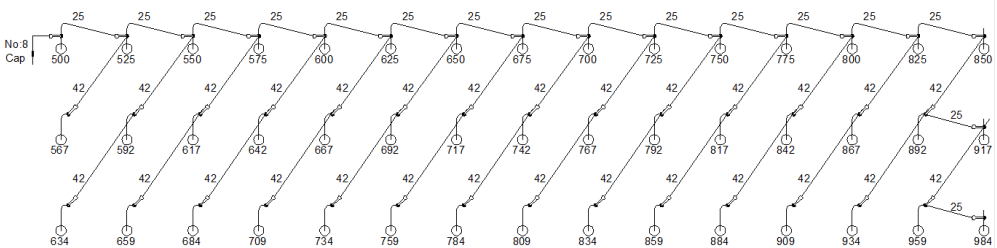
Şekil 10 Binalara 25 m mesafede gecikme başına 1,17 Kg ateşlenen delik şarj düzeni

Uygulamada yapılması olası hataları gidermek için gecikme başına 1,17 Kg'dan daha fazla patlayıcı madde patlatılmamıştır. Şev üst kesimlerinde binalara 43 m-65 m uzaklıkta yapılan tam ölçek ilk patlatmada

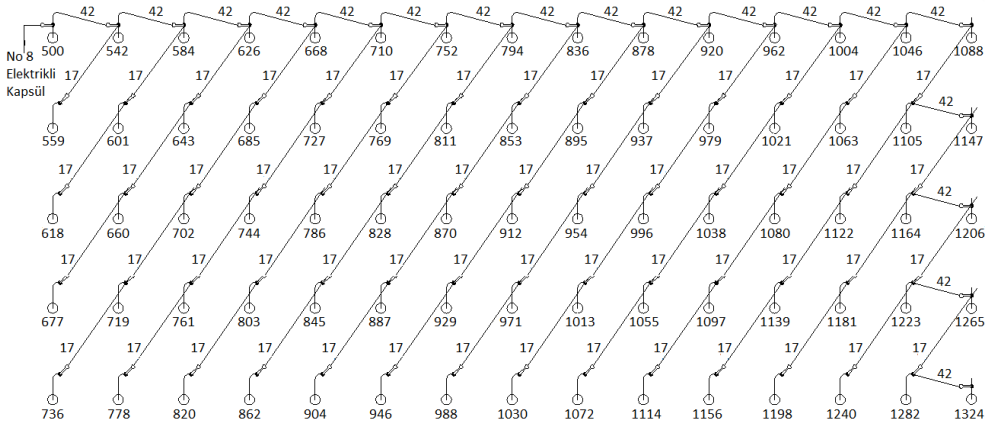
ateşleme tarak tabir edilen çapraz gecikmeli düzen ile yapılmıştır (Şekil 11 ve 12). Test patlatmaları titreşim kayıtlarından saptanan hakim frekans değerleri dikkate alınarak; deliklerin patlama zamanları arasında en az 8 ms (milisaniye), tercihen 17 ms, 20 ms veya 25 ms gecikme süreleri bulunmasına karar verilmiş ve uygulanmıştır. Basamak aynası (serbest yüzey) doğrultusu binalar yönünde seçilmiş ve ateşlemeye binaya en uzak delikten başlanmış, kesme ayna doğrultusuna veriv (çapraz) biçimde ve savrulabilecek (fırlayabilecek) taşlar binadan uzak yönde hareket edecek şekilde ateşlemeler gerçekleştirilmiştir.

Çapraz düzen ya da tarak düzeni tabir edilen gecikmeli ateşleme düzeninin kullanılması nedeni, kaya hareket yönünü değiştirmek, açık eklemler, toprak dolgulu eklemler, fay vb zayıflık düzlemleri sebebi ile veya delgi hataları sonucu dilim kalınlığının gerekenden az olması durumlarında taş savrulması oluşması halinde savrulan taşların binalar yönünde hareket etmesinin önlenmesi ve en kötü senaryoya göre binadan uzak tarafa savrulması hedeflenmiştir. Uygulanan çapraz gecikme düzenleri Şekil 11 ve Şekil 12'de sunulmuştur.

Delik ağzından taş savrulmasını ve aşırı hava şoku oluşumunu önlemek için yük mesafesinden çok daha uzun ve yük mesafesinin 1,6 veya 1,7 katı uzunlukta sıkılama boyları kullanılmıştır. Bu yaklaşımın etkin olduğu görülmüştür.



Şekil 11 En çok üç sıra halinde delinmiş deliklerle kullanılan çapraz ateşleme düzeni



Şekil 12 En çok beş sıra halinde delinmiş deliklerle kullanılan çapraz ateşleme düzeni

Kontrollü patlatmalar sırasında kademelerin ve şevin kazı aşamaları Şekil 13, Şekil 14, Şekil 15'te, viyadük Orta Ayak-1 inşaatı ise Şekil 16'da sunulmuştur.



Şekil 13 Orta Ayak-1'in 28 Mayıs 2015 tarihinde ikinci basamak kazı aşaması



Şekil 14 Orta Ayak-1'in 05 Ağustos 2015 tarihinde üçüncü basamak kazı aşaması



Şekil 15 Orta Ayak-2'nin 06 Mayıs 2016 tarihinde üçüncü basamak kazı aşaması



Şekil 16 06 Mayıs 2016 tarihinde Orta Ayak-1 inşaat durumu

15, 16 ve 24 Nisan, 07 Mayıs ve 18 Aralık 2015 tarihlerinde yapılan tam ölçek kontrollü patlatmalar sırasında titreşim ve gürültü ölçümleri yapılmış olup, can ve mal güvenliği sorunu yaşanmadan patlatmalar tamamlanmıştır.

Patlatmalar sırasında yakındaki binalarda hasar oluşmaması ve bina içindeki kişilerin rahatsız olmaması için bir deliğe konulan ve gecikme başına patlatılan miktar önemlidir. Bir patlatmada kullanılan toplam miktar önemli değildir. Bu nedenle bir patlatma grubunda bulunacak delik sayısına sınır getirilmemiştir.

Kontrollü patlatmalar sırasında ölçülen zemin titreşim hızı değerleri genellikle 4,0 mm/s değeri altında ölçülmüş istisnai olarak 5,15 mm/s, 7,11 mm/s, 11,42 mm/s, 16,00 mm/s değerleri de ölçülmüştür. En yüksek değer olan 16,00 mm/s değeri, binalarda eşik hasar yaratabileceği Dowding (1985) tarafından belirtilen 76 mm/s değerinin yüzdeyirmibiri (yaklaşık 5'te biri) oranında olmuştur. Bu nedenle herhangi bir binada

eşik hasar oluşmadığı gibi; patlatmalar öncesi eşik düzeyde hasarlı binalarda bulunan eski çatlaklar dahi büyümemiş, genişlememiş ve uzamamış bulunmaktadır.

Öte yandan titreşim hızının 12,70 mm/s değerini aştığı bir patlatmada bina içindeki kişilerin hafif düzeyde rahatsız oldukları düşünülmektedir (ANSI, S3.29-1983).

Tam ölçek üretim patlatmaları sırasında ölçülen patlatma kaynaklı en yüksek anlık gürültü seviyeleri 121,8 dB (Desibel) ve 120,6 dB olmuştur. Bunların dışındaki diğer gürültü değerleri 107 dB ile 116 dB aralığında ölçülmüş olup, kişileri kesinlikle rahatsız etmeyecek seviyede bulunmaktadır. Ülkemiz Yönetmeliğinde patlatma kaynaklı gürültüler için aşılmaması gereken limit değer verilmemektedir. Bu nedenle ABD Federal Tüzüğünde izin verilen ve aşılmaması istenilen 133 dB limit değeri değerlendirmeye esas alınmıştır. Ölçülen en yüksek gürültü değeri 121,8 dB olup, 133 dB değerinin şiddet olarak çok altında kalmaktadır. Bir başka deyişle viyadük

ayakları temel kazısı patlatmaları sırasında oluşan anlık gürültüler katlanılabilir seviyede gürültülerdir.

Havada ölçülen ses dalgalarının (sonik dalgaların) hakim frekansları ise üç kez 20 Hz altında oluşmuş olup, bu sesler işitilemez ses (infrasound) sınıfındadır. Dokuz kez ise 20 Hz ve üzerinde oluşmuş olup, bu sesler işitilebilir ses sınıfındadır.

6 SONUÇ VE ÖNERİLER

Günümüzde yerleşim yerleri içinde veya çok yakınında, metro veya karayolu tüneli, yol yarması veya yüksek binalar için kayalık zeminde temel kazıları patlatma yöntemi ile yapılmaktadır. Bu nedenle çevresel etki kontrollü patlatma tasarımı ve uygulaması büyük önem taşımaktadır. Bu bildiride Zonguldak Değirmenağzı Mevkii'nde Sol Tünel-1 ve Sol Tünel-2 arasındaki vadide viyadük ayakları temel kazısı için yapılan titreşim kontrollü tam ölçek test ve üretim patlatma tasarımları ile kontrollü patlatma uygulamaları açıklanmış, öneriler yapılmış ve aşağıda sunulan sonuçlara ulaşılmıştır.

- Titreşim kontrollü tam ölçek patlatma tasarımları hazırlamak için tek delik test patlatmaları yapılabileceği gibi, bu çalışmada yapıldığı üzere, benzer veya aynı cins kaya malzemesi ve yapısına sahip yerlerde elde edilmiş gözleme dayanan sismik dalga yayılma ve sönümlenme eşitlikleri kullanılması halinde test amaçlı tam ölçek grup patlatmaları da yapılabileceği sonucuna ulaşılmıştır.
- Tam ölçek test patlatmalarında alınan sismik dalga kayıtlarının analizinde hakim frekans değerlerinin 10 Hz üzerinde olduğu, sadece düşey bileşende üç kez oluşan 11,30 Hz (Hertz), 14,0 Hz ve 16,8 Hz dışında genellikle 20 Hz değerinden yüksek olduğu saptandığından, binaların sert ve sağlam kaya temel üzerine inşa edildikleri sonucuna varılmış, bu

nedenle ülkemiz yönetmeliğinde izin verilen 19,00 mm/s titreşim hızının bina zemininde aşılması esas kabul edilmiş ve bir deliğe konulacak ve gecikme başına ateşlenecek miktarlar buna göre 1,0 Kg olarak saptanmıştır.

- Titreşim kontrollü patlatmalar sırasında binalarda yeni hasar oluşmadığı gibi, eskiden mevcut çatlaklarda dahi açılma ve uzama saptanmamıştır.
- Titreşim hızının 12,70 mm/s değerini aştığı görülen bir patlatmada bina içindeki kişilerin hafif düzeyde rahatsız oldukları değerlendirilmiştir.
- Sözü edilen bir patlatmada 12,7 mm/s titreşim seviyesinin aşılmasına delik delme işleminde yapılan hataların, bir başka deyişle yük mesafesinin tasarımı öngörülen değerden büyük gerçekleşmesinin neden olduğu değerlendirilmektedir. Çünkü yük mesafesinin bir veya birkaç delikte büyük olması halinde patlayıcı madde aşırı hapsedilmiş olduğu ve patlayıcı enerjisi kolay boşalamadığı için titreşim seviyesinde artışa neden olduğu değerlendirilmiştir.
- Yukarıda anlatılan nedenle, kontrollü patlatmalar için delik yerlerinin hassas olarak işaretlenmesi, delme işleminin yakından denetimi önerilmektedir.
- Titreşim kontrollü patlatmalar sırasında ölçülen en yüksek gürültü 121,8 dB (Desibel) olup, bu değer ABD Federal Tüzüğünde izin verilen 133 dB değerinden düşük olduğundan kişilerin rahatsız olmadıkları; ancak hava-şoku dalgalarının frekansları çoğunlukla 20 Hz üzerinde tespit edildiğinden, uygulanan uzun sıklıkla boylarına rağmen kişilerin bu sesleri algıladıkları anlaşılmıştır.
- Tam ölçek patlatmalar sırasında uygulanan sıklıkla uzunlukları yük mesafesinden çok büyük ve onun en az 1,6 katı olduğundan ölçülen gürültü (desibel) değerleri düşük olmuştur.

- 50 mm delik çapı ile yapılan tam ölçek titreşim kontrollü patlatmalarda sıkılama malzemesi olarak 3 mm – 7 mm boyutlarında kırmataş kullanılmış ve taş savrulmaları ve aşırı gürültü oluşumu önlenmiştir.
- Ölçülen gürültü değerlerinin düşük olmasının başlıca nedeni olarak kırmataşın delik içi gaz basıncı ile sıkışması, iyi bir tıkaç görevi görmesi ve delik ağzından taş savrulmasını ve aşırı gürültü oluşumunu engellemesi olduğu sonucuna varılmıştır.
- Gürültü ve taş savrulmasını önlemek için sıkılama uzunlukları mutlaka yük mesafesine (dilim kalınlığına) eşit veya ondan büyük uygulanmış ve bu sorunlara karşı başarılı olunmuştur.

KAYNAKLAR

American National Standards Institute, 1983, *Guide to the Evaluation of Human Exposure to Vibrations in Buildings*, ANSI S3.29-1983, 10 pp.

Audell, H. S., 1996, Geotechnical Nomenclature and Classification System for Crack Patterns in Buildings, *Environmental and Engineering Geoscience*, Vol. II, No. 2, pp. 225 -248.

Bar, N, Barton, N., 2017, The Q-Slope Method for Rock Slope Engineering, *Rock Mech Rock Eng*, DOI 10.1007/s00603-017-1305-0

Bilgin,H.A., 2015, *Zonguldak Kdz.Ereğli Yolu 2A ve 2C Kesimleri Sol Tünel-1 ve Sol Tünel-2 Arasında İnşa Edilecek Viyadük Ayakları Temel Kazıları için Titreşim Kontrollü Patlatma Tasarımları ve Temel Kazısı Patlatmaları için Patlayıcı Madde İhtiyacı Sonuç Raporu*, Proje Kod No: 2015-03-05-2-00-10, ODTÜ, Ankara, 101 sayfa.

Dowding, C.H., 1985, *Blast Vibration Monitoring and Control*, Prentice-Hall, 297 pages.

The Office of Surface Mining Reclamation and Enforcement, 1983, Federal Register, 30 CFR Parts, 715, 780, 816 and 817, Vol. 48, No. 46, *Rules and Regulations* (governing the blasts associated with surface and underground mines), pp. 9788-9811.

Türkiye Cumhuriyeti Resmi Gazete, 04 Haziran 2010, No.27601, *Çevresel Gürültünün Değerlendirilmesi ve Yönetimi Yönetmeliği*, (madde.25, Ek-7).

Şev Ötelemelerinde Patlatma Kaynaklı Malzeme Dökülmesinin Önlenmesi Çalışması

Preventive Study on Blast Induced Falling Material During Pit Expansion

E. Güngör, E. Bayrak, E. Terzi

Maden Mühendisi, Kışladağ Altın Madeni, Türkiye

ÖZET Bu bildiride de açık ocak madenciliğinde karşılaşılan sorunlardan biri olan şevlerdeki malzemenin şevlerin ötelenmesi sırasında yapılan patlatmaların etkisiyle ocak çukuruna dökülmesinin en uygun şekilde önlenebilmesi konusunda Kışladağ Altın Madeni'nde yapılan çalışmalara değinilmiştir. Zaman içinde farklı sebeplerle değişen ocak tasarımları ocak sınırlarının geri ötelenmesini gerektirmektedir. Bu da kimi zaman, üretim için gerekli olan patlatma ile şev kenarındaki malzemenin ocak çukuruna doğru yönelmesine, başka bir deyişle patlatma etkisiyle hareket eden malzemenin alt basamak genişliklerini doldurarak ocak çukuruna dökülmesine sebep olabilmektedir. Bu durum hem işletim maliyetleri ile birlikte operasyon açısından olumsuzluklar yaratabilmekte hem de şevlerden kayma sonucu dökülebilecek malzemenin tutulması için ocak tasarımında bırakılan basamak genişliklerini doldurarak iş güvenliği anlamında risk oluşturabilmektedir. Kışladağ'da bu durumun olabildiğince aza indirilmesi amaçlanmış, bu sonuca ulaşmak için yapılan delme-patlatma aşamalarındaki tasarım ve uygulama değişiklikleri ile farklı denemeler bu makale ile derlenmiştir. Çalışmalar süresince 3 farklı 10 metrelik basamakta üretim gerçekleşmiş, ilk basamakta karşılaşılan sorunlar sonraki basamaklarda giderilmeye çalışılmıştır.

ABSTRACT Eventually changing pit designs with diverse factors brings with the need of push back the final pit limit. One of the problems faced in open pit mining is falling of blast induced material at push back operations. Study in this paper mentions the optimization of preventing this falling material at Kisladağ Gold Mine. In some cases this falling material can go towards from the edge of the benches to the pit void with blasting which is needed for the production. In other words, after filling of the lower bench widths, moved material that effected by blasting would fall to the pit void. This situation can create not only negative effects in operation and operational costs, but also can generate risks in terms of safety by filling the bench widths which was designed to collect the material that can fall from minor failures. It is aimed to minimize the situation in Kisladağ as far as possible, and the changes made at design and operation in drilling & blasting stages is collected in this paper. Production completed in three different 10m height benches through the study and problems faced in first bench were tried to be solved on following benches

1.GİRİŞ

Tüm dünyada metal madenciliğinde aklı gelen ilk madenlerden olan altın, yer üstü ve yer altı madencilik faaliyetleri ile ekonomiye kazandırılmaktadır. Türkiye’de Ege Bölgesi’nde Uşak İli’ne bağlı Ulubey ve Eşme ilçeleri arasında yer alan Kışladağ Altın Madeni ülkenin en büyük açık ocak altın madenidir. Maden Batı’da İzmir’e yaklaşık 180km, Doğu’da ise Ankara’ya yaklaşık 420km mesafededir. (Şek. 1)



Şekil 1. Kışladağ Altın Madeni

Kışladağ Altın Madeni’nde üretim delme-patlatma işlemi ile gevşetilen kayacın yükleyiciler vasıtası ile kamyonlara yüklenmesini takiben kayacın ekonomik olma durumuna göre kırıcıya veya ekonomik olmayan kayaç döküm sahasına nakledilmesiyle gerçekleşir. Maden düşük tenörlü yüksek tonajlı cevher yapısıyla klasik yığın liçi uygulamasının tipik bir örneğidir ve 2006 yılından beri altın üretmektedir. 2016 yılında yaklaşık iki yüz on bir bin ons altın üretimi gerçekleşmiştir.

Kışladağ Altın Madeninde maden ömrü bugünkü şartlarla yaklaşık 16 yıl olarak öngörülmektedir. Planlanan maden ömrü

boyunca ortalama tenör 0,7g/ton olarak hesaplanmıştır. Mevcut durumda yıllık yaklaşık 12,5M ton cevher, 17M ton ekonomik olmayan kayaç üretimi ile birlikte açık ocağın üretilen kayaç yıllık toplam yaklaşık 30M tondur.

1.1 Jeolojik Yapı ve Cevherleşme

Kışladağ’da şist ve gnaystan oluşan paleozoyik yaşlı, literatürde Menderes Masifi olarak değerlendirilen, yaşlı kayaçların içine miyosen yaşlı sokulum kayaçları (intrüzif) gömülmüştür. Genel olarak maden sahasında Beydağı volkanizmasının esktrüzif ve intrüzif kayaçları taban kayacı olan Menderes metamorfikleri ile birlikte ve bu kayaçların zamanla erozyonu sonucu oluşan stratovulkaniklerden oluşmuştur (Baker, Bickford, Juras, Lewis ve Öztaş 2016).

Cevherleşme altın ile birlikte ekonomik olmayan, çok az miktarlarda baz metallerden çinko ve molibden içerir. Bunun yanı sıra turmalin, kuvars, pirit damarları ile birlikte birleşik fazların oluşumuyla birebir ilişkilidir. Sokulum kayaçlarının oluşturmuş olduğu altın minerilizasyonu halka biçimine benzer bir şekil almaktadır. (Eldorado Gold Corp. 2010)

1.2 Genel Delme Patlatma Parametreleri

Kışladağ’da delme patlatma parametreleri yıllardan beri itinayla sürdürülen çalışmalar sonucu farklı kaya tiplerinde farklı tasarım uygulamaları ile çeşitlendirilmiştir. Temelde kaya kütleleri hem cevherde hem de ekonomik olmayan kayaçta düşük, orta ve yüksek sertlikli olarak sınıflandırılmıştır. Bu uygulamalar sürekli verimlilik açısından belirli sürelerde takip edilmekte ve değişen

kayaç tiplerine göre patlatmaların sonrasında yapılan analizler ile yeniden değerlendirilmektedir. Genel olarak üretim 10m'lik basamaklarda gerçekleştiğinden delik boyları alt delgi payı olarak delinen 0,8m ek delgi ile birlikte ortalama 10,8m'dir ve delikler dik olarak delinmektedir.

Genel olarak cevherde 165mm çapta, 4.5mx5.2m düzen ile delikler delinmekte, sıkılama boyu ortalama 4m bırakılmaktadır. Kayacın sertleştiği 3. intrüzif litolojili, sülfütlü, potasik alterasyonlu kayaçlarda düzen 4.3mx5.0m'ye, sıkılama boyu da 3.5m'ye inmektedir. Düşük sertlikteki kayaçlarda da tam tersi olarak delikler arası mesafe ve dilim kalınlıkları artabilmektedir. Ekonomik olmayan kayaçta ise delikler yine genel olarak 165mm çapta 4.8mx6.2m düzen ile delinmektedir. Bazı kayaç sertliğinin 30MPa altındaki ve ocaktaki diğer bölgelere göre belirgin şekilde daha kırılğan olduğu yerlerde hem ekonomik olmayan kayaçta hem de cevherde delikler arası mesafeler ve dilim kalınlıkları artmaktadır. Patlatmada ana şarj ANFO ile yapılırken yemleme olarak 1kg'lık kapsüle duyarlı patlayıcı kullanılmaktadır. Sıkılama malzemesi olarak 4-22mm kırma taş kullanılmaktadır. Delikler mekanize olarak ANFO kamyonları ile doldurulmakta, ateşleme düzeneği olarak non-el sistem uygulanmaktadır. Gecikmeler genel olarak delikler arası 67ms ile, sıralar arası ise 25ms gecikmeler ile sağlanmaktadır.

Kışladağ'da 165mm delik çapına ek olarak ocaktaki bazı bölgelerde patlatma parametrelerine göre 152mm, 140mm ve 95mm delik çapında delikler de delinebilmektedir.

Ocakta üretim için yapılan patlatmalar haricinde şev stabilitesini sağlamak amacıyla ön kesme (pre-split) patlatmaları yapılmaktadır. Ön kesme patlatmalarında ocak tasarımı planlanan basamak boylarına göre 65°-70° açı ile 11m veya 22m delikler kayacın sertlik durumuna göre 1m, 1,3m ve 1,6m aralıklar ile delinmektedir.



Fotoğraf 1. Genişlemenin yapıldığı basamakların genel görünümü

2. UYGULAMA

2.1 Mevcut Durum ve İhtiyaç

Patlatmalarda verimli bir sonuç elde edebilmek için en başta iyi bir delik düzeni tasarlanmalıdır. İyi tasarlanmış bir delme düzeni olmadan, başka bir deyişle yük mesafesi, deliklerin birbirlerine olan uzaklıkları ve açık aynaya olan mesafeleri, varsa açıları ve delik çapı iyi ayarlanmadan kaliteli bir patlatma sonucu elde etmek hayli zordur. Deliklere konulacak patlayıcı miktarı, kalitesi, cinsi, sıkılama kalitesi ve ateşleme düzenleri ancak iyi tasarlanmış bir delme düzeni ile birleşince başarılı bir patlatma olarak sonuçlanır. Bu çalışmada ele alınan uygulamada, önceki patlatmalarda elde edilen sonuçlar ışığında, değiştirilen delik tasarımları ile birlikte patlatma parametrelerinde yapılan değişiklikler

sonucu elde edilen kazanımlardan bahsedilmiştir.

Ocak genişlemelerinde evreler arası geçişlerde şevlerin ötelemesi sırasında patlatmalar yapılırken, şevlerin ocağın içine bakan kısımlarında patlatmanın etkisiyle hareket eden kayaç ocak çukuruna doğru dökülebilmektedir(Foto.1). Dökülen bu kayaç bir yandan temel ocak tasarımıda güvenlik için bırakılan basamak genişliklerini doldururken diğer yandan da tekrar yüklenmesi esnasında operasyonel maliyet getirmektedir. Kışladağ'da da bu durumun olabildiğince aza indirilmesi için bazı denemeler yapılması kararlaştırılmıştır. 20m'lik basamaklar arasında bırakılan 7-15m arasında değişen basamak genişliklerinde üst basamaklardan dökülen malzemelerin tutulması temel amaçtır. Patlatma esnasında bir yandan ocak içerisine malzeme dökülmemesini istemek, diğer yandan da patlatma ile yüklenebilir bir parça boyutu elde etmeyi amaçlamak mühendislik açısından pek de mümkün görünmemektedir. Çalışmada Kışladağ'da ocağın güneyinde, sırasıyla 990-980-970 kotlarına inen basamaklarda yapılan üretim patlatmalarının olabildiğince iyileştirilmesi, malzemenin alt basamaklara dökülmesini engellerken operasyon açısından da yükleme esnasında olabildiğince az sorunla bölgenin üretime kazandırılması amaçlanmıştır. Patlatma ile dökülecek malzemenin dökülse bile bir alt basamak genişliğinde tutulması temel hedef alınmıştır.

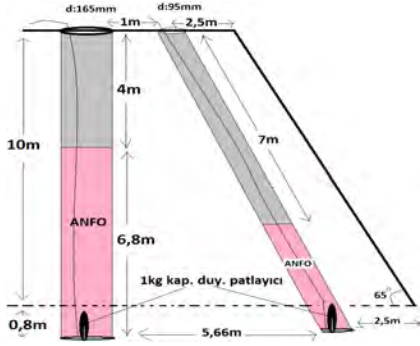
Mevcut durumda ocağın güneyinde 990 basamağında 3. evre genişlemesi için yapılan üretim patlatmalarında normal şartlarda açık aynanın şev üstüne 2,5m mesafede 165mm ile delinen delikler malzemenin aşağı

basamaklara dökülmesini önlemek amacıyla ilk etapta 4m'ye çekilmiştir. Başka bir deyişle ilk sıranın yük mesafesi şev üstünde 2,5m den 4m'ye artırılmıştır. Sıkılama boyu da 4m den 5m'ye çıkartılarak deliğe şarjlanacak patlayıcı miktarı azaltılmıştır. Her deliğin içine koyulması planlanan patlayıcı miktarı teoride hesaplanıp delik boyları kontrol edilse de çift kontrol olması bakımından tüm delikler her metresi işaretli bir sılıkla istenilen sıkılama boylarının sağlanması için kontrollü şarjlanmıştır. Diğer sıralarda herhangi bir değişiklik yapılmamıştır. Delikler delme düzeni 4,8mx6,2m , delik çapı 165mm ve boyu 10,8m delik boyu olacak şekilde delinmiştir. Bu durumda deliklerin şev üstünde açık aynaya mesafesi 4m mesafedeyken 10m basamak yüksekliği olan aynanın alt kısmında açık ayna ile olan mesafesi basamak açısının 65⁰ olması sebebiyle 8,66m'ye çıkmıştır. Bu uygulama ile patlatılan malzemenin ocak içine dökülmesi büyük oranda engellenmiştir. Ancak üretim aşamasına geçildiğinde patlayıcının daha az etki ettiği bölgelerde, üstten ilk 5m'de iri bloklar, alttan 5m de ise dipte topuk veya tırnak diye tabir edilen sorunlu bölgeler ile karşılaşmıştır. Bu aslında beklenen bir sonuçtur, ancak bu koşullarda güvenli tarafta kalınıp karşılaşılabilecek operasyonel zorluklar kabul edilmiştir.

2.2 Uygulamanın İyileştirilmesi

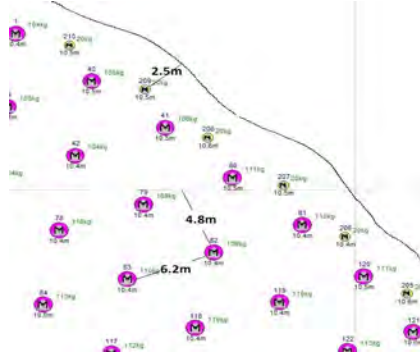
990 basamağının üretiminde güvenli tarafta kalınarak yapılan ilk uygulamada karşılaşılan operasyonel zorluklar neticesinde 980 basamağının üretim patlatmaları yapılırken yine aynı delik düzeninde delikler delinmiş, bu sefer bir üst basamakta 4m'ye çıkarılan ilk sıranın yük mesafesi iri blokları azaltmak

amacıyla 3,5m'ye düşürülmüştür. Uygulamaya ek olarak ocak çukuru bakan bölgedeki en ön sıranın deliklerinin arasına kontrollü olabilmek için 95mm çap ile, ayna ile aynı açıda, yani 65^0 ile, şev üstünden 2,5m uzaklığa ek delikler delinmiştir. (Şek. 2) Bu delikler ile dipte kalan, bir üst basamaktaki patlatmalarda patlayıcının etki etmediği bölgeye ulaşarak önceden karşılaşılan sorunun ortadan kaldırılması amaçlanmıştır. Patlatma sırasında 95mm çap ve 65^0 ile delinen deliklere 20 şer kg ANFO konulmuş ve dipten 1kg'lık kapsüle duyarlı patlayıcı ile patlatılmıştır. (Şek. 3)



Şekil 2. Uygulama 2'de deliklerin gösterimi

Bu uygulamanın sonucunda 980 basamağı üretilirken bir üst basamakta karşılaşılan, madencilikte “topuk kalması” olarak da bahsedilen sorunda yükleme sırasında belirgin bir iyileşme gözlemlenmiştir. Bir üst basamağa oranla zeminde kaya kırıcı çok daha az çalışmıştır. Ön sıranın üst 5 metresinde daha önce karşılaşılan iri bloklarda azalma gözlemlense de belli miktarda iri blok varlığını korumuştur. Bir alt basamak genişliğine dökülen malzeme ise önceki uygulamaya göre artmıştır.



2.3 Uygulamadaki Bazı Zorluklar

Mühendislikte en iyi sonucu alabilmek için hesaplamalar yapılırken olabildiğince detaya inilmeli, önceki tecrübelerden faydalanılmalıdır. Yeni denemelerde daha önce yapılmış benzer uygulamalar dikkatle incelenmeli, karşılaşılan zorluklar olabildiğince planlama aşamasında giderilmeye çalışılmalıdır. Madencilikte ve madencilğin temel uygulamalarından olan delme patlatma uygulamalarında da bu konulara her zaman özen gösterilmelidir. Her uygulamada olduğu gibi bu denemelerde de sahada operasyonel bazı zorluklar ile karşılaşmıştır. Ofiste kağıt üzerinde hesap edilen parametreler sahada beklendiği gibi çıkmayabilir, nitekim bu çalışmada da bu gibi durumlarla karşılaşmıştır.

En başta deliklerin sahadaki ölçümlere göre açık aynaya olan şev üstü uzaklıklarının ofiste planlandığı şekliyle sahada uyuşup uyuşmadığı kontrol edilmiştir. Plana uymayan delikler planlanan yük mesafesine kaydırılmıştır. Delik boyları kontrol edilmiş, fazla delgi yapılan delikler istenilen metraje getirilmiştir. Tıkalı delikler kontrol edilmiş, açılabilir durumda olanlar açılmıştır. Nitekim sahada uygulamanın değerlendirmesi açısından kritik önemli olan 95mm çaplı bazı delikler açılmamıştır. Dökülen malzeme miktarları karşılaştırma bakımından da sayısal net değerler ile ölçülememiştir. Gözlemler, “çok az, az, çok miktarda” şeklinde yorumlanmıştır. Operasyonun farklı basamaklarda ve sürekli olması, kaya kırıcının kimi zaman gün içerisinde bile yer değiştirmesi, bir basamağın üretiminin bir aydan uzun sürmesi gibi durumlar sebebiyle kaya kırıcı çalışma saatlerinin sayısal veriye dökülmesi

zorlaşmıştır. Bu sebeple zeminde çalıştırılan kaya kırıcının çalışma saatleri düzenli şekilde tutulamamıştır.

Gözlemler ışığında yorumlar yukarıdaki gibi “çok az, az ve çok” olarak sınıflandırılmıştır. (Çizelge.1) Benzer bir çalışmada m² başına çalıştırılan kaya kırıcı saatinin tutulması ölçüm açısından faydalı olacaktır. Patlatılacak aynanın lazer ölçümleri ile haritalandırılmış olması dolayısıyla aynadaki kavitelerin, göbkleşmelerin belirlenebilmesi ile birlikte açılı delinen deliklerin gerçek açılarının ölçülmesi sonuçlandırma açısından çok faydalı olacaktır. Uygulama sırasında bu ölçümleri sağlayacak özel enstrümanların bulunmayışı bu verilere ulaşımı kısıtlamıştır. Ancak patlatılacak yüzeyler daha önceden ön-kesme (pre-split) uygulaması ile oluşturulduğundan kabul edilebilir seviyede düzdür. Tüm deliklerin delik dibi tabanca (DTH) ile delinmesi ve boylarının azami 11m olması ile delgideki sapmaların minimum düzeyde olduğu varsayılmaktadır. Bir diğer uygulama zorluğu ise deliklerde kullanılan patlayıcı miktarları ile alakalıdır. Kışladağ’da patlayıcılar deliklere özel olarak tasarlanmış kamyonlar ile şarjlanmaktadır ve kamyon operatörü deliğe verdiği patlayıcının miktarını ekrandan takip etmektedir. Kamyonların kalibrasyonları sık sık kontrol edilmektedir. Şarjlama işlemi sırasında bir ateşçi yardımcısı da her ihtimale karşı elinde tuttuğu, uzunlukları işaretli sırk ile sıkılama boylarının istenilen uzunluklarda olmasını kontrol etmektedir. Çalışma öncesinde de ekiple plan üzerinde tartışılıp uygulamanın özel olduğu bilgisi paylaşılmış, her deliğe itina gösterilmesi istenmiştir.

Çizelge1. Uygulamalar ve sonuçları gösterir çizelge

		mevcut durum	uygulama 1	uygulama 2	uygulama 3
delik boyu	165mm	10.8m	10.8m	10.8m	10.8m
	95mm	-	-	11m	11m
delik açısı	165mm	90°	90°	90°	90°
	95mm	-	-	65°	65°
yük mesafesi	165mm	2,5m	4m	3,5m	3,5m
	95mm	-	-	2,5m	2,5m
sıkılama boyu	165mm	4m	5m	4m	3,5m
	95mm	-	-	7m	7m
Patlayıcı Türü	165mm	ANFO	ANFO	ANFO	ANFO-L
	95mm	-	-	ANFO	ANFO
Dökülme		çok miktarda	çok az miktarda	az miktarda	çok az miktarda
Zeminde kaya kırıcı çalışması		yok	çok miktarda	çok az miktarda	çok az miktarda

3. SONUÇ

Sonuç olarak Kışladağ Altın Madeninde devam eden üretimle birlikte aynaların geriye ötelenerek ocağın yeni faz sınırlarına genişletilmesi aşamasında karşılaşılan sorunların üstesinden gelinmeye çalışılmıştır. Bu geçiş sürecinde üst basamaklarda yapılan patlatmaların sonucunda dökülecek malzeme ile daha önceki fazın mevcut basamak genişliklerinin dolması riski doğmuştur. Basamak genişlikleri; basamak açıları ve basamak yükseklikleri ile birlikte dizayn aşamasında belirlenmiş olup, ocağın hem genel duraylılığı açısından hem de olası küçük ölçekli yenilmelerin dökülmesini önleme açısından kritik öneme sahip düzlüklerdir. Bu çalışmada üst kotlarda yapılacak patlatmalarda bu genişliklerin korunması temel hedefti. Malzemenin en fazla 20m’lik basamak yüksekliğinden dökülürse bile bir basamak aşağıdaki

15m’lik genişliklerde tutulması amaçlanmış, 3 farklı 10m’lik basamakta yapılan farklı uygulamalar ile bu hedefe ulaşılmaya çalışılmıştır. Son uygulama ile başarılı sonuçlar elde edilmiştir.

Hiç kuşkusuz patlatmanın kalitesi, çok sayıda değişkenin iyi analiz edilmesine bağlıdır. Pek tabii ki her patlatma tüm patlatma parametreleri açısından da yeniden değerlendirilmelidir. Çalışmanın sonucunda elde edilen kazanımlar ışığında alt basamaklara indikçe yapılacak patlatmalarda izlenecek yol belirlenmeye çalışılmıştır ve optimum yük mesafesi ve sıkılama boyu parametrelerinde önemli kazanımlar olmuştur. Ancak aynı basamakta ocağın içinde yeri geldiğinde iki delik arasında bile jeolojik formasyonda veya jeoteknik yapıda farklılıklara denk gelinebilmektedir. Bu da tüm ocak için belirli bir dizayn belirlenmesini olanaklı kılmamaktadır.

KAYNAKLAR

- Baker, T, D Bickford, S Juras, P Lewis, and Y Oztas., 2016. The Geology of the Kışladağ Porphyry Gold Deposit, *Society of Economic Geologist, Inc. Special Publication 19*, pp. 57-83, Çeşme/Turkey.
- Eldorado Gold Corporation., 2010. *Kışladağ Altın Madeni Teknik Raporu.*, Eldorado Gold Corporation. (120 s.)

Ön Kesme Patlatmalarında Ateşleme Sırası ile Ayna Hasarı Arasındaki İlişkinin Belirlenmesi

Determination of The Relationship Between Delay Sequence and Bench Face Damage for Presplit Blasting

U. Özer, Ü. Kalaycı Şahinoğlu, A. Karadoğan, M.C. Özyurt, Z. Sertabipoğlu
İstanbul Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, İstanbul

ÖZET Ön kesme patlatmalarının amacı, optimum patlayıcı miktarı ve en uygun patlatma dizaynını kullanarak basamak gerisinde bir süreksizlik düzlemi oluşturmaktır. Oluşturulan bu süreksizlik düzlemi, patlatma kaynaklı şok dalgası için geçirimsiz bir yüzey oluşturarak aşırı kırılmayı önler. Pek çok araştırmacı kaya hasarını tanımlamada titreşim bileşenlerini kullanmaktadır. Bunun en önemli nedeni ölçümde kolaylık ve güvenilirliktir.

Başarılı bir ön kesme patlatmasından beklenebilecek en önemli sonuç hasar görmemiş bir ayna elde edebilmektir. Şev aynası hasarı ile gecikme aralığının ilişkisi bilinmesine rağmen ön kesme patlatmaları gecikme aralığı kullanılarak uygulanmamaktadır. Elektronik detonatörlerle verilecek olan çok kısa gecikme aralıklarının ön kesme patlatması performansına olan etkisi akademik düzeyde henüz çalışılmamıştır.

Bu çalışmada, elektronik detonatör kullanımıyla en uygun gecikme aralığının belirlenmesi deneme atımlarıyla uygulamalı olarak yapılmıştır. Bunların yanı sıra oluşum mekanizması ve optimizasyon çalışmaları bir simülasyon programı yardımıyla simüle edilerek doğrulanmıştır.

ABSTRACT The aim of pre-split blasting is to generate a discontinuity plane behind the bench by using the optimum amount of explosive and an effective blast geometry. This discontinuity plane generates an impermeable surface for shock wave induced from blasting which prevents overbreak on the bench face. A lot of researchers have used vibration components in describing rock damage, with the most important reason being the ease and reliability in the measurement of these components.

The most important result that can be anticipated from a successful pre-split blasting to obtain an un-damaged bench face. Despite it is known that the relationship between bench face damage and delay sequence, pre-split blast has not been performed by using delay sequence. The effect of short delay sequence which is given by electronic detonator on pre-split blasting performance hasn't been studied in literature yet.

In this study, blast optimization will be practiced by test shots and optimum delay sequences will be determined. In addition, the mechanism of the pre-split blasts and optimization studies will be simulated by using a simulation software.

1 GİRİŞ

Ön kesme patlatmalarının amacı, optimum patlayıcı miktarı ve en uygun patlatma dizaynını kullanarak basamak gerisinde bir süreksizlik düzlemi oluşturmaktır. Oluşturulan bu süreksizlik düzlemi, patlatma kaynaklı şok dalgası için geçirimsiz bir yüzey oluşturarak aşırı kırılmayı önler.

Kontrollü patlatma, normal yöntemler ile yapılan basamak, yol şevi, tünel ve kanal patlatmalarının istenmeyen sonuç ve etkilerinden kurtulmak için geliştirilmiş özel yöntemlerin genel adıdır. Kontrollü patlatma uygulamalarına, madencilik, yol yapımı, baraj inşaatı, tünel yapımı gibi faaliyetlerde yoğun olarak başvurulmaktadır (Jimeno vd., 1995; Erkoç; 1990, Bilgin ve diğ., 2003).

Tünellerde, planlanan kazı kesit alanının üzerinde bir alan kazıp dolgu masrafına neden olmamak; yol ve baraj şevlerinde sağlam ve düz bir satıh bırakmak; madencilikte istenilen tane boyundaki cevheri sismik şok, savrulan kaya ve titreşim oluşturmada üretmek, kanal kazılarında istenilen kesitteki kanalı, aşırı hacim yaratmadan, titreşim oluşturmada kazmak gibi birçok amaç için kontrollü patlatma teknikleri uygulanmaktadır. Ancak patlatma yapılmasından dolayı şikayetler de olacaktır. Bu şikayetlere neden olabilecek sonuçların kontrol altına alınması gerekmektedir (Tamrock, 1984; Orica-Nitro, 1998).

Farklı amaçlar için başvuru alan kontrollü patlatma teknikleri; hat delme, son kesme, yastıklamalı son kesme, bina yıkımı, ön kesme ve birleşik yöntemler olarak ifade edilebilir (Olofsson 1988; Akkoyun 2004).

1.1 Ön Kesme Yöntemi

Belirli bir yönelimde kontrollü bir süreksizlik düzlemi oluşturma yolu gerilim dalgasının yönelimini kontrol etmekle mümkündür. Ön kesme patlatması ile hasar mekanizması için ortaya atılmış teorilerden biri (Olofsson, 1988), komşu deliklerde simultane detonasyon ile olarak meydana gelen şok dalgasının kesişmesiyle bir çekme kuvvetinin oluşması, bu çekme kuvveti ile de basamak gerisinde bir süreksizlik düzleminin meydana gelmesidir.

Konya ve Walter (1990)'a göre süreksizlik

düzlemi radial çatlakların genişleyerek birleşmesi şeklinde süreksizlik düzleminin oluştuğunu savunur.

Başka bir araştırmacı (Frédéric, 2012), yaptığı uygulamalı simülasyon çalışmaları sonucu en iyi sonucun çok kısa aralıklı gecikmelerle elde edilebileceğini öne sürmüştür.

1.2. Patlatma Uygulamalarında Gecikme Aralığının Önemi

Güvenilir ve istenilen parçalanmaya cevap veren bir atımın gerçekleştirilmesi bakımından gerek aynı sıradaki delikler arasında, gerekse delik sıraları arasında uygun bir gecikme süresinin belirlenmesi gerekmektedir. Bu gereklilik, yersarsıntısı, hava şoku ve fırlayan kaya gibi çevresel etkileri de en aza indirmek bakımından zorunludur. Konuyla ilgili çalışma yapan araştırmacılar gecikme zamanını dilim kalınlığının bir fonksiyonu olarak ifade etmişlerdir (Kahriman, 2003).

Günümüzde dünyada kullanılan ateşleme yöntemleri başlıca üç ana grup altında incelenebilirler;

Elektriksiz ateşleme yöntemleri: Emniyetli fitil-Adi kapsül; infilaklı fitil; elektriksiz şok tüpü kapsüller.

Elektrikli ateşleme yöntemleri: Gecikmeli ve gecikmesiz elektrikli kapsüller

Elektronik ateşleme yöntemleri: Kapsül içinde çip olan bilgisayar ile kumanda edilebilen sistemler (Akkoyun, 2009).

1.2.1 Elektronik Kapsüller

Elektronik kapsüller ilk olarak 1979 yılında İsveç'te bulunmuştur. Ancak üretim maliyetlerinin yüksek olması nedeniyle pazarda yaygın olarak kullanılan bir sistem olamamıştır.

Unitronic 600TM yerüstü patlatmaları için üretilen ancak yeraltında da başarıyla uygulanabilen elektronik kapsülleridir. Sistem +/- %0,03 sapmayla 0 ms'den 10.000 ms'ye kadar 1 ms farkla gecikme verilebilen kapsül başlıkları ile bunları ateşleyecek Scanner ve Blastbox'tan oluşmaktadır (Şekil 1).

Elektronik kapsüllerin gecikme aralığının sahada mühendis tarafından belirlenmesi,

patlatma sonucu çıkan enerjinin kontrolünün planlayıcıda olmasını sağlamaktadır.

Sistemin avantajları:

Yüzeyde patlayan herhangi bir eleman (yüzey gecikme kapsülü ve/veya infilaklı fitil) olmadığı için hava şoku problemleri ve hava şoku kaynaklı şikayetler minimize edilmektedir.

Uzaktan kumanda ile 2 km öteden patlatma yapılabilir. Bu da ateşleyicinin sahayı hakim bir noktadan görerek ateşleme yapmasına imkan vermektedir.

Kapsüllerin arızalı olup olmadığı önceden test edilerek anlaşılabilmektedir. Bu işlemi Scanner 200 ile yapmak mümkündür. Bu sayede temel kazılarında, bina yıkımlarında atım kesmesi ve/veya patlamayan kapsüller nedeniyle oluşacak riskler ortadan kaldırılacaktır.

0-10000 ms aralığında 1 ms aralıklar ile gecikmeler verilebilmektedir. Böylece birim zamanda açığa çıkacak enerjinin kontrolü planlayıcıda olacaktır ve sarsıntı problemleri ortadan kaldırılabilecektir.

Fazla sayıda gecikme sayesinde temel kazılarında daha az sayıda büyük hacimli atımlar yapılarak proje kısa sürede bitirilebilecek, şikayetler minimize edilecektir.

Elektronik kapsüller dış elektriksel tehlikelere karşı emniyetli şekilde dizayn edilmiştir. Yüksek akım gelmesi halinde

kapsül ekstra dirençleri eriyerek devreyi kesmektedir. Akım patlayıcı olan kısma geçememektedir.

Elektronik kapsüllerin sapma payı sıfıra yakın olduğu için verilen gecikmede kapsüller patlamaktadır. Dolayısı ile aynı anda detonasyon olmayacak ve titreşimler doğal olarak düşecektir (Yurttaş vd., 2015)

2 ÇALIŞMA SAHASI

Bu çalışmada, “Orta Ceydan Menzelet Projesi Kılavuzlu Barajı İsale ve Sulama Kanalları Yapım İşİ” kapsamında bulunan ana kanal güzergahı (Km: 37+769,17 ile Km: 86+332,59 arası) çalışma sahası olarak belirlenmiştir.

Çalışma sahası, Kahramanmaraş ilinin 18 km kuzey batısındaki Kılavuzlu barajından başlar. Kahramanmaraş-Merkez Türkoğlu, Sağlık, Emen, İslahiye ovalarını içerisine alarak Tahtaköprü barajında son bulur (Şekil 2).

Kahramanmaraş-Antakya ve Kahramanmaraş-Adana asfaltları çalışma alanını boydan boya kat eder. Ana kanal güzergahına (göllenme sınırları-bataklık alanlar hariç) stabilize olan köy yollarında ulaşım her mevsim sağlanmaktadır (OSB, 2012).



Şekil 1. (Sırasıyla) Tarayıcı (Scanner 200), Ateşleme kutusu (Blast Box R310), Elektronik kapsül (Unitronic 600) ve Scanner 200 ile tarama işlemi



Şekil 2 Orta Ceydan Menzelet projesi sahasının jeoloji haritası (MTA, 1993).

2.1 Jeoloji

Çalışma sahasında Palezoik yaşlı kuvarsit-mermer-kireçtaşı, Triyas-Jura yaşlı dolomitik kireçtaşı, Paleosen yaşlı marn, Eosen yaşlı kireçtaşı, Miyosen yaşlı çakıltı-çamurtaşı-kumtaşı, Kuvaterner yaşlı eski alüvyon ve alüvyon ile Üst Kretase yaşlı ofiyolitler ve Miyosen yaşlı bazaltlar mostra verir (OSB, 2012).

2.2 Kayanın Fiziksel ve Mekanik Özellikleri

Çalışmanın bulguları 3 ayrı kısma ayrılmıştır. Bunlar; laboratuvar çalışmaları, arazi çalışmaları ve modelleme ve simülasyon çalışmalarıdır.

Çalışma sahasından alınan numuneler üzerinde yapılan deneyler sonucunda jeolojik birimlerin mekanik özellikleri ortaya konmuştur. İlgili kaya birimlerinin mekanik özellikleri Çizelge 1’de sunulmuştur.

Çizelge 1. Jeolojik birimlerin mekanik özellikleri

Mekanik Özellik	Değer
Özgül Ağırlık	2.67 g/cm ³
Tabi Birim Ağırlık	1.55 g/cm ³
Su İçeriği	% 63
Tabi Boşluk Oranı	% 189
Tabi Porozite	% 64
Rijidite Modülü	70 x E6 MPa
Poisson Oranı	0.26
Elastisite Modülü	70 MPa
Kohezyon Değeri	78453 Pa
İçsel Sürtünme Açısı	8°
Üç Eksenli Kesme Dayanımı	0.515 kg/cm ³

3 BULGULAR

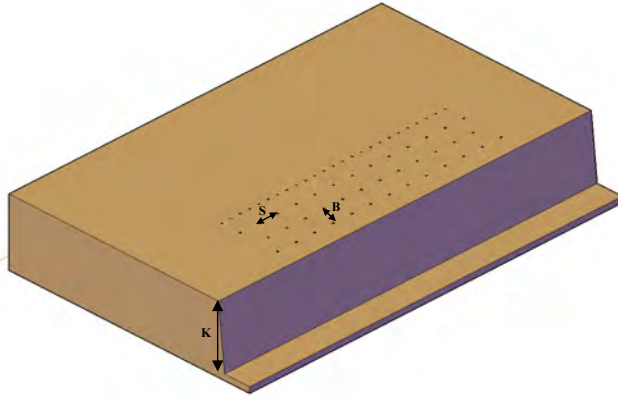
3.1 Patlatma Tasarımı

Bu proje kapsamında, Menzelet Projesi Kılavuzlu Barajı İsale ve Sulama Kanalları Yapım İşii” kapsamında bulunan ana kanal güzergahı (Km: 37+769,17 ile Km: 86 +332,59 arası) kazısında 5 adet patlatma uygulaması izlenmiştir. Patlatma tasarımları Çizelge 2’de sunulmuştur. Atımlarda, patlayıcı olarak ANFO, yemleyici olarak POWERGEL ve ateşleyici olarak da elektronik detanatörler kullanılmıştır. Atımlar sahanın mühendislerinin uyguladığı haliyle, müdahale edilmeden gözlemlenerek kayıt altına alınmıştır.

Sayısal modellemede kullanılmak üzere, izlenen patlatmalara ait basamak geometrileri ve patlatma tasarımlarının üç boyutlu modelleri oluşturulmuştur. Atım No.1’e ait basamak modeli ve patlatma tasarımı Şekil 3’te gösterilmiştir.

Çizelge 2. Çalışmada Uygulanan Patlatma Tasarımı

Parametre	Atım No.1	Atım No.2	Atım No.3	Atım No.4	Atım No.5
Toplam Delik Sayısı (Adet)	62	130	80	93	121
Ön Kesme Deliği Sayısı (Adet)	25	47	27	28	36
Delikler Arası Mesafe (S) (m)	3	3.5	3.5	3	3
Dilim Kalınlığı (B) (m)	3	3	3	3	3
Basamak Yüksekliği (K) (m)	11	8	9	10	10.5
Basamak Eğim Açısı (°)	85	85	85	85	85
Sıkılama Boyu (m)	2.5	2	2	2.5	2.5
Delik Çapı (mm)	89	89	89	89	89
Delik Boyu (H) (m)	11	8	9	10	10.5
Delik Eğimi (°)	90	90	90	90	90
ANFO Miktarı (kg/delik)	41	26	31	36	39.5
Dinamit Miktarı (kg/delik)	1	1	1	1	1
Toplam Şarj (kg)	1987	2265	1711	2419	3460
Gecikme Aralığı	7	0	4	7	7



Şekil 3. Atım No.1'e Ait Basamak Geometrisi ve Patlatma Dizaynının Üç Boyutlu Modeli

3.2 Sayısal Modelleme

Sonlu elemanlar yöntemi, çok çeşitli mühendislik problemlerine sonuç elde etmek için uygulanabilecek sayısal bir işlemdir. Kararlı rejimli, değişken rejimli, lineer, lineer olmayan durumlar için gerilim (stress) analizi, ısı transferi, akışkanlar mekaniği ve elektromanyetizma problemlerinin analizleri sonlu elemanlar yöntemi ile yapılabilir.

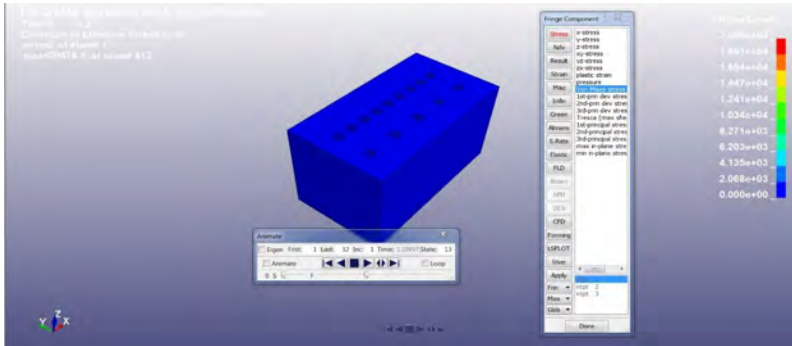
Sonlu Elemanlar Yöntemi düğüm noktaları

için tanımlanmış şartları, cebrik lineer denklemlere çevirir, önce bu denklemler çözülür ve bütün elemanlardaki gerçek gerilmeleri bulmaya çalışır. Sonuç olarak model ne kadar çok sayıda elemana bölünürse o elemente uygulanan yüke göre daha gerçekçi sonuç verir.

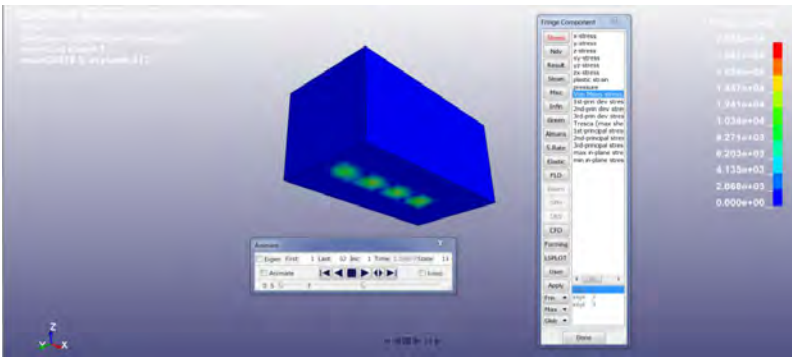
Model parametreleri Çizelge 3'te, oluşturulan sayısal model Şekil 4-8'de gösterilmiştir. Modelde geometri basitleştirilerek sunulmuştur.

Çizelge 3. Model Parametreleri

Model	Parametre	Değer
Lineer	Bulk modülü (k , GPa)	$k = 2(1+U) / 3(1-2U)G$
	Referans sıcaklığı (K)	20 °C
Dayanım	Elastisite modülü (E)	$E = s/e$
	Kesme modülü (S , GPa)	$S = E / 2 (1+\nu)$
	Poisson oranı	$g=dex/dey$
	Basınç etkisiyle sertleşme	Stassi-hardening
	Tek eksenli çekme yenilme başlangıcı (MPa)	90% of S_T
	Tek eksenli basma yenilme başlangıcı (MPa)	90% of S_C
Yenilme	Çekme yenilme gerilmesi (MPa)	S_T
	Max. birincil yenilme farkı/2 (MPa)	$S_C/2$
	Çekme yenilme dayanımı (ε_T)	$\varepsilon_T = S_T/E$
	Max. birincil dayanım farkı/2	$\varepsilon_T/2$
	Akış kuralı	Nonlinear



Şekil 4. Oluşturulan Sayısal Model Görüntüsü (Üst)



Şekil 5. Oluşturulan Sayısal Model Görüntüsü (Alt)

Oluşturulan sayısal model üzerinde yapılan analizlerde, patlatma kaynaklı gerilme dalgalarının birleştiği görülmüştür. Şekil 6 ve 7’de gerilme dalgalarının birleşmesi gösterilmiştir. Şekil 8’de 7 ms gecikme aralığında bir gerilme dalgası sönümlenirken diğerinin başladığı ve diğer gerilme dalgalarıyla birleşme etkisi göstermediği görülmektedir. Bu durum jeolojiye uygun patlayıcı miktarının ve gecikme aralığının seçilmesinin önemini göstermektedir.

4 TARTIŞMA VE SONUÇ

Bu çalışmada, Gaziantep Kılavuzlu kazısı projesinde 5 ön kesme atımında, her bir atım için atım paternleri incelenmiş, araziden numuneler alınmış ve kayanın fiziksel ve mekanik özelliklerini tespit etmek üzere kaya mekaniği deneyleri yapılmıştır. Ön kesme atımlarında elektronik ve nonel detonatörler kullanılmış, patlatma sırasında her bir atım için farklı noktalardan ve farklı gecikme aralıkları ile toplam 5 atımda 16 olay titreşim ölçer cihazlar ile kaydedilmiştir.

Yapılan çalışmalar sonucunda görülmüştür ki; 7 ms ve üzerinde gecikme aralığında, bir gerilme dalgası sönümlenirken diğerinin başladığı ve diğer gerilme dalgalarıyla birleşme etkisi göstermediği görülmektedir. Bu durum jeolojiye uygun patlayıcı miktarının ve gecikme aralığının seçilmesinin önemini göstermektedir. Gecikme aralığı kaya malzeme özellikleri ve patlayıcı gücü ve miktarından bağımsız düşünülmemelidir.

Çalışmada elektronik detonatörler ile kesin zamanlı detonasyonun, şarj miktarını düşürdüğü, dolayısıyla birim delgi başına üretimi arttırdığı ve yer sarsıntılarını azalttığı ortaya konmuştur. En düşük şarj miktarıyla en uygun ön kesmenin 0 ms gecikme aralığında edinileceği, ancak titreşim ve geri çatlama problemlerinde şarj miktarının bir miktar artırılarak (7 ms’ye kadar) gecikme verilebileceği görülmüştür.

TEŞEKKÜR

Yazarlar, bu çalışmayı 37735 no’lu projesiyle destekleyen İstanbul Üniversitesi Bilimsel Araştırma Projeleri (BAP) Birimi’ne, çalışmanın uygulama kısmını

destekleyen Doğu Grubu’na ve Elektronik Kapsül Desteği ve Uygulamasından dolayı Orica Nitro Firmasına teşekkür eder.

KAYNAKLAR

- Akkoyun, Ö., 2004, Bir Manyezit Açık İşletmesinde Uygulanan Kontrollü Patlatma Çalışması, 7.Bölgesel Kaya Mek. Sempozyumu, Sivas.
- Akkoyun, Ö., 2009, Delme Patlatma Seçmeli Ders Notları.
- Bilgin, A., H., 2003, Orica Nitro AŞ., Nitromak AŞ., TMMOB-Maden Mühendisleri Odası Patlatma Müh. Semineri Notları, Ankara, (yayınlanmamış).
- Erkoç Ö.Y. 1990, Kaya Patlatma Tekniği, İstanbul
- Frédéric, V., 2012, Modelo Analítico para precorte Parte 2: studio paramétrico (Yayınlanmamış).
- Jimeno, L.C., Jimeno, E.L., Carcade, F.J.A., 1995, Drilling and Blasting of Rocks, AA. Balkema/Rotterdam.
- Kahriman, A., 2003, Maden ve Taş Ocaklarında Kaya Patlatma Tekniği Seminer Notu, İstanbul.
- Konya, C.J., Walter, E.J. 1990, Controlled Blasting. Surface Blast Design, Prentice-Hall, USA.
- Oloffson, S.O., 1988; Applied Explosive Technology for Construction and Mining, p.302p.
- Orica-Nitro, 1998, Kaya Patlatma Tekniği, Ankara.
- OSB, 2012, Kahramanmaraş-Menzelet Sulaması 2. Ve 3. Kısım Ana İletim Kanalı (Km: 37+769,17 – 86+332,59 Arası), Jeoteknik Etüt Raporu, T.C. Orman ve Su İşleri Bakanlığı DSİ 20.Bölge Müdürlüğü Jeoteknik Hizmetler ve Yas Dairesi Başkanlığı.
- Tamrock, 1984, Drilling and Blasting Handbook.
- Yurttaş, M., Özkul, O., Bayındır, O., Atlıhan, U., 2015, Kartal Meeting Point Projesinde Uygulanan Patlatmalı Temel Kazısında Elektronik Kapsül Kullanımının Hava Şoku, Sarsıntı ve Verimlilik Açısından İncelenmesi, VIII. Delme-Patlatma Sempozyumu, İstanbul.

Drilling and Blasting Improvement by The Aim of Air-Deck Blasting in The Chadormalu Iron Mine

Arash Afsharian

Chadormalu Iron Mine, Yazd, Iran

Ali Siamaki

Lassonde Institute of Mining, University of Toronto, ON, Canada

ABSTRACT Drilling and blasting are the main operations in the mining industry. A considerable amount of the mining costs belongs to these operations. In addition, improving these operations may cause positive effects on the down streaming operations like loading, hauling and crushing. For preventing rock toe formation after the blasts and also optimizing blasting operations in the Chadormalu Iron Mine, air-deck blasting method is used. At the first step, six blocks in different rock types were blasted to compare the results of blasting with the conventional method. After that, 53 blocks were blasted in the waste rock and blasting performance was captured. Results showed an overall reduction of 17% in the drilling and blasting costs. Also, rock toe generation was prevented in the blasting of the rock blasts.

1 INTRODUCTION

Drilling and blasting have a great contribution in the mining operation performance and efficiency. Approximately 40% of the mining costs belongs to these two operations. Therefore, any improvement in the drilling and blasting affects the final cost of the orebody. Therefore, blast optimization is a part of mining optimization studies.

Only a small portion of the explosive energy is used for the rock fragmentation. The remained amount has appeared as ground vibration, fly rock, air shock, and back break. In addition, improper blasting may cause in the formation of rock toe and also provides rough bench surface. Therefore, furtherer blasting and cleaning operations are needed to obtain a smooth bench. All of these cause additional operation which means additional costs and also make a delay in the time schedule of the following operations.

The main purpose of the blasting optimization is reducing blasting drawbacks

and also increase the efficiency of the operation. Mine to mill (M2M) studies are trying to improve blasting fragmentation which saves more energy and time in the mineral comminution circuits. Better fragmentation helps to reduce loading and hauling time cycles. Hence, more volume of rock can be hauled in each operating shift. In addition to the rock fragmentation, M2M reduces ground vibration, back break and prevents rock toe formation in the blasting blocks.

This paper presents the extract preliminary results of the M2M studies in the Chaormalu Iron Mine. Because of the rock toe formation in different rock types and geotechnical zones, air-deck blasting method was chosen to reduce the rock toe and back break and also improve the rock fragmentation. The air-deck method was used in six rock blocks in the ore body and waste. Based on the obtained results, 53 blocks in the waste part of the mine were blasted by this method. Results showed that in the homogeneous rock mass, the air-deck method has a great impact in preventing

the rock toe formation and providing smooth bench surface.

2 MECHANISM OF AIR DECK BLASTING

Blasting pattern parameters play an important role in the performance of blasting operation. One of the main parameters is the configuration of the charge in the blast hole. Generally, blasthole charge can be divided into completely charged blasthole and blasthole with air or stemming decks. The second method is useful for the better consumption of the explosive energy. Deck blasting has a great contribution to the ground vibration control, fragmentation and back break reduction (Jhanwar, 2011; Mohanty, Siamaki, & Esmaili, 2017; Yang & Preece, 2017; Floyd, 2004).

Air-decks in the blasthole reduce the explosive energy and cause fragmentation happens in the specific distance from the blasthole. Locating air-deck at the bottom of the blasthole is leading the removal of the subdrilling from the blasthole. Therefore, the amount of explosive in the subdrilling and air-deck and therefore explosive energy is reduced significantly. Air-deck provides a free surface for the explosion. Therefore, the air column is compressed as a piston which increases the pressure at the bottom of the blasthole. The compressive wave from this compression creates a horizontal fracture in the rock mass from a blasthole to the adjacent one. The arriving compressive waves to this fracture are reflected as a tensile wave which provides more fragmentation in the rock mass.

Since the expanded gas is directed to the air-deck, gas energy is reduced and fly rock and air shock are prevented. In addition, ground vibration from blasting could be reduced significantly which guarantees a safe blasting. The main benefits of air-deck blasting are :

- Subdrilling removal
- Explosive reduction between 16% to 25%

- Ground vibration reduction up to 75%
- Fly rock and air shock reduction up to 100%
- Fragmentation improvement up to 25%
- Fine reduction
- Smooth bench surface
- Bedrock break prevention

3 CHADORMALU IRON MINE

The Chadormalu iron mine is located in the central part of Iran at latitude 32°17' and longitude 55°30'. This iron ore deposit consists of four separated anomalies. The total amount of mineable ore reserve is about 400 Mt of which 80 % is situated in the three northern anomalies. Based on the mineralogical studies, magnetite, hematite and martite are the main compositions of the deposit, whereas the waste is composed of apatite, silica, carbon, and sulfur. The deposit has been formed in a circular-shaped fault of Sorkhkouh Mountain. In the northern and southern deposits, magnetite and hematite are the dominant elements, respectively. The host rock is a mixture of Precambrian and Cambrian rocks, which has partially converted to hornfels under the influence of granite.

Figure 1 presents of the pit of Chadormalu Iron Mine. In the case of geotechnical properties, the mine was divided into five different zones. All of the presented blasts in

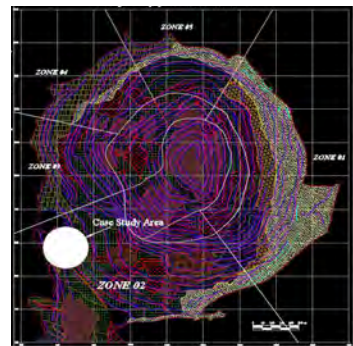


Figure 1. Location of the case study for the air-deck blasting method in the Chadormalu Iron Mine

this paper were located in the zone number two.

4 BLASTING METHODOLOGY

4.1 Air-deck blasting versus conventional blasting

Because of rough bench surface in the south part of the Chadormalu iron mine, six air-

deck blasts were designed to test this method in the mine. Table 1 presents the rock properties and blast parameters in these blocks. The air-deck was located at the bottom of the blastholes.

Table 1. Rock mass geotechnical properties and blasting pattern design for each block.

Block	Rock type	UCS (MPa)	GSI	Blasthole diameter (mm)	Spacing (m)	Burden (m)	Bench height (m)
1	Hematite	200	65	165	4	3.5	10
2	Hematite	200	60	165	4	3.5	10
5	Magnetite	200	60	251	6	7	15
6	Magnetite	150	60	251	6	7	15

For the investigation of air-deck blasting, two blocks were blasted by the air-deck method with blasthole diameter of 165 mm. For comparison, one block with the same geotechnical properties was blasted based on the conventional methods. Blast pattern was the same for all methods. Subdrilling of 1.5 m and 0.5 m were considered for the conventional and air-deck blasting, respectively. For preventing rock toe formation, 0.5 m subdrilling was considered for the air-deck holes. Figure 2 provides a comparison view for the blastholes of the conventional blasts and air-deck blasts.

Powder factor was reduced 15% in the air-deck blasts. The blast muck pile fragmented well and no bolder or block locking was reported for the air-deck blasting. Figure 3 presents the muck pile shape after the conventional blasting and air-deck blasting. As the results showed, the muck pile shapes are approximately the same.

For the investigation of the air-deck performance with the blastholes with the diameter of 251 mm, two blocks were blasted in the magnetite zones. For the comparison

with the conventional method, the blocks were divided into the air-deck blastholes and conventional ones. Figure 4 presents locations of the air-deck blastholes and conventional blastholes in the blast pattern. In addition, the same figure shows the levels of the rock toe, block and bottom of the blasthole. The following results were obtained from the blasting of this block.

- 1- In the first 30 m of the block, while the level of the blastholes was upper than the rock toe, block level and rock toe level are approximately the same. This is related to the moderate strength of the rock in this part of the block.
- 2- Within the next 60 m of the block, block level was 0.5 to 1 m upper than the bottom of the blasthole. This shows that even in the moderate strength rock mass, at least 1 m subdrilling is needed to have a smooth surface.
- 3- In the air-deck part, the bottom of the blast holes are convenience with the block level. This reveals that in the air-deck method, no subdrilling is needed.

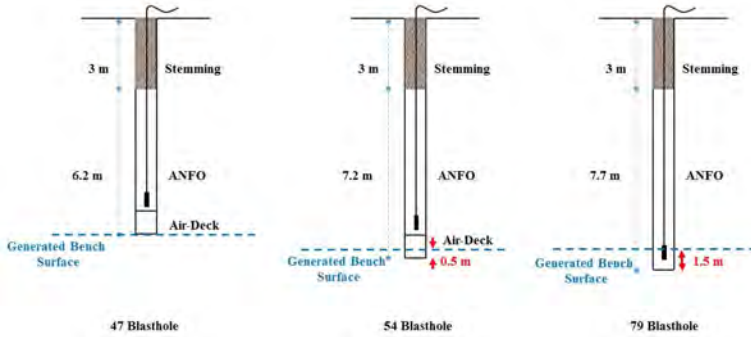


Figure 2. Schematic view of the blastholes in the conventional blasts and air-deck blasts in the Chadormalu Iron Mine

Therefore, the cost of drilling and explosive is reduced considerably.

4.2 Air-deck blasting performance

After the test air-deck blocks, 53 blocks were considered for blasting by the air-deck method. All of the blasting blocks were located in waste which is highly techtonized granite with high uniaxial compressive strength and GSI (Iranian, 2017).

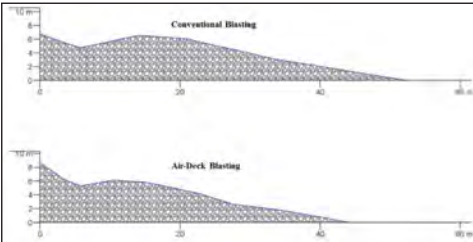


Figure 3. The generated muck piles as the results of conventional blasting and air-deck blasting in the Hematite ore body of the Chadormalu Iron Mine

Blasthole diameter was 165 mm and spacing and burden of 4.5 m and 3.5 m were used, respectively. Since the bench high is 15 m, based on the height of the blasting block, the blastholes were drilled to achieve the desired bench level with 0.5 subdrilling. The

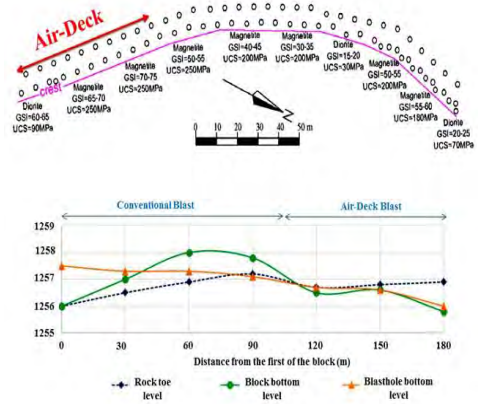


Figure 4. Blasting pattern and the position of the bottom of the blastholes, rock block and rock toe in blasting in the Magnetite ore body in the Chaormalu Iron Mine

number of the blastholes in each blast varies from 12 to 80 in these blasts. Therefore, the block tonnage varies between 8,976 tons to 52,306 tons. In all of the blasts, Anfo was used as the main charge and 3 lb. cast boosters were used as the primer. Figure 5 shows specific drilling versus powder factor of these 53 blast patterns.

While air-deck blasting provides a smooth bench surface after the blasts, rock toe was generated as the result of insignificant

fragmentation for thirteen blasts. The main reasons for the rock toe in these blasts are as the following:

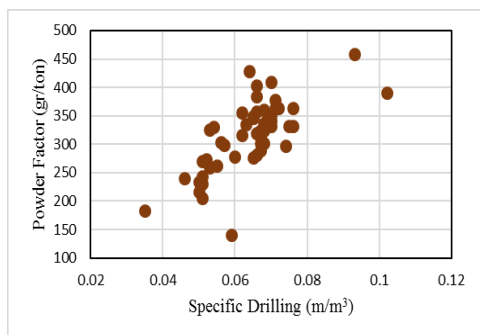


Figure 5. distribution of the blasting powder factor versus specific drilling for air-deck blasts in the waste rock in the Chadormalu Iron Mine

The generated toe rocks corresponding to these blasts were related to the part of the blocks that there was no blasthole there. High technozied rock caused over break and gas escape from the location of rock toe. Therefore, the upper part of the rock was fragmented while the bottom part was undamaged and with rock toe. Although, the rock mass in these blasts was well fragmented.

Total fragmentation of the blocks was well and compatible with the conventional blasting. Air-deck method provides better results in the case of rock toe in homogeneous rock masses.

5 ECONOMIC ASSESSMENT

For the continuation of the air-deck method in the Chadormalu Iron Mine, an economic study have done on the results of the method to find out the effects of this method on the operational costs. Figure 6 provides a comparison between the powder factor variations versus specific drilling for the air-deck method. As the results showed, specific drilling was reduced around 11% by implementing air-deck method. This reduction is related to the removing

subdrilling from the patterns which is caused a significant effect on the drilling costs.

Based on the obtained results from the air-deck blasting in the Chadormalu Iron Mine, blast pattern parameters were calculated for the air-deck method. As table 2 presents, air-deck method consumes lower amount of explosive and also drilling length is reduced compared to the conventional blasting. While the cost of explosive is reduced by the air-deck method, an extra cost will be added to the blasting costs by adding an air-deck plug to each hole. The total reduction in the costs of the drilling and blasting for each blasthole is 17%.

In addition to the cost reduction in the drilling and blasting, the air-deck method provides a well fragmented and distributed muck pile. Smooth bench surface is created as the result of air-deck blasting and rock toe creation is prevented. All of these have a great impact on the loading and hauling performance and costs. Therefore, air-deck method influences on the downstream activities of mining as well.

In the air-deck method, inserting air-deck plugs increased the operational time of blasthole charging. But the total time increase was compensated because of reducing drilling lengths as the result of removing subdrilling from the blasting pattern. Therefore, air-deck method resulted in the time-saving in the drilling and blasting operations.

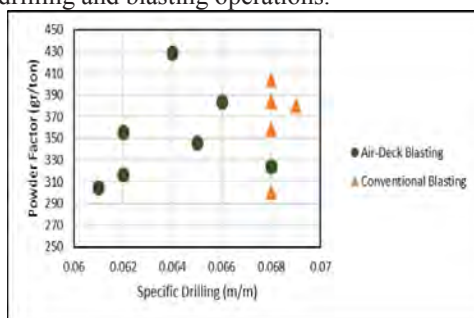


Figure 1. Comparison of the powder factor and specific drilling for the conventional blasts and air-deck blasts in the Chadormalu Iron Mine

6 CONCLUSION

For improving the performance of drilling and blasting operations in the Chadormalu Iron Mine, air-deck blasting method was used in some test blasts and after that in blasting in the waste blocks. Results of the blasts showed a considerable improvement in the blasting results and also cost reduction in the total operational costs. The muck pile shape for the conventional and air-deck blasting was the same and rock fragmentation by the air-deck blasting was improved.

Results showed that implementation of the air-deck method in the blocks with homogenous rock mass provides better results and toe rock will be prevented by this method. Based on the blasting in 53 blocks, only in 13 of them, the rock toe was captured. It was related to the high fractured and techtonized rock that caused gas escape and low efficient blasting.

The air-deck method reduces the drilling costs up to 12% and explosive cost up to 22%. By considering the air-deck plug costs for each

blasthole, the total cost reduction of 17% in the drilling and blasting operation was obtained by using this method. Other benefits of using air-deck method are preventing rock toe, improving fragmentation, increasing loading and hauling performance and also providing a smooth bench surface.

REFERENCES

Floyd, J., 2004. Power deck optimization.
Iranian, A. K., 2017. Analysis of air-deck blasts in Chadormalu Iron Mine.
Jhanwar, J. C., 2011. Theory and Practice of Air-Deck Blasting in Mines and Surface Excavations: A Review. *Geotechnical and Geological Engineering*. 29(5), p.p. 651–663.
Mohanty, B., Siamaki, A., & Esmaili, K., 2017. Effect of Blasting Vibrations from Deck Blasts on Pit Wall Stability. In 43rd Annual Conference on Explosives and Blasting Technologies. p.p. 34–43.
Yang, R., & Preece, D. S., 2017. Shock Physics Theory of Air-Deck Behavior during Rock Blasting. In 43rd Annual Conference on Explosives and Blasting Technologies. p.p. 1–9.

Table 1. Economic comparison of the drilling and blasting costs for the Conventional and air-deck blasts

Blasting Parameters	Conventional Blasting (\$)	Air-Deck Blasting (\$)	Cost Reduction (%)	Cost Reduction (\$)
Powder factor (gr/m3)	1,357	1,031	24%	326
Powder factor (gr/ton)	302	229	24%	72
Specific Drilling (m/m3)	0.072	0.063	12%	0.008
Specific Drilling (m/ton)	0.016	0.014	12%	0.002
Explosives Cost / Hole	162	126	22%	36
Drilling Cost / Hole	72	63	12%	8
Air-Deck Plug Cost	0	3.9	-	-
Drilling & Blasting Cost / Hole	233	193	17%	41



KAPEKS

Yeraltı ve Yerüstü Patlatma Ürünleri

www.kapeks.com.tr



ETKİN GÜÇ



Soya Dayanıklılık	-Mükemmel
V.O.D (m/s)	-min. 6000*
Yolunluk /püsküs	-1,70-1,20
Enerji (mJ/kg)	-4,85
Gaz Hacı (lt/kg)	-821
Üretim sapları (mm)	-27,29,32,34,36,38,40
Ambalaj	-20 kg Karton

Sınıf: 1.1 D U.N. No:0241 Patlayıcı Tipi : E



Soya Dayanıklılık	Mükemmel
V.O.D (m/l)	min. 3500*
Yoğunluk (g/cm3)	1.18-1.20
Enerji (mJ/kg)	4.48
Gaz Hacmi (l/kg)	942
Örecim (çaplar) (mm)	58, 60, 70, 90
Ambalaj	20 kg Karton

*58 mm çelik boru içerisinde
Sınıf: T. 1 D. 12. H2-2241



DYNEX®
YEMLEMETE DUYARLI
EMÜLSİYON PATLAYICI **6000**

Teknik Özellikler

Suya Dayanıklılık	Mükemmel
VİD (m/s)	min. 3.000*
Yatınlık (g/yıl)	1.15-1.25
Enerji (mJ/kg)	3.21
Gaz Hacmi (L/kg)	7.116
Üretim çapları (mm)	60, 70, 90, 120, 140
Ambalaj	20 kg Karton kutularda

* 125 mm plastik boru içerisinde
Sınıf: 1, 1 D: U.N. No:3241



Gecikme Peryotları
LP Grubu Kapsüller

Speed (m/s)	Distance (m)	Speed (m/s)	Distance (m)
0	0	10	1.00
1	1.00	20	4.00
2	4.00	30	9.00
3	9.00	40	16.00
4	16.00	50	25.00
5	25.00	60	36.00
6	36.00	70	49.00
7	49.00	80	64.00

Elektriksiz Ro

Geçkiner Feryal
Yücey Balçantoprak

Numara	Gecikme Zamanı	Renk
SD 17	17	Sarı
SD 25	25	Kırmızı
SD 42	42	Beyaz
SD 67	67	Mavi

Elektriksiz Kə

Raporlu İhtisaplı Çekim Zamanı (m) Raporlu İhtisaplı Çekim Zamanı (m)

1	2	3	4
5	6	7	8
9	10	11	12
13	14	15	16
17	18	19	20
21	22	23	24
25	26	27	28
29	30	31	32
33	34	35	36
37	38	39	40
41	42	43	44
45	46	47	48
49	50	51	52
53	54	55	56
57	58	59	60
61	62	63	64
65	66	67	68
69	70	71	72
73	74	75	76
77	78	79	80
81	82	83	84
85	86	87	88
89	90	91	92
93	94	95	96
97	98	99	100

Elektriksiz Ke

Çecikme Periyodu
detEX 100 Kapsül
Numara

	Zaman	Renji
HD 17/500	17 - 500	Sari
HD 25/500	25 - 500	Kantuti
HD 42/500	42 - 500	Beyar
HD 67/500	67 - 500	Masi

• ANE

HD 109/500
HD 174/500
Seal: 1.1 B UN



DYNEX® • MethanEX® • detEX® • ANFOex®



KIRLIOĞLU A.Ş. İŞTİRAKİDİR

ESKİŞEHİR OFİS
HOŞNİDİYE MAH.732.SOK.NO:14
KAT:1 D:11 BAŞAK REZİDANS
TEPEBAŞI/ESKİŞEHİR
TEL: 0/222/700 0033)



1395

www.kirlioglu.com.tr

EXPLOSIVE

— GROUP —



- Profesyonel Patlatma Hizmetleri
- Patlayıcı Madde Temini
- Bina Patlatmaları
- Delici Makine Temini

- Kontrollü Patlatma
- Kanat Patlatmaları
- Ön Kesme Patlatması
- Son Kesme Patlatması

Merkez Ofis
Paşaalanı Mh. 225. Sk.
No: 2A/1 Balıkesir
T 0266 266 26 60

Fabrika
Tatlıpınar Mh.
Kortepe Mevkii Balıkesir
T 0266 266 26 36

www.komandoav.com
info@komandoav.com



DESIGN AND MAKE A DIFFERENCE

TASARLA VE FARK YARAT



Vibraquipo



o-pitblast



IMIMO
INTELLIGENT MINE MONITORING

LOGIMINE
LOGISTICS OPTIMIZATION & MINING



madser
patlayıcı

W : madser.com.tr

M : info@madser.com.tr

T : +90 (312) 472 63 77

F : +90 (312) 472 63 89

Madser Patlayıcı Maddeler Madencilik San. Tic. Ltd. Şti.
Çiğdem Ermeç Bul. 1322. Cad. No: 45/7 A. Öveçler
Çankaya - Ankara / Türkiye



BLASTCONSULT
madser mining services

BLASTCONSULT
bir Madser markasıdır



Sivil patlayıcı alanındaki 140 yıllık tecrübesiyle MAXAM, çözüm ortağınız olarak sizlerin yanında...

Köklü geçmişinin temelini 1872'de Alfred Nobel'in attığı MAXAM, dünyanın 50'den fazla ülkesinde, Avustralya'dan Panama'ya kadar, sivil patlayıcı pazarında faaliyetlerini sürdürmektedir. Müşterilerine yüksek kalitede patlayıcı ürün ve hizmet tedarik eden MAXAM, dünya patlayıcı pazarının önde gelen firmalarındandır.

%100 MAXAM kuruluşu olan MAXAM Anadolu, Türkiye'deki tesislerinde RIOGEL, RIONEL ve ANFO ürün gruplarını Avrupa standartlarında üretmeye devam etmektedir. MAXAM, sivil patlayıcı alanında edindiği global bilgi ve tecrübelerini, MAXAM Anadolu aracılığı ile Türkiye patlayıcı pazarının hizmetine sunmayı kendine amaç edinmiştir.

MAXAM Anadolu, ürün ve hizmetlerini, geniş dağıtım ağı sayesinde Türkiye'nin her noktasına ulaştırmaktadır.

www.maxam.net

Yukarı Öveçler Mah,
1238. Cad, 7/3
Çankaya-Ankara, Türkiye
Phone / Tlf: +90 312 472 09 41



Doğal kaynakların değerlendirilmesi ve insan hayatını kolaylaştırmak amacıyla yürütülen madencilik ve inşaat faaliyetleri ülkemizin sanayi ve ekonomisine hatırı sayılır katkılar sağlamaktadır. Bu sektörlerde tedarikçi ve hizmet sağlayıcı olarak yer alan Nitromak, Türkiye'nin ilk sivil patlayıcı üreticisi. 1988 olan kuruluş yılından bu yana geçen 30 yılda Nitromak yüksek verime ve güvenliğe sahip çeşitli patlayıcı maddelerini ülkemiz işletmelerinin kullanımına sundu. Türkiye'nin dört bir yanında yer alan kömür ve metal madenleri, çimento fabrikalarının hammadde ocakları, gerçekleştirilmiş birçok önemli otoyol projesi, tünel, baraj inşaatları, gaz, petrol boru hatları Nitromak imzasını taşıyor.

Günümüzde Nitromak; bir parçası olduğu, dünyaca tanınmış Dyno Nobel'in küresel AR-GE uzmanlığı sonucu hayata geçen formüller ve modern üretim teknolojileri sayesinde kullanıcılarına etkili çözümler kazandırıyor. Nitromak, yüksek kırma kuvveti olan patlayıcılar ve yüksek güvenliğe sahip elektriksiz kapsüller sunuyor. Nitromak patlatma hizmetleri ekipleri, madenciliğin ve inşaatın en önemli parçası olan patlatma işlemlerini, her tür maden ve işletme koşullarında, sahip olduğu "Sıfır Zarar" ilkesi, modern ekipman, yöntem ve teknik personel sayesinde, en verimli ve güvenli şekilde yürütmektedir.



ORICA-NİTRO

PATLAYICI MADDELER ŞAN. ve TİC. A.Ş.

Hülya Sokak No:45, 06700 G.O.P. ANKARA / TURKEY
Tel: (90) 312. 446 16 00 Pbx • Fax: (90) 312. 446 15 55
Fabrika Tel: (90) 312. 865 19 63 • Fax: (90) 312. 865 19 68
www.órica-nitro.com.tr



Emniyet, Kalite ve Güven

Patlayıcı madde,
ateşleme sistemi
ürünlerinin üretimi,
satışı ve
delme-patlatma
hizmetlerinde
Emniyet, Kalite ve Güven



3L Üç katmanlı şok tüp
teknolojisi

SOLAR PATLAYICI MADDELER SAN. A.Ş.

GENEL MÜDÜRLÜK :
Eskişehir Yolu 9. km. Dumlupınar Bulvarı No: 266
Tepe Prime B Blok No: 79 06800 Çankaya - ANKARA / TÜRKİYE
Tel: +90. 312. 286 24 25 - 286 24 26 Faks: +90. 312. 286 32 22
www.solarpatlayici.com



Ürünlerimiz

Yönetim Sistemi Standartlarına Göre Belgelendirilen Kuruluşta Üretilmiştir.

İŞ GÜVENLİĞİ BİZİM İÇİN



ciftay

www.ciftay.com.tr

FAALİYET ALANLARIMIZ

- Yeraltı Madencilik Faaliyetleri
- Yerüstü Madencilik Faaliyetleri
- Zenginleştirme Tesisleri
- Çimento Hammadde Tesisleri
- Agregat ve Mıcır Üretim Tesisleri



Adres : Kızılırmak Mah. Next Level İş Kulesi
Kat:26 Çankaya / Ankara
E-Posta: info@ciftay.com.tr
Tel : +90 312 219 10 40 (pbx)
Fax : +90 312 219 10 44

SİVİL PATLAYICI & HAVAİ FİŞEK



01.09.2016 Tarihinden itibaren

ANKARA,

Hasanoğlu Mevkiinde ki,

PATLAYICI MADDE DEPOMUZ

ile **HİZMET** vermeye

DEVAM EDİYORUZ



ÜRETİM DELME PATLATMA PATERN DİZAYN MÜHENDİSLİK HİZMETLERİ



www.idealexplosive.com

idealexplosive@idealexplosive.com



Merkez Ofis /Head Office:
Alimünif Cad.No:164
Tarihi-Büyük Saat-Yanı
Seyhan/ADANA

T: +90 322 352 62 00 (pbx)
F: +90 322 351 56 00
www.idealavspor.com.tr

İstanbul Ofis:
Mahmutbey Mh. 17.yol Sk.
No:97/99, Bağcılar/İSTANBUL

T: +90 212 659 50 05
F: +90 212 659 59 50

Ankara Ofis:
İandoğan, Mebusevler Mh.
Meçhul Asker Sk. No:2/B
Çankaya/ANKARA

T: +90 312 222 45 22
F: +90 312 222 45 21



HİZMETLERİMİZ

- * DELME HİZMETİ
- * PATLAYICI MADDE VE AKSESUARLARI TEMİNİ
- * PATLATMA HİZMETİ
- * GÜVENİLİR SORUNSUZ LOJİSTİK



DELME HİZMETİ



PATLATMA HİZMETİ



KONTROLLÜ PATLATMA



**ADR' li ve GPS' li araçlarla
güvenli nakil...**

ANTALYA NİTRO PATLAYICI MADDELER SANAYİ ve TİCARET LTD.ŞTİ.

Kaliteli yönetime verdiği önemle iş sağlığı ve güvenliğini ön planda tutarak işverenlerin beklentilerini en iyi şekilde ve zamanda yerine getirmeyi amaç edinen firmamız, faaliyet gösterdiğimiz tüm alanlarda; işveren menfaatlerini gözetken, kaliteli hizmet vermeyi hedefleyen, çağdaş, güvenilir, yenilikçi, gelişmeye açık, sektörde sürekliliği amaç edinen firmamız uzman ve teknik yeterliliğe sahip ekibiyle işverenlerine güven vermeyi ilke edinmiştir. Firmamız Antalya Nitro; benimsediği amaç ve ilkeleri doğrultusunda bünyesinde bulundurduğu uzman kadrosu ile ülkenin her yerinde faaliyetlerini sürdürecektir.

Merkez: Tahlılpazarı Mah. 471 Sok. Bilen İş Merkezi No:4 D:20 Muratpaşa/ANTALYA

T: 0242 248 80 67 **F:** 0242 248 80 97

Şube: Hacı Armağan Mah. Mezar Üstü Sok. No:34/205 Beyşehir/KONYA

I.antalyanitro@gmail.com **info@antalyanitro.com.tr**

ATK-YOL İnşaat Madencilik Taahhüt Sanayi ve Ticaret Limited Şirketi olarak, müşteri odaklı, güvenilir hizmet vermek amacındayız. Kaliteli ürün, uygun fiyat, zamanında satış ve dağıtım yapmakta, teknik destek, ateşleme ve patlatma hizmetleri vermekteyiz.

2010 yılından itibaren Nitromakdnx Güneydoğu Anadolu Bölge Bayiliğini üstlenen firmamız, Diyarbakır'da 50 Tonluk bir patlayıcı deposuna sahiptir.

ATK-YOL sektörün ihtiyacı olan her türlü patlatma hizmetini ve sivil patlayıcı maddelerin satışını gerçekleştirmektedir. Firmamız müşterilerinin ruhsat çıkarma işlemlerinden başlayarak; saha inceleme, gerekli patlayıcı miktarının tespiti, patlayıcıların sahaya nakli, patlatma hizmetlerinin gerçekleştirilmesi ve patlatma raporlarının sunulmasına kadar her türlü hizmet ve danışmanlık hizmetleri sunmaktadır.

Şirketimiz yasaları uygulanmasında ve toplumsal paylaşımlarında ödün vermez kuralları olan bir kuruluştur. Tüm çalışma koşullarımız, yasal mevzuatların işletilmesi ve eskiksiz yerine getirilmesi yönündedir.

Hızlı karar alıp uygulamaya alan şirketimizde, iş hedeflerimizi, stratejilerimizi ve vizyonumuzu oluştururken, odaklandığımız temel hususlar bunlardır. İçinde bulunduğumuz yoğun rekabet ortamında, iddialı hedeflerimizi yerine getirirken, her düzeydeki yönetici ve çalışanın aile bireyi ve takım ruhu içerisindeki gayretleri ATK-YOL'un önlenemez yükselişini sağlayacak ve mal-hizmet sağlayıcıları arasında sıvirlmesine sebep olacaktır. Fonksiyonel bakış açıları, uzmanlık ve deneyimin dürüstlük düsturu ile entegrasyonu alınacak kararların yasal, dürüst ve hizmeti ön plana çıkan anlayış içerisinde olmasına sebebiyet verecektir. Katılım oranlarında yaratıcılık, bilgi ve beceri, insana dayalı kaynakların en iyi şekilde kullanılması ile olduğu ve de bunun ilerleme yönünde ciddi sonuçları doğurabileceği hususu tarafımızca sabittir.

Sonuç olarak Türkiye'nin muhtelif yerlerindeki taahhütlerini uzman kadrosu ve lojistik gücü ile 24 saat çalışma prensibindeki ATK-YOL, **DAİMA DAHA İYİYE** prensibi ile yükselişini sürdürmeye devam edecektir. Saygılarımızla.



BERŞİMAL
İNŞ. PETROL KİMYA TAŞ. SAN. ve TİC. LTD. ŞTİ.

NitroMakdnx DYNO
Dünyo Nobel
Güneydoğu Anadolu Bölge Bayii

ATK-YOL İNŞ. TEKS. KİMYA MAD. TAAH. SAN. ve TİC. LTD. ŞTİ.
Tel: 0412. 237 17 61 • Gsm: 0538. 638 73 22 • 0535. 718 10 46
Elazığ Yolu Seyrantepe Köprüllü Kvs. Atik Petrol - Yenisehir/DİYARBAKIR
e-mail: atkyol@atkyol.com • web: www.atkyol.com





Cenk-er

PATLAYICI MADDE MADENCİLİK SAN. ve TİC. LTD. ŞTİ

• DEPOLAMA VE SATIŞ

Depo Muvafakatı

Her tür patlayıcı ve aksesuar tedariği

• NAKLİYE VE TESLİMAT

Her tür izinlerin alınması

Sahaya patlayıcı teslimatı

• DANIŞMANLIK VE PATLATMA HİZMETİ

Fizibilite ve Ruhsatlandırma

Patlatma hizmeti



Taşkısığı Mah. İncirli Bayırı Mevkii

931.sokak Adapazarı / SAKARYA

Tel : 0 264 323 33 38

Fax: 0 264 323 33 39

Email: info@cenk-er.com.tr



PATLAYICI MADDELER

www.dincsoypatlayici.com

- ★ PATLAYICI MADDE SATIŞI
- ★ ROCK TEMİNİ
- ★ DELME-PATLATMA
- ★ TEKNİK DANIŞMANLIK
- ★ HAVAI FİŞEK
- ★ PATLAYICI MADDE ÜRETİMİ
- ★ VE DEPOLAMA

Antalya'da 250 Tonluk Patlayıcı Madde Depomuz, Üretim Tesisimiz ve Uzman Ekiplerimizle Hizmet Vermekteyiz.



Demirciler Mah. Bahçelievler Sk. No:83 Manavgat / ANTALYA GSM: 0532 370 93 94



İSTEDİĞİNİZ
AN
YANINIZDA

İGSAŞ, inşaat ve madencilikte kullanılan ticari amaçlı sivil patlayıcı hammaddesi Pril Poröz Amonyum Nitrat (PPAN) ve Amonyum Nitrat (AN) solüsyonunun **Türkiye'deki tek üreticisidir.**

 **İGSAŞ**
İSTANBUL GÜBRE SANAYİİ A.Ş.

www.igsas.com.tr

 /igsastr

 /igsas_

 /igsas


YILDIZLAR
YATIRIM
HOLDING



IREM

PATLAYICI MADDE

Doğal Taşlar Madencilik Mühendislik
Nakliyat İnşaat Tur. San. ve Tic. Ltd. Şti.



DELME

PATLAYICI

PATLATMA



Yılların verdiği tecrübeyle güvenilir hizmet...



İREM PATLAYICI MADDE

Doğal Taşlar Madencilik Mühendislik
Nakliyat İnşaat Turizm San. ve Tic. Ltd. Şti.

Tel: +90 (246) 202 22 32
Faks: +90 (246) 202 22 30

İstiklal Mah. 1105 Sk. No. 2 D. 3 Merkez / ISPARTA
www.iremmadencilik.com

Kay San

SİLAH SANAYİİ ve TİC. LTD. ŞTİ.

DELME

$$V = k \times \left(\frac{D}{\sqrt{W}} \right)^{-1.6}$$

PATLATMA

MÜHENDİSLİK HİZMETLERİ

V_0 (mm/sn)

1996 Yılından Bugüne ..

İsmetpaşa Mahallesi Milli Egemenlik Caddesi Aras Galeria No:2/A

Dulkadiroğlu /KAHRAMANMARAŞ

TEL:0344 214 67 56 - FAX:0344 225 33 78

GSM: 0 530 936 27 69 - 0 530 936 39 73

info@kaysansilah.com

**güvenilir hizmet
kaliteli ürün
doğru fiyat...**



ŞENBAY PATLAYICI
MAD. NAK. SAN. ve TİC. A.Ş.

İşçi Blokları Mah. Mevlana Bulvarı
182/31 Ege Plaza Çankaya/ANKAYA
0 312 311 21 37
info@senbaypatlayici.com

www.senbaypatlayici.com



alfa-gamma

Dinamit Ateşleme Cihazları

www.alfagamma.com.tr

info@alfagamma.com.tr

0312 427 53 08 • 468 10 32

El-Tipi Elektronik Manyeto



Elektronik Manyeto



Kurmalı Manyeto



Kapsül Test Cihazı



Akülü Siren



Manyeto Test Cihazı





Atamanlar Firması Trabzon İli Beşikdüzü İlçesinde 50 Ton Kapasiteli Yer altı Patlayıcı Madde Deposu, Erzurum İli Narman İlçesinde 60 Ton kapasiteli Yerüstü Patlayıcı Madde Deposu ile ve ADR'li araç filosu ile Doğu Karadeniz ve Doğu Anadolu bölgesinin sivil amaçlı Patlayıcı madde ihtiyacını karşılamaktadır.

Başta madencilik ve inşaat sektörü olmak üzere kullanılan patlayıcı maddelerin pazarlamasını, dağıtımını, patlatma ve danışmanlık hizmetini sağlamaktadır.

Atamanlar Patlayıcı Madde San. ve Tic. Ltd. Şti. bünyesinde bulundurduğu uzman personeller ile Türkiye'nin Doğu Karadeniz ve Doğu Anadolu Bölgesine stratejik olarak konumlandırılmış depolarından müşterilerine hizmet vermektedir.

Hizmetlerimiz:

- Patlayıcı madde depolama ve nakli
- Patlayıcı madde ürün satışı
- Delme – Patlatma hizmeti
- Kontrollü ve özel patlatma
- Titreşim ölçümü
- Mühendislik ve teknik danışmanlık
- Patlatma aksesuarları temini

Merkez: Toklu Mah. Sahil Cad. No: 387 Trabzon

Tel: (0462)229 10 60

Fax : (0462) 223 21 90

Mail : atamanlar@atamanlar.com.tr



SEKTÖRDE UZMAN KADROMUZLA

- DELME HİZMETLERİ
- PATLAMA HİZMETLERİ
- HARFİYAT İŞLERİ
- KONKASÖR HİZMETİ
- ROK KİRALAMA

HİZMETİNİZDEYİZ...

Ornekevler Mah. K.Sinan Bul.
Ali Tokel Ap. No:100/B KAYSERİ

0 352 232 20 30

0 352 231 61 89

www.mdy.com.tr



PATLAMA HİZMETLERİ



HARFİYAT İŞLERİ



ROK KİRALAMA



DELME HİZMETLERİ



KONKASÖR HİZMETİ



MİDYAT PATLAYICI MADDELER SAN. VE TİC A.Ş.

2010 yılında Mardin ili Midyat ilçesi Şenköy Beldesinde 341.000 metrekare üzerine kurulan Midyat Patlayıcı Sanayi, 50x2 tonluk iki adet patlayıcı madde deposu ile satışa başlamıştır. Bununla birlikte Anfo Üretim Tesisi Temmuz 2011 itibariyle faaliyete geçmiştir.

HİZMET ALANLARIMIZ;

- Patlayıcı madde üretimi, satışı ve dağıtımı,
- Patlayıcı madde ruhsatı izin alma işlemleri,
- Depolama, delik dolumu ve patlatma hizmeti,
- Delme-patlatma tasarımı ve satış sonrası teknik destek,
- Sarsıntı ölçümü ve raporlama

Tel: 0 482 462 10 10 Fax: 0 482 476 71 80 Email: bilal@midyatpatlayici.com
Adres: Bağlar Mah. No:12A Midyat – MARDİN / TÜRKİYE



Patlayıcı Madde Üretimi ve Satışı

Kontrollü Patlatmalar

Yeraltı ve Yerüstü Delme Patlatma Dizaynı

Depolama, Dağıtım ve Nakliye Hizmetleri

Özel Patlatma Uygulamaları

Mühendislik, Danışmanlık ve Eğitim Hizmetleri

Madencilik Faaliyetleri

Delici Makine ile Delme Hizmeti

Kardeşler Mah. Bağdat Cad.

No: 60/C Sivas/TÜRKİYE

Tel: (0346) 215 10 33

Fax: (0346) 2015 10 32

E-Mail: mail@nitronas.com

www.nitronas.com



YÜZBAŞIOĞLU
PATLAYICI MADDE

Tel: 0 352 232 20 30

Fax: 0 352 231 61 89

Mail: info@yuzbasioglupatlayici.com.tr

www.yuzbasioglupatlayici.com.tr

Adres: Örnekevler Mah. K.Sinan Bul. Ali Tokel Ap. No:100/B KAYSERİ



- Patlayıcı Madde Satışı
- Patlatma Hizmetleri

Yüzbaşıoğlu olarak en kaliteli ve en ileri teknolojiye sahip ürün, danışmanlık hizmetlerini bir bütün olarak sunarak müşterilerimizin memnuniyeti için çalışırız.



www.yuzbasioglupatlayici.com.tr



TMMOB
MADEN MÜHENDİSLERİ ODASI

