

PROCEEDINGS OF THE 10TH INTERNATIONAL DRILLING AND BLASTING SYMPOSIUM

10. ULUSLARARASI DELME PATLATMA SEMPOZYUMU BİLDİRİLER KİTABI

25-26 November | Kasım 2021, Antalya



İstanbul
Branch | Şubesi

Editors | Editörler
Ümit ÖZER
Abdulkadir KARADOĞAN
Zeynep SERTABİPOĞLU
Ülkü KALAYCI ŞAHİNOĞLU
Meriç Can ÖZYURT

**PROCEEDINGS OF THE 10th INTERNATIONAL
DRILLING AND BLASTING SYMPOSIUM**

**10. ULUSLARARASI DELME PATLATMA
SEMPOZYUMU BİLDİRİLER KİTABI**

Editors / Editörler

**Ümit ÖZER
Abdulkadir KARADOĞAN
Zeynep SERTABİPOĞLU
Ülkü KALAYCI ŞAHİNOĞLU
Meriç Can ÖZYURT**

**25 - 26 November/Kasım 2021
ANTALYA / TÜRKİYE**



CHAMBER OF MINING ENGINEERS OF TURKEY
MADEN MÜHENDİSLERİ ODASI YÖNETİM KURULU

President : Ayhan YÜKSEL
Vice President : Banu Kekeç SAÇIN
Secretary : Mehmet Erşat AKYAZILI
Treasurer : Veyis SIR
Members : Ümit KILIÇ
: Talat KARATAŞ
: Cumhur Kutay ERBAYAT
: Deniz Şahin ÇELİK

CHAMBER OF MINING ENGINEERS, ISTANBUL BRANCH
MADEN MÜHENDİSLERİ ODASI İSTANBUL ŞUBESİ YÖNETİM KURULU

Chairman : Mesut ERKAN
Vice Chairman : Selim AKYILDIZ
Secretary : Umut ATLIHAN
Treasurer : Selçuk ŞİMŞEK
Members : Esen TUNCER
: Kemal Emre NAM
: Mehmet MAKAR

All rights reserved. © November 2021.
No part of this book may not be reproduced or published in any form without written permission of the TMMOB Chamber of Mining Engineers

ISBN: 978-605-01-1440-9

Published by: Armoni Basım
Maltepe Mah. Litros Yolu 2. Matbaacılar Sitesi,
3. Kat No: 1NF12-16, Topkapı / İSTANBUL

TMMOB Chamber of Mining Engineers of Turkey
Selanik Cad. No: 19/4 06650 Kızılay – Ankara
Tel : + 90 (312) 425 10 80 Fax: +90 (312) 417 52 90
Web: www.maden.org.tr E-posta: maden@maden.org.tr

TMMOB Chamber of Mining Engineers, Istanbul Branch
Büyükdere Cad. Çınar Apt. No: 95 Kat:8 Daire:31
Mecidiyeköy – İstanbul Fax: +90 (212) 356 74 12
Tel: +90 (212) 356 74 10 E-posta: istanbul@maden.org.tr

EXECUTIVE COMMITTEE / YÜRÜTME KURULU

Dr. Ümit ÖZER	Chairman
Ümit KILIÇ	Vice Chairman
Dr. Abdulkadir KARADOĞAN	Secretary - Scientific
Umut ATLIHAN	Secretary - Technical
Selçuk ŞİMŞEK	Treasurer
Alpin MÜTEVELLİOĞLU	Member
Dr. Türker HÜDAVERDİ	Member
Dr. Zeynep SERTABİPOĞLU	Member
Dr. Ülkü Kalaycı ŞAHİNOĞLU	Member
Dr. Meriç Can ÖZYURT	Member
Velat ALABAŞ	Member
Metehan DERYA	Member
Baran GEÇMEZ	Member
Ömer Yılmaz ERKOÇ	Member
Meriç ŞAHİN	Member
Gökhan HALICILAR	Member
Ekrem ELMACI	Member
Ergün ALPAYDIN	Member
Canbek MARETUK	Member
Okan ÖZKUL	Member
Özgür Görkem İLİK	Member
Şahin YÜKSEL	Member
Mert ÇALLIOĞLU	Member
Salih AKBOĞA	Member
Mehmet MAKAR	Member
Oğuz SÖNMEZER	Member
Ayşe KOÇ	Member

ORGANISATION SUPPORTERS / DESTEKLEYEN KURULUŞLAR

FRAGBLAST (International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting)
TMMOB Jeoloji Mühendisleri Odası, İstanbul Şubesi
TMMOB İnşaat Mühendisleri Odası, İstanbul Şubesi
Agrega Üreticileri Birliği
Türkiye Çimento Sanayicileri Birliği
Türkiye Hazır Beton Birliği
Türkiye Madenciler Derneği
Türkiye Asfalt Müteahhitleri Derneği
İBB İSTON A.Ş.
İBB İSFALT A.Ş.

SCIENTIFIC COMMITTEE / BİLİMSEL KURUL

Dr. Hakan AK	(Eskisehir Osmangazi University)
Dr. Ufuk Gökhan AKKAYA	(Istanbul University-Cerrahpaşa)
Dr. Güzin Gülsev UYAR AKSOY	(Hacettepe University)
Dr. Mehmet AKSOY	(Eskisehir Osmangazi University)
Dr. H. Aydın BİLGİN	(Middle East Technical University)
Dr. Ahmet DAĞ	(Cukurova University)
Dr. Bayram ERÇIKTI	(Karadeniz Technical University)
Dr. Türker HÜDAVERDİ	(Istanbul Technical University)
Dr. Sair KAHRAMAN	(Hacettepe University)
Dr. Bayram KAHRAMAN	(Dokuz Eylül University)
Dr. Ali KAHRİMAN	(Istanbul Okan University)
Dr. Abdulkadir KARADOĞAN	(Istanbul University-Cerrahpaşa)
Dr. Murat KARAKUŞ	(University of Adelaide)
Dr. Doğan KARAKUŞ	(Dokuz Eylül University)
Dr. Mehmet KIZIL	(The University of Queensland)
Dr. Gürcan KONAK	(Dokuz Eylül University)
Dr. Ahmet Hakan ONUR	(Dokuz Eylül University)
Dr. Ümit ÖZER	(Istanbul University-Cerrahpaşa)
Dr. Meriç Can ÖZYURT	(Istanbul University-Cerrahpaşa)
Dr. Zeynep SERTABİPOĞLU	(Istanbul University-Cerrahpaşa)
Dr. Okan SU	(Zonguldak Bülent Ecevit University)
Dr. Ülkü KALAYCI ŞAHİNOĞLU	(Istanbul University-Cerrahpaşa)
Dr. Bülent TÜTMEZ	(İnönü University)
Dr. Önder UYSAL	(Kütahya Dumlupınar University)
Dr. Özgür YILMAZ	(Zonguldak Bülent Ecevit University)

(The list is ordered alphabetically by surname.)

FOREWARD

Mining activities, which started with the stone age in human history, have become an indispensable part of life today. While mining activities were carried out with primitive excavation methods in the early days, the use of explosives, which started with the introduction of gunpowder into human lives, increased mine production and naturally facilitated it. Blasting carried out in almost all areas of mining activities, both during the preparation and production stages, has become much safer and more efficient with the developing technology.

Considering the total mining production of the countries, aggregate, which is generally used in areas such as construction, infrastructure, transportation, and engineering structures, constitutes more than half of the mine production alone. This ratio increases as the level of development increases.

It would be incomplete to evaluate the components of blasting and aggregate production separately since one of the most intensive use areas of explosives is aggregate mining. Therefore, these scientific events, which have been organized separately for many years by the Chamber of Mining Engineers, will be held this time in parallel.

In this context, *The 10th International Drilling & Blasting Symposium* and *The 9th International Aggregate Symposium* was held in parallel for the same time and place to bring together the drilling & blasting and aggregate industry, which are the main components of the mining and construction industries, the engineers and managers working in these areas, and the manufacturers who supply explosives, machinery, and equipment to these industries.

Thanks to these symposiums, it is planned to scientifically review the current situation and problems in the drilling, blasting, and aggregate sector with national and international participants, to discuss the academic and technological developments for the solution of these with engineers and manufacturers and to provide them to the participants.

We would like to thank our scientists, public and private institutions and organizations, our colleagues, the valuable Executive Board of our Chamber, and the Symposium Executive Board, who made great devotion during the fast-paced process. We wish you a successful event.

Yours Sincerely

TMMOB Chamber of Mining Engineers
Istanbul Branch, Executive Board
November 2021/Antalya

PREFACE

The "**Drilling-Blasting Symposium**" started in 1993, has gained an international qualification since the 9th one held in 2017. We have the opportunity to hold the **10th International Drilling and Blasting Symposium in 2021.**

Excavation by blasting is inevitable in cases where mechanical excavation is technically and economically insufficient. Due to this feature, it is applied in many sectors, especially in mining and construction works. The increase in the demand for the world's raw materials and the acceleration of mining investments, urban transformation and infrastructure works due to growing urbanization, the rapid development of the transportation sector, energy investments made to meet the energy requirement led to the drilling-blasting industry to come to the fore and the development of new products and technologies. New generation products are produced, imported and successfully used in many engineering projects in Turkey.

On behalf of the symposium executive board, I would like to express my sincere thanks to the companies, institutions and organizations for their support in the realization and organization of the 10th International Drilling and Blasting Symposium. I would like to thank the local and foreign speakers who contributed to this symposium with their invited papers and the valuable authors who prepared and presented their studies in papers and the scientific committee members. Furthermore, I would like to thank the editors who contributed heavily to the preparation of the symposium book, the members of the executive board who took part in the organization of the symposium and the Chamber of Mining Engineers of Turkey.

This symposium aims to bring together employees, manufacturers, users and scientists in the blasting industry on the same platform and share information on new developments, products and new studies. I hope that the symposium will reach its goal and that the book of proceedings will be useful for industry components, engineers and researchers.

Regards

On behalf of the Symposium Executive Board

Assoc. Dr. Umit OZER

Chairman of the Symposium Executive Board

November 2021/ Antalya

ACKNOWLEDGMENT / TEŞEKKÜR

SPONSORS / SPONSORLAR

10th INTERNATIONAL DRILLING AND BLASTING SYMPOSIUM&EXHIBITION

Turbo Makine San. Tic. ve Ltd. Şti.

İstanbul Gübre Sanayi A.Ş.

DKT İnşaat Sanayi Ve Ticaret A.Ş.

ZSR Patlayıcı Sanayi A.Ş.

Çiftay İnş. Taah. ve Tic. A.Ş.

Antalya Nitro Patlayıcı Maddeler

Ersel Ağır Makine San. ve Tic. A.Ş.

Er-Ay Bazalt Madencilik İnş. Taah. Tic. ve San. Ltd. Şti.

Nitrock Madencilik ve İnşaat San. Tic. A.Ş.

Soner Temel Mühendislik İnşaat ve Ticaret A. Ş.

Kay San Silah San. ve Tiç. Ltd.Şti

Printing of Symposium proceeding book was supported by Çiftay A.Ş.
Sempozyum bildiriler kitabının basımı Çiftay A.Ş.'nin destekleriyle yapılmıştır.

CONTENTS / İÇİNDEKİLER**Page****INVITED PAPERU**

ÇAĞRILI BİLDİRİLER	1
Fragment Size vs. Energy: A Universal Behavior of Rock Breakage J.A. Sanchidrián, F. Ouchterlony.....	3
Rock Mass Characterization through Drill Monitoring P. Segarra, J.A. Sanchidrián, J. Navarro, P. Couceiro, T. Seidl, P. Hartlieb, P. Schimek.....	17
Fragmentation due to Impact and Explosives-Generated Shock Wave in a Granitic Rock R. Raghavaraju, B. Mohanty.....	31
Recent Developments in Explosive Characterization – During and After Detonation D. Johansson.....	41
Fragmentation in Sublevel Caving Mining – Impact on Loading and Productivity H. Schunnesson.....	45

DRILLING TECHNOLOGY AND DEVELOPMENTS

DELME TEKNOLOJİSİ VE GELİŞMELER	49
Uncovering Relationship between Asset Management and Drilling Performance in Uncertain Environment through Discrete Event Simulation O.F. Ugurlu, B. Ozdemir, M. Kumral.....	51

EXPLOSIVES AND INITIATION SYSTEMS

PATLAYICI MADDELER VE ATEŞLEME SİSTEMLERİ	61
Elektronik ve Elektriksiz Ateşleme Sistemi ile Yapılan Patlatmaların Karşılaştırılması: Örnek Çalışma <i>Comparison of Blasting with Electronic and Non-Electrical Ignition System: A Case Study</i> G.G.U. Aksoy, C.O. Aksoy, H.E. Yaman, O.N. Kırmızı.....	63
Bir Kontrollü Patlatma Uygulamasında Elektronik Kapsül Kullanımından Elde Edilen Faydalar <i>The Benefits of Using Electronic Detonators in a Controlled Blasting Application</i> Ü. Kılıç, M. Derya, V. Alabaş.....	75
Significance of Rock Properties Upon Explosive Characteristics R. Varol	81

COMPUTER APPLICATIONS AND MODELLING

BİLGİSAYAR UYGULAMALARI VE MODELLEME	91
Optimization of Explosion Pattern in Open-Pit Mines Using Artificial Neural Network (Case Study: Hashtrood Copper Mine) N. Badakhshan, K. Shahriar, A.D. Mehrabad.....	93
Evaluation of Technological Advancements in Non-Intrusive Fragmentation Analysis and Blast-Induced Dilution Control in Hard Rock Mines P. R Netshapapame, S. Akinci, D.K Akorli.....	107
Simulation of Blast-Induced Movements in Open Pit Mining Benches S. Hmoud, M. Kumral.....	119
A Comparative Study on Prediction of Blast Induced Vibrations in a Tunnel Project by Using Machine Learning Methods U.K. Sahinoglu, M.C. Ozyurt, U. Ozer, A. Karadogan, A. Akgundogdu.....	131
Patlatma Kaynaklı Yer Sarsıntısının ANFIS ve Destek Vektör Makineleri İle Tahmin Edilmesi <i>Prediction of Blast-Induced Ground Vibrations by ANFIS and Support Vector Machines</i> Y. Ağan, T. Hüdaverdi, Ö. Akyıldız.....	141
İnsansız Hava Araçları ve Entegre Bilgisayar Yazılımlarının Patlatma Uygulama ve Analizlerinde Kullanımı <i>The Usage of Unmanned Aerial Vehicles and Integrated Software in Blasting Applications and Analysis</i> Ö. Güler, M. Kun.....	149
SURFACE AND UNDERGROUND BLASTING APPLICATIONS YERÜSTÜ VE YERALTI PATLATMA UYGULAMALARI	163
Advanced Blasting Techniques with New Approaches for Extraction of Dimension Stones in Rock-cladding Industry N. Stoycheva, P. Shishkov.....	165
Alçı Sıkılama Yönteminin Verimliliğinin Nümerik Simülasyon ile Araştırılması <i>Investigation of Efficiency of Plaster Stemming Method by Numerical Simulation</i> H.Cevizci.....	171
Kocaeli Hereke Kalker Açık Ocaklarında Uygulanan Patlatma Tasarımlarının Teknik Olarak Araştırılması ve İyileştirilmesi <i>Technical Investigation and Improvement of the Blasting Designs Applied in Kocaeli Hereke Limestone Quarries</i> E. Genç, Ö. Yılmaz.....	179

Yeraltı Galeri Patlatma Uygulamalarının Mevcut Durum Analiz Çalışması İle İrdelenmesi <i>Evaluation of the Underground Development Blasting Applications with a Benchmark Study</i> Ö.G. İlik.....	191
PRODUCTIVITY AND ECONOMY IN DRILLING AND BLASTING <i>DELME PATLATMADA VERİMLİLİK VE EKONOMİ</i>	201
Saha Uygulama Performansının Patlatma Performansı Üzerine Etkisi <i>The Effect of Field Application Performance on Blasting Performance</i> B.Dede.....	203
BLAST-INDUCED ENVIRONMENTAL PROBLEMS AND CONTROLLING <i>PATLATMA KAYNAKLI ÇEVRESEL SORUNLAR VE KONTROLÜ</i>	211
Birim Zamanda Patlatılan Farklı Miktardaki Patlayıcı Maddelerin Maksimum Parçacık Hızı ve Yapısal Hasar Riskine Etkisi <i>Effect of Different Amount of Explosives Detonated per Unit Time on Maximum Particle Velocity and Structural Damage Risk</i> E. Alan.....	213
Patlatma Kaynaklı Titreşimlerin Tahmininde Yeni, Basit Bir Görgül Formül <i>A New Simple Empirical Formula For Predicting Blast Induced Vibrations</i> G.G.U. Aksoy, C. Okay Aksoy.....	229
Ön Kesme Metodu ile Oluşturulan Farklı Derinliklerdeki Yapay Süreksizliklerin PPV ve Yapısal Hasar Riskine Etkisi <i>Effect of Artificial Discontinuities Formed by Presplitting with Different Depths on PPV and Structural Damage Risk</i> E. Alan.....	241
Patlatma Kaynaklı Yer Sarsıntısının Değerlendirilmesinde Katılık Oranı ve Ayna Durumunun İncelenmesi <i>Investigation of Stiffness Ratio and Bench Face Condition For Evaluation of Blast Induced Ground Vibrations</i> T. Hüdaverdi, Y. Ağan, Ö. Akyıldız.....	255
Basamak Patlatmalarında Farklı Yük Mesafeleri, Serbest Yüzeyler ve Ateşleme Yönünün Yapısal Hasar Riskine Etkisi <i>Effect of Different Burden Distances, Free Faces and Initiation Direction on Structural Damage Risk in Bench Blasting</i> E. Alan, A. Domaç, D. Şimşek.....	263

Patlatma Uygulamalarından Kaynaklanan Hava Şoku ve Gürültü Parametrelerinin Değerlendirilmesi <i>Evaluation of Air Shock and Sound Parameters Arising from Blasting Applications</i> S. Ercins, A. Tosun.....	281
Ön Kesme Yöntemi ile Oluşturulan Farklı Aralıklı Süreksizliklerin Maksimum Parçacık Hızı, Frekans ve Yapısal Hasar Riskine Etkisi <i>Effect of Discontinuities Formed by Pre-Splitting at Different Distance Intervals on Peak Particle Velocity, Frequency and Structural Damage Risk</i> E. Alan, A. Domaç, D. Şimşek.....	287
DEMOLITION BY BLASTING PATLATMA İLE YAPI YIKIMI.....	305
Advanced Blasting Solutions with Fast-combusting Energetic Compositions for Extraction of Dimension Stones or Demolition P. Shishkov, N. Stoycheva.....	307
Betonarme Bir Binanın Patlayıcı ile Yıkımının Beton Sınıflarına Göre Kıyaslanması <i>Comparison of the Demolition of a Reinforced Concrete Building with Explosives According to Concrete Classes</i> O. Şentuna, A. Kahrıman, S. Bağdatlı.....	317
10.000 Tonluk Bir Betonarme Silonun Kontrollü Patlatma ile Yıkım Tasarımının Araştırılması ve Geliştirilmesi <i>Investigation and Development of Controlled Blasting Designs for Demolition of a 10.000-Tonne Reinforced Concrete Silo</i> M.C. Özyurt, Ü. Özer, A. Karadoğan, Ü.K. Şahinoğlu, H.M. Arslan, J. Yüzbaşı, M. Güler.....	347
REGULATIONS AND WORK SAFETY ISSUES MEVZUAT VE İŞ GÜVENLİĞİ SORUNLARI.....	359
Patlatma Operasyonlarındaki Büyük Tehlike-Yıldırım <i>Great Danger in Blasting Operation- Lightning</i> V. Alabaş, Ü. Kılıç, M. Derya.....	361
RFID Sistemlerin Patlayıcı Maddelerin Güvenliğinde Kullanımı <i>Using RFID Systems for Safety of Explosives</i> M. T. Soylu.....	371
Patlayıcı Madde Kaynaklı İş Kazalarına Genel Bir Bakış ve Değerlendirme <i>The Explosives Accidents Overview and Assessment</i> E. Alpaydın.....	381

Havai Fişek Özelinde Piroteknik Malzeme Mevzuatının Mukayeseli İncelemesi ve Bir Model Önerisi <i>Comparative Analysis of Pyrotechnic Material Regulations on Fireworks and a Model Proposal</i> M. İmbat, A. Kahrıman, S. Bağdatlı, F. Civelek.....	391
POSTER PAPERS <i>POSTER BİLDİRİLER</i>	403
Maden Şantiyeleri için Yer Kaynaklı Isı Pompası (YKIP) Uygulaması <i>Ground Source Heat Pump (GSHP) Application for Mining Sites</i> Y. Şahin.....	405

INVITED PAPERU
AĐRILI BİLDİRİLER



Fragment Size vs. Energy: A Universal Behavior of Rock Breakage

J.A. Sanchidrián

Universidad Politécnica de Madrid – ETSI Minas y Energía, Madrid, Spain,

ja.sanchidrian@upm.es

F. Ouchterlony

Chair of Mining Engineering, Montanuniversitaet Leoben, Leoben, Austria,

finn.ouchterlony@unileoben.ac.at

ABSTRACT The percentiles of the size distributions of fragments of broken rock are power functions of the specific energy input to the rock, the exponents being a growing function of the percentage, in such a way that the lines converge in a focal point. This paper reviews this formulation from its simplest form and describes some refinements as needed both when applied to fragmentation by blasting and to mechanical comminution. Fragmentation from large scale blasts is analyzed through the fragmentation-energy fan and its performance is assessed across a significant variation of powder factor and other design variables, such as delay. Closed forms of the size distributions for any energy input are obtained with the help of the Swebrec distribution. With respect to mechanical comminution, drop weight test fragmentation data are analyzed under the energy fan concept as function of impact energy and specimen size. It is shown that the breakage index t_{10} , and the fraction passing for any reduction ratio t_n , can be accurately predicted with a simple, closed form expression.

Keywords: *Rock blasting, Drop-Weight-Test, Fragmentation-Energy Fan, Size distributions, Swebrec*

1 INTRODUCTION. FRAGMENTATION PREDICTION FORMULAE

Rock fragmentation by blasting is the initial production operation of most mines and quarries. Mine and plant design and operational optimization require a reliable fragmentation prediction that can foresee changes in fragment sizes due to changes in rock or blasting parameters. Size distributions from blasting are input to crusher and mill models so that their accuracy is instrumental for a realistic mine-to-mill modeling as part of the optimization. Likewise, a control of fragmentation caused by blasting may provide an early assessment of issues in the excavation performance.

Fragmentation prediction formulae have always incorporated a term by which an increase in energy input to the rock turns into smaller fragment sizes. This is of course a natural behavior and it just tells that the more energy that is input to the rock, the more energy is correspondingly spent in fracture creation, thereby resulting in an increased fragmentation with smaller fragments. A thorough review of this topic has been made by Ouchterlony & Sanchidrián (2019).

The first quantitative approach to fragment sizes from blasting was the Koshelev (1971) equation:

$$\langle x \rangle \approx 10 \cdot Q^{1/6} \cdot (V_0/Q)^{0.8} \quad (1)$$

where $\langle x \rangle$ denoted the mean fragment size (cm), Q the charge per hole (kg) and V_0 the blasted volume (m^3), so that V_0/Q is the reciprocal of the specific charge or powder factor, a measure of the energy input to the rock. This expression was slightly modified by Kuznetsov (1973),

incorporating an energy rating of the explosive, θ , and a variable pre-factor (A) to account for different rock hardness:

$$\langle x \rangle \approx A \cdot Q^{1/6} \cdot (V_0/Q)^{0.8} \cdot \theta^{-2/3} \quad (2)$$

These formulae were picked up by Cunningham (1983) in his famous Kuz-Ram model, that was written:

$$\bar{x} = A \cdot Q^{1/6} \cdot q^{-0.8} \cdot \left(\frac{115}{RWS}\right)^{19/30} \quad (3)$$

where $q = Q/V_0$ is the powder factor or specific charge and RWS is the relative weight strength of the explosive. Cunningham wrote the Kuznetsov formula as the “mean” fragment size \bar{x} , but in fact when he combined it with the Rosin-Rammler distribution, he used it as if it were for the median size. The median size, or 50 % percentile x_{50} , is used to derive the full size distribution curve from the Rosin-Rammler, or Weibull, distribution function (RRW):

$$P(x) = 1 - e^{-\ln 2 \left(\frac{x}{x_{50}}\right)^n} \quad (4)$$

where n is the shape, or uniformity, index of the distribution, a function according to the Kuz-Ram formulation of geometrical variables of the blast only, and independent of the specific charge or any explosive or energy input-related variable. The Rosin-Rammler equation can be written, solving Eq. 4 for the size:

$$x = x_{50} \left[-\frac{\ln(1-P)}{\ln 2} \right]^{1/n} = A Q^{1/6} q^{-0.8} \left(\frac{115}{RWS}\right)^{19/30} \left[-\frac{\ln(1-P)}{\ln 2} \right]^{1/n} \quad (5)$$

Eqn. 5 means that all percentile sizes x have the same functional dependence with the energy input (i.e. the powder factor) as x_{50} ; if the median size is halved by an increase in powder factor, all percentiles are halved. This is represented by the graph in Figure 1 where three percentiles ($P_1 > P_2 > P_3$) are plotted as functions of the powder factor in a log-log space. The lines are parallel, with a slope -0.8 .

Rock fragmentation also takes place in the crushing, grinding and milling circuits in processing plants. The characterization of the breakage properties of rock for comminution purposes is commonly done with the Drop Weight Test (DWT), where lumps of rock are subjected to an energy input provided by a mass impacting at a certain velocity. The progeny is sieved and weighed and the size distributions are analyzed for their dependence on the impact energy per unit mass of sample E_{cs} [kWh/t]. One key parameter extracted from the DWT is the dependence on E_{cs} of the breakage index t_{10} , defined as the cumulative percentage passing a mesh size 1/10 of the initial lump size. The function $t_{10}(E_{cs})$ is called breakage index equation and is used in AG/SAG mill and crusher modeling (Napier Munn et al. 1996).

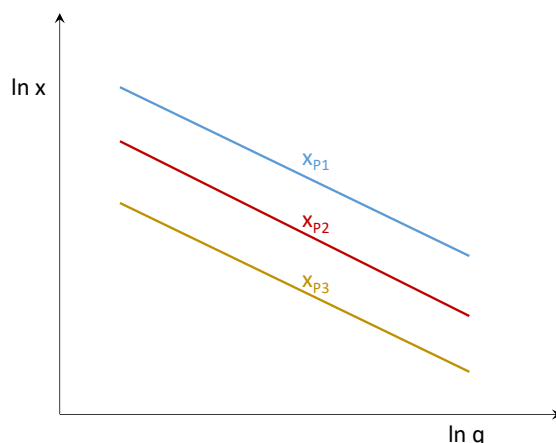


Figure 1. Parallel pattern of percentile sizes vs. powder factor functions, following the Kuz-Ram formulation.

Let $P(x, D, E_{cs})$ describe the cumulative distribution functions (CDFs) of the DWT progeny when lumps of size D are crushed at different drop impact energies E_{cs} . Then t_{10} may be expressed as $t_{10}(E_{cs}, D) = P(x = D/10, D, E_{cs})$. The most widely used equation for representing t_{10} is that called JK size-dependent breakage model (Shi & Kojovic 2007, Shi 2016):

$$t_{10} = M\{1 - \exp[-3.6p \cdot D^{1-q} \cdot (E_{cs} - E_{min})]\} \quad (6)$$

where M , p , q and E_{min} are obtained by regression of the E_{cs} , D and t_{10} data. D is in mm. Figure 2 shows an example of Eq. 6 fit of breakage index. Other points on a family of size distribution curves t_n , defined as the cumulative percentage passing a given fraction $1/n$ of the initial size, are obtained from functional relationships $t_n(t_{10})$ so the whole size distribution of the progeny can be determined once the breakage index t_{10} is known. Figure 3 gives such relationships (sometimes called breakage appearance functions) for the same rock as Figure 2.

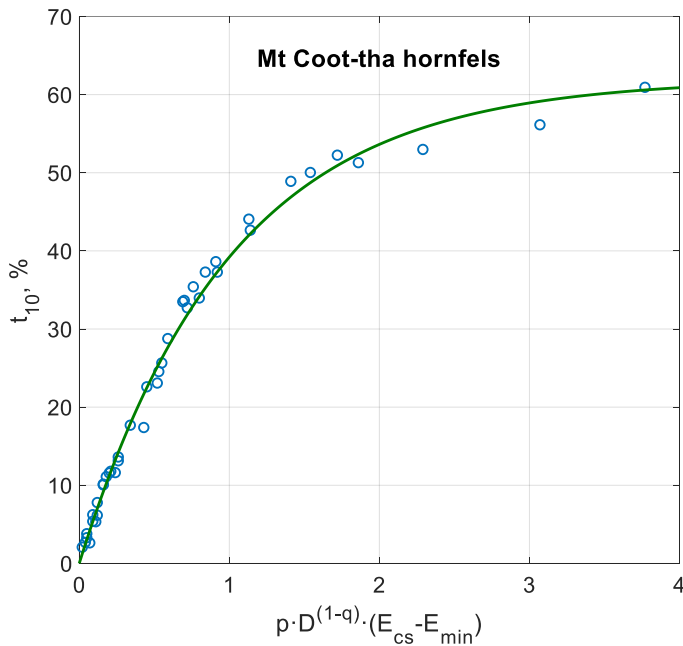


Figure 2. Breakage index data and Eq 6 fit (Shi & Kojovic 2007, Shi 2016).

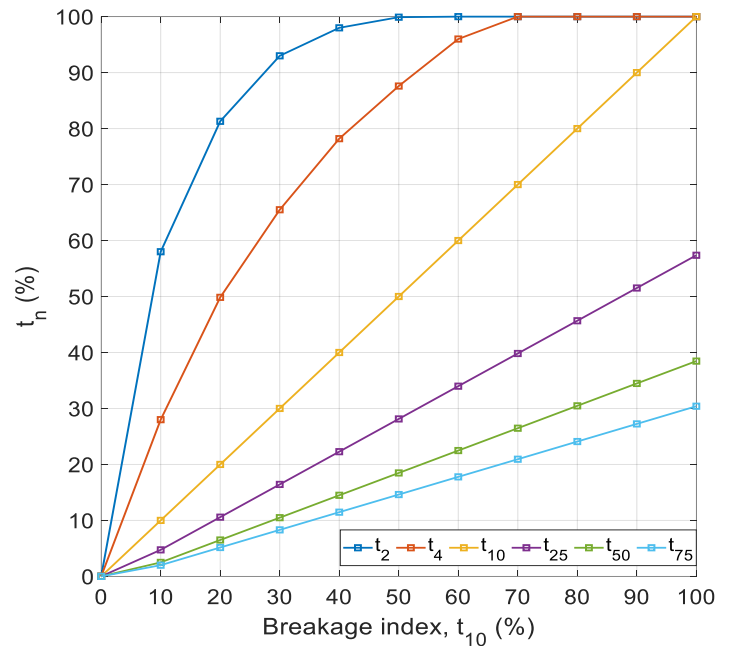


Figure 3. Breakage functions $t_n(t_{10})$ (data from Banini 2002).

2 THE FRAGMENTATION-ENERGY FAN IN ROCK BLASTING

2.1 Basics: the energy input

A first indication that the parallel lines pattern resulting from the Kuz-Ram concept might not be the best representation of the fragmentation came from the work by Chung and Katsabanis (2000). They used the data of Otterness et al. (1991) to verify the accuracy of the Kuz-Ram model. They judged that the RRW function described the fragment size distribution data well enough and presented the following equations in which they used the Kuz-Ram A -value:

$$x_{50} = A \cdot Q^{-1.193} \cdot B^{2.461} \cdot (S/B)^{1.254} \cdot H^{1.266} \quad (7)$$

$$x_{80} = 3A \cdot Q^{-1.073} \cdot B^{2.43} \cdot (S/B)^{1.013} \cdot H^{1.111} \quad (8)$$

From which a shape index function could be derived using Eq. 4:

$$n = 0.842 / \ln\left(\frac{x_{80}}{x_{50}}\right) \quad (9)$$

As the definition of specific charge is $q = Q/V_0 = Q/(B \cdot S \cdot H)$, Eq. 7 may be rewritten:

$$x_{50} = A \cdot (B^{0.005} \cdot S^{0.009} \cdot H^{0.003}) \cdot Q^{0.07} / q^{1.263} \quad (10)$$

The factor within brackets changes insignificantly with reasonable variations in B , S or H , and the value comes out close to one for the benches blasted by Otterness et al. (1991) so except the q exponent there is not much difference from the Kuz-Ram Eq. 3. A similar transformation of Eq. 8 yields $x_{80} \propto 3A \cdot q^{-1.073}$, with a lower q exponent. From Eq. 9, the uniformity index n is a (decreasing) function of specific charge q , contrary to the Kuz-Ram model.

If the Otterness data are plotted as fragment size versus the powder factor in log-log scale, the result is as shown in Figure 4. This type of plot was first made by Ouchterlony & Sanchidrián (2017) and Ouchterlony et al. (2017) and they called the resulting pattern the fragmentation-energy fan. An extensive analysis of fragmentation from blasting data were performed by Ouchterlony et al. (2017), where functions $x_p(q)$ were obtained for hundreds of data sets both from mortar and rock specimens, 100-300 mm diameter cylinders, see Figure 5, or similar values of side length cubes, slabs, small size bench blasts (1 m bench height, see Figure 4), small size full-scale rounds (5 m bench height) and large (11-19 m benches) full scale rounds.

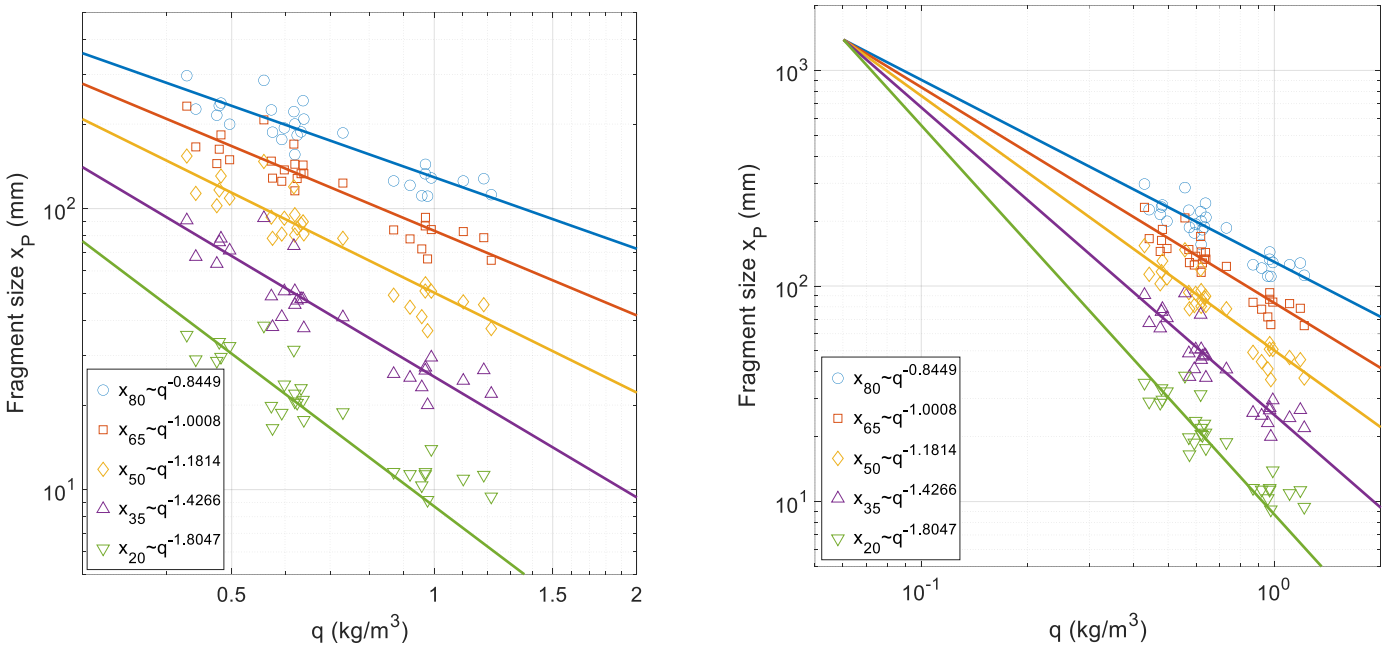


Figure 4. Fan pattern of fragmentation by blasting in the Otterness et al. (1991) fragmentation data. The right plot has the axes extended away from the data range in order to show the convergence of the percentile lines in a fan shape.

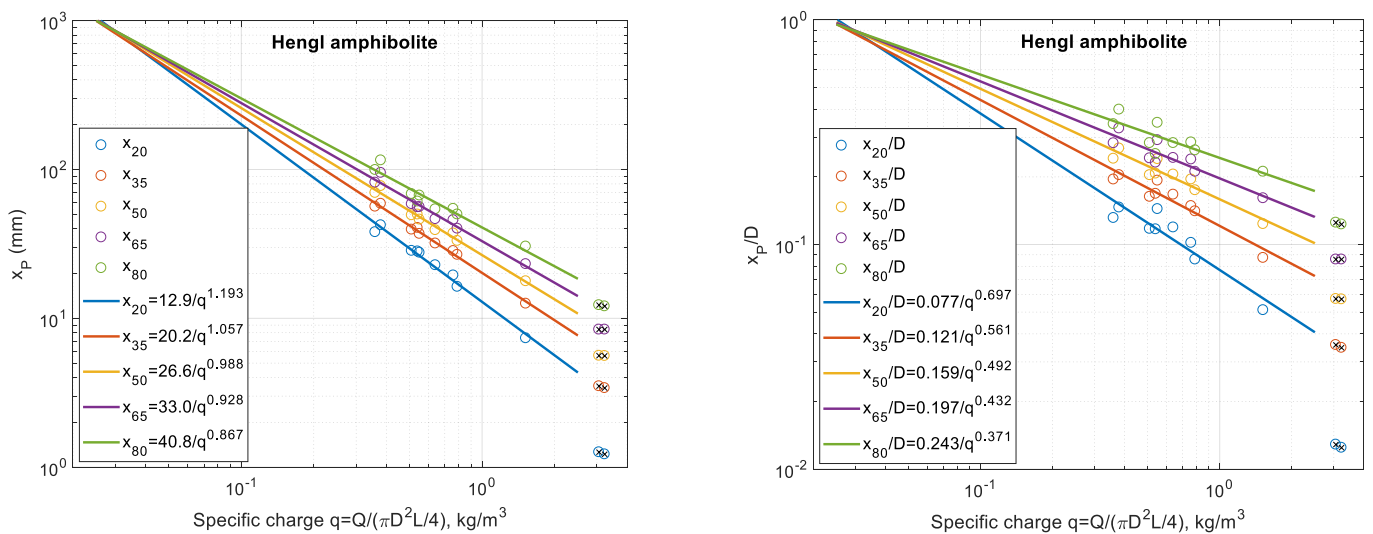


Figure 5. Sieving data from test blasts in rock cylinders (Ouchterlony et al. 2017); left: $x_p = f(q)$; right: $x_p/D = f(q)$. Crossed points at high powder factor deviate somewhat from the fan lines and are not included in the fits.

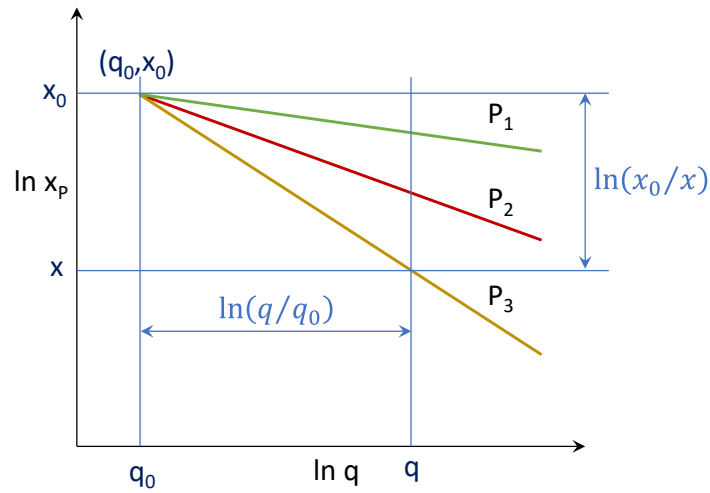


Figure 6. Principle sketch of the fragmentation energy fan.

The function $x_p = f(q)$ that represents in log-log scale a set of straight lines converging in the point (q_0, x_0) , has the simple expression (see Figure 6):

$$x_p/x_0 = (q_0/q)^\alpha \quad (11)$$

where x_p is the percentile P size. The exponent $\alpha = \alpha(P)$ or α_p is, for a given blast geometry in a given material, a function of P only. Many of the existing fragmentation by blasting formulae (e.g. Eqs. 5, 7 or 8) have in a way the form of Eq. 11, inasmuch as they make x_{50} (or other percentiles) a power law of the powder factor. Eq. 11 generalizes this for any percentile. A scale factor may be incorporated in Eq. 11 in order to account for different sizes of the blast or test specimen, and making the fan basic equation non-dimensional. Note that the borehole charge Q in Eqs. 1 to 3 and 10 includes a scale factor as higher charges encompass larger diameters and wider drill patterns, resulting in larger fragments. Using a characteristic blast size (e.g., burden or other characteristic size, or a combination of those, or specimen size for experimental, small scale blasts), L , Eq. 11 may be written:

$$x'_p = \frac{x_p}{L} = \frac{x_0}{L} (q_0/q)^\alpha = x'_0 (q_0/q)^\alpha \quad (12)$$

An example of non-dimensional percentiles fan is given in Figure 5 right for specimens blasts where the specimen diameter is used as characteristic size. The ordinate of the focal point changes with this transformation (x'_0) and so do the fan slopes α , though the notation has been kept without a prime. The focal point (q_0, x_0) , or (q_0, x'_0) usually lies outside the q - and x -intervals covered by the data so a physical interpretation of the values q_0 and x_0 (or x'_0) is not immediate.

Taking the logarithm of Eq. 11, and solving for α , there results:

$$\alpha = F_0(P) = \ln(x_0/x) / \ln(q/q_0) \quad (13)$$

or equivalently with Eq. 12. The fan pattern requires that the function $F_0(P)$ is a monotonically decreasing function for a given geometry and material. It may be inverted to give:

$$P = F_0^{-1}(\alpha) = F_0^{-1}[\ln(x_0/x) / \ln(q/q_0)] \quad (14)$$

For all (q, x) points lying on one of the lines defined by Eq. 11, P is constant and so must be the argument; note that the latter is obvious since (see Figure 6):

$$\ln(x_0/x) / \ln(q/q_0) = [\ln(x_0) - \ln(x)] / [\ln(q) - \ln(q_0)] \quad (15)$$

which is the positive value of the slope, α , constant for each line. For an arbitrary q , we may choose two specific percentile size values, the median and maximum fragment sizes x_{50} and

$x_{100} = x_{max}$. It can be shown, writing the slopes α_{50} and α_{100} from Eq. 13, after some manipulation, that there is a relation for the slopes of the fan (Ouchterlony et al. 2017):

$$\alpha_P = \ln(x_0/x)/\ln(q/q_0) = \alpha_{100} + (\alpha_{50} - \alpha_{100}) \frac{\ln(x_{max}/x)}{\ln(x_{max}/x_{50})} \quad (16)$$

From Eq. 14:

$$P = F_0^{-1} \left[\frac{\ln(x_0/x)}{\ln(q/q_0)} \right] = F_0^{-1} \left[\alpha_{100} + (\alpha_{50} - \alpha_{100}) \frac{\ln(x_{max}/x)}{\ln(x_{max}/x_{50})} \right] = F_1 \left[\frac{\ln(x_{max}/x)}{\ln(x_{max}/x_{50})} \right] \quad (17)$$

Where the dependence in q is borne in x_{max} and x_{50} . The argument of F_1 is the same logarithm ratio that one finds in the Swebrec distribution (Ouchterlony 2005, 2009):

$$P(x) = \frac{100}{1 + \left[\frac{\ln(x_{max}/x)}{\ln(x_{max}/x_{50})} \right]^b} \quad (18)$$

That the fan analysis turns to be closely connected to the Swebrec distribution was a surprise to the authors. However, it is well known that, at the cost of one additional parameter, the Swebrec function nearly always provides higher fidelity fits to fragmentation data than other distributions of comparable complexity (Sanchidrián et al. 2012, 2013 & 2014, Sanchidrián 2015). Solving in Eq. 18 for the argument of F_1 :

$$\frac{\ln(x_{max}/x)}{\ln(x_{max}/x_{50})} = \left(\frac{100}{P} - 1 \right)^{1/b} \quad (19)$$

And, using Eq. 16, the slopes of the fan have the following expression:

$$\alpha_P = \alpha_{100} + (\alpha_{50} - \alpha_{100}) \left(\frac{100}{P} - 1 \right)^{1/b} \quad (20)$$

So the Swebrec function describes a fragmentation-energy fan when its exponent b is constant with q . It can be shown (Ouchterlony et al. 2017) that the condition of b independent of q is further required for physical consistency so that the higher the energy input is the finer the fragments become at a given percentage passing. Equating the right members of Eqs. 13 and 20, and solving for P , the Swebrec-like function $P(x,q)$ is obtained:

$$P(x) = \frac{100}{1 + \left[\frac{\frac{\ln(x_0/x)}{\ln(q/q_0)} - \alpha_{100}}{\alpha_{50} - \alpha_{100}} \right]^b} \quad (21)$$

The constants x_0 , q_0 , α_{50} and α_{100} are directly obtained from the construction of the fan; the exponent b can be determined by fitting Eq. 20 to the slopes, or just by using three slopes, e.g.:

$$b = \ln(4)/\ln \left[\frac{\ln(x_{50}/x_{20})}{\ln(x_{80}/x_{50})} \right] = \ln(4)/\ln \left(\frac{\alpha_{20} - \alpha_{50}}{\alpha_{50} - \alpha_{80}} \right) \quad (22)$$

Or, using α_{50} and α_{100} , plus one more slope – e.g. α_{80} or α_{20} :

$$b = \frac{\ln(4)}{\ln \left(\frac{\alpha_{50} - \alpha_{100}}{\alpha_{80} - \alpha_{100}} \right)} = \frac{\ln(4)}{\ln \left(\frac{\alpha_{20} - \alpha_{100}}{\alpha_{50} - \alpha_{100}} \right)} \quad (23)$$

Note that Eq. 21 can determine any size distribution $P(x)$ at a given powder factor with only five constants. As of today, there are no formulae to predict the fan parameters so the use of the fragmentation-energy fan model requires some experimental, specific fragmentation data. It offers, however, an excellent analytic frame for the analysis of fragmentation data as function of powder factor or, in general, energy input to the rock.

2.2 Influential factors other than energy

The basic fan formulation may incorporate additional features that, besides the energy input, have an influence on the fragmentation mechanisms.

2.2.1 Size-dependent strength

The focus abscissa q_0 could be interpreted as the smallest specific energy required for fracturing. It also has an apparent character of strength since it ‘opposes’ the explosive energy input q ; note that if the powder factor is multiplied by the explosive energy per unit mass, the resulting quantity – let’s call it E – is actually the energy input per unit volume of rock, dimensionally equal to pressure or strength; as noted above, however, the actual value of the focus abscissa (E_0 , if energy instead of specific charge is used) for a particular case is not directly related with any particular strength rating, rather such a relation has not yet been established. The fragmentation-energy fan in Eq. 12 can incorporate the power dependence of rock mass strength on size (Jaeger and Cook 1969, Hoek and Brown 1980, Scholz 1990) as follows:

$$x'_P = x'_0 \left[\frac{E_0(L_s/L_{ref})^{-\lambda}}{E} \right]^{\alpha(P)} = x'_0 \left(\frac{E_0 L_{ref}^\lambda}{EL_s^\lambda} \right)^{\alpha(P)} = x'_0 \left(\frac{E'_0}{EL_s^\lambda} \right)^{\alpha(P)} \quad (24)$$

Here L_s is a characteristic length of the blasted block and L_{ref} is an arbitrary reference size that, within the fan formulation, can be embedded in the focus abscissa E'_0 ; $\lambda \geq 0$. Such a size-dependent strength term also appears in the non-dimensional fragmentation model by Sanchidrián & Ouchterlony (2017), based on work by Holsapple & Schmidt (1987) and Housen & Holsapple (1990) on fragmentation in high energy impact asteroid collision. L , the characteristic length used to scale the fragment size in Eq. 12 may also be used for the purpose of size scaling the rock strength, $L_s=L$.

This geometrical strength correction could also be used to include a rock mass discontinuity description, e.g. joints spacing, median size of the in-situ block size distribution, etc., which has a well-established effect on fragmentation. No successful attempts of this have been published though, to our knowledge.

Where blasted blocks or specimen sizes, or in-situ block distribution, do not have a large variability within a data set, this correction may not improve the results. Conversely, this size-dependent strength scaling was instrumental in the analysis of data sets from fragmentation in the drop weight test (Ouchterlony & Sanchidrián 2018a,b) used to derive the breakage functions of rock for the design of comminution circuits (see section 3). In this type of testing, fragmentation of lumps of rock of a wide range of sizes are studied.

2.2.2 Delay

The delay affects the breakage cooperation between holes, and it is believed that an optimum (i.e. finest) fragmentation is obtained at a certain, non-zero delay. Current fragmentation prediction formulae include delay as an influential variable; both the Kuz-Ram (in its last version, Cunningham 2005) and $x_p - frag$ (Sanchidrián & Ouchterlony 2017) include a delay factor applied to the fragment size; it decreases from zero delay (instantaneous blast) up to an optimum delay at which fragment size is minimal; longer delays reduce the cooperation and the fragment size increases, see Figure 7. The delay is included as a non-dimensional time number Π_t using the p-wave velocity and a characteristic length, the burden in Kuz-Ram and the spacing in $x_p - frag$. The functions that express the delay dependence of fragmentation are:

For the Kuz-Ram (Cunningham 2005), Figure 7 left:

$$f_t(\Pi_t) = 0.000174\Pi_t^3 - 0.000534\Pi_t^2 - 0.1013\Pi_t + 2.05, \Pi_t \leq 15.6 \quad (25a)$$

$$f_t(\Pi_t) = 0.0064\Pi_t + 0.9, \Pi_t > 15.6 \quad (25b)$$

that multiplies the x_{50} prediction formula, where $\Pi_t = c_p \Delta t / B$, c_p being the p-wave velocity and Δt the in-row delay.

For the $x_p - frag$ (Sanchidrián & Ouchterlony 2017), Figure 7 right:

$$f_t(\Pi_t) = \delta_1 + (1 - \delta_1 - \delta_2 \Pi_t) e^{-\delta_3 \Pi_t} \quad (26)$$

that multiplies the x_p formula; δ_1 , δ_2 , δ_3 are functions of the percentage passing P that were determined from fits to a large set of fragmentation data, so that $f_t(\Pi_t)$ is different for each P , see Figure 7 right, unlike Kuz-Ram's delay factor Eq. 25; $\Pi_t = c_p \Delta t / S$, S being holes spacing.

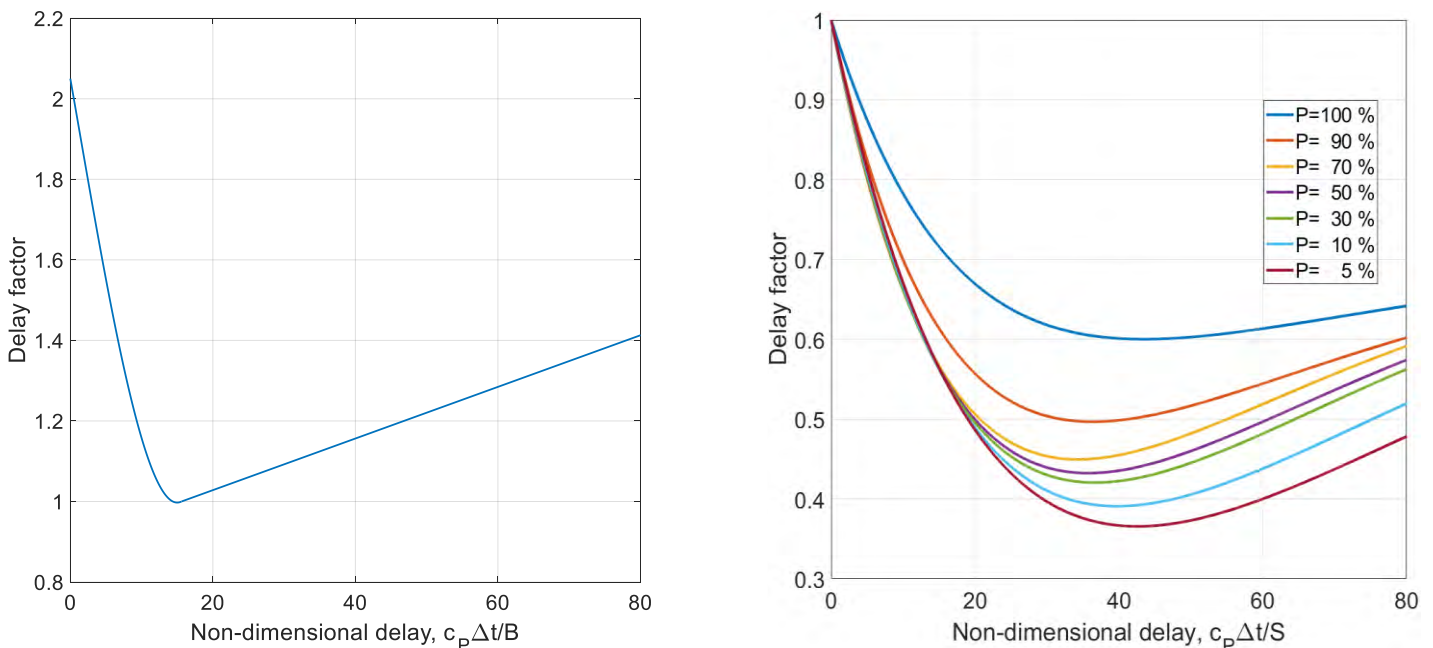


Figure 7. Delay factors. Left: Kuz-Ram, right: $x_p - frag$.

If correct, both delay factors mean that fragment sizes may be reduced significantly (approximately halved) compared to an instantaneous blast if a certain (optimum) delay is used. Different optimum delays follow from each model though, 15.6 in Kuz-Ram and in the range of 35-40 for $x_p - frag$, which means that $x_p - frag$ calls for a slower initiation sequence than Kuz-Ram.

In the fragmentation-energy fan formulation, the delay effect should be incorporated as a modifier of the energy available for fragmentation from a single hole. Such cooperation function, f_{cd} , should increase up to an optimum and then decrease when cooperation no longer takes place efficiently, at a delay beyond optimum. This behavior can be obtained with a functional form of the type of the reciprocal of $f_t(\Pi_t)$ (Eqs. 25 or 26); using the $x_p - frag$ form:

$$x'_p = x'_0 \left(\frac{E_0}{E_{f_{cd}}} \right)^{\alpha(P)} ; f_{cd} = [\delta_1 + (1 - \delta_1 - \delta_2 \Pi_t) e^{-\delta_3 \Pi_t}]^{-1} \quad (27)$$

with δ_1 , δ_2 and δ_3 now constant. The delay factor, equivalent to Eq. 26, is now:

$$f_t(\Pi_t) = f_{cd}^{-\alpha_P} = [\delta_1 + (1 - \delta_1 - \delta_2 \Pi_t) e^{-\delta_3 \Pi_t}]^{\alpha_P} \quad (28)$$

where the P -dependence of the delay factor is here carried by α_P . A cooperation function f_{cd} is plotted in Figure 8 (magenta solid lines), together with the size reduction factors for some percentile sizes (color solid lines), obtained in sieved quarry blasts. The cooperation function has a maximum (hence the delay factors are minimum) at $\Pi_t = 38.0$ and then decreases to values below 1 at $\Pi_t > 42$, which mean less fragmentation cooperation between holes at long delays than if they are fired simultaneously. This could make sense as too long a delay effectively limits the interaction of the shock waves and of the stress fields from neighboring holes. The significance of this function is arguable since the higher experimental Π_t value was 42.9 so this behavior takes place in the edge of the data range, and there were few data in the mid Π_t range. One of the cooperation function parameters had a questionable significance, so

the merit of Figure 8 is probably qualitative only, and both the location of the maximum of the cooperation function and the fast change from positive to negative cooperation could take place more gradually. The location of the maximum of the cooperation function (from which the optimum delay should be determined) has been a topic of discussion, for which the frag-energy fan offers an excellent analytic frame.

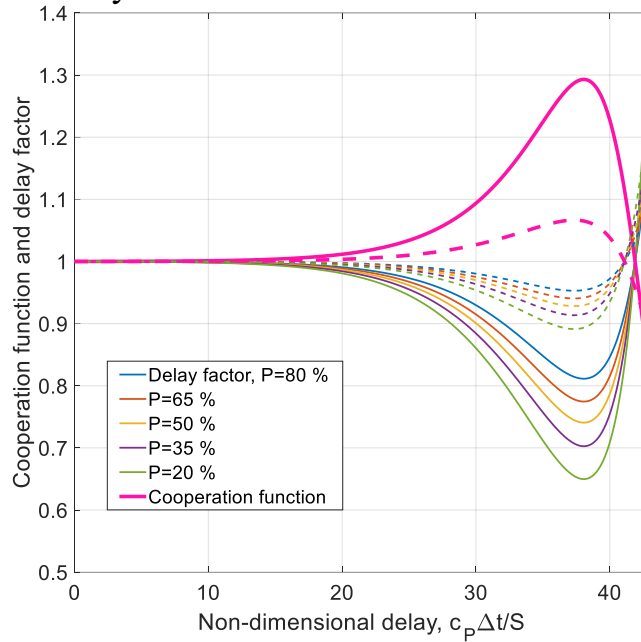


Figure 8. The delay effect: cooperation function and size reduction factors; solid lines correspond to a data set of 11 blasts initiated with electronic detonators and dashed lines to a combined data set of these blasts plus six more blasts in the same quarry with a different blast layout and initiated with pyrotechnic (non-electric) detonators.

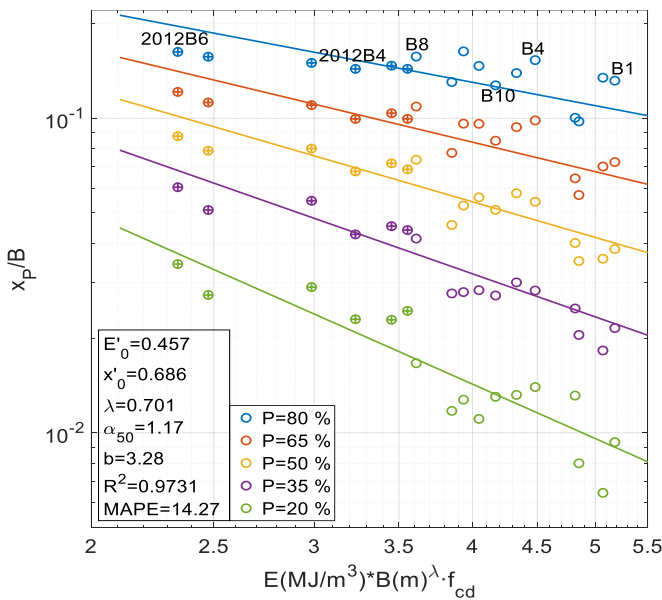


Figure 9. Frag-energy fan including size-dependent strength and delay cooperation functions; scale length is burden; crossed circles correspond to the six blasts with different layout and initiation.

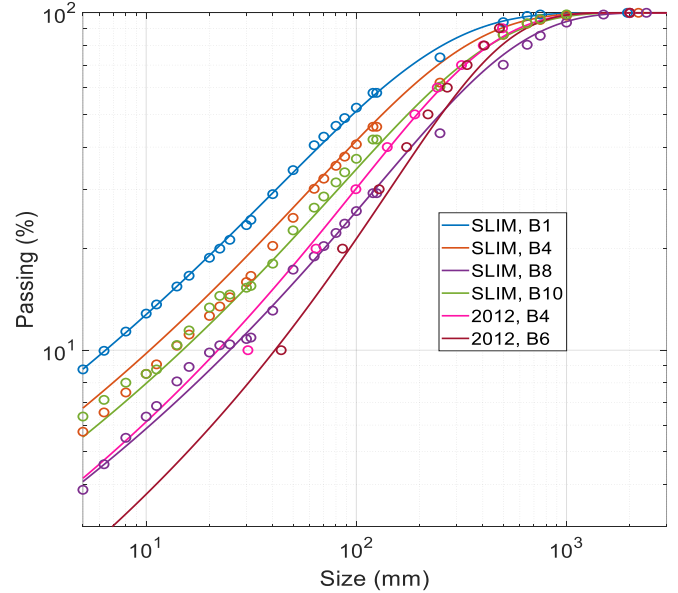


Figure 10. Examples of some distributions calculated from the fan in Figure 8; circle markers are the data points; the corresponding percentile points of the distributions shown on the right are labeled in the fan plot.

Both the strength scale term and the delay may be included together in the model:

$$x'_P = x'_0 \left(\frac{E'_0}{E L^\lambda f_{cd}} \right)^{\alpha(P)} \quad (29)$$

The fan in Figure 9 is built with Eq. 29; the parameters of the fan are given in the figure. The cooperation function is the dashed magenta line in Figure 8; α_{100} is assumed to be zero. Once the size-energy fan is built, the size distributions can be calculated in an explicit form solving the fan equation for P ; from Eqs. 29 and 20, an expression similar to Eq. 21 is obtained:

$$P(x) = \frac{100}{1 + \left[\frac{\ln x'_0 - \ln(x/L)}{\ln(E L^\lambda f_{cd}) - \ln E'_0} - \alpha_{100} \right]^b} \quad (30)$$

Figure 10 shows some size distributions calculated with Eq. 30. The fidelity of the calculated distributions is quite high.

3 THE FRAGMENTATION-ENERGY FAN IN COMMINUTION

3.1 Basics. Energy and size

The fan formulation of Eq. 24 is appropriate for use in the analysis of drop-weight test data, as the variation of specimen (lumps) size is large. Note the lump size in the breakage index function, Eq. 6.

Figure 11 gives an example of the size-energy fan for drop-weight test breakage. Note the size-dependent strength in the abscissa (25 mm is an arbitrary length that non-dimensionalizes the lump size D , chosen so as to have abscissas in the order of 1).

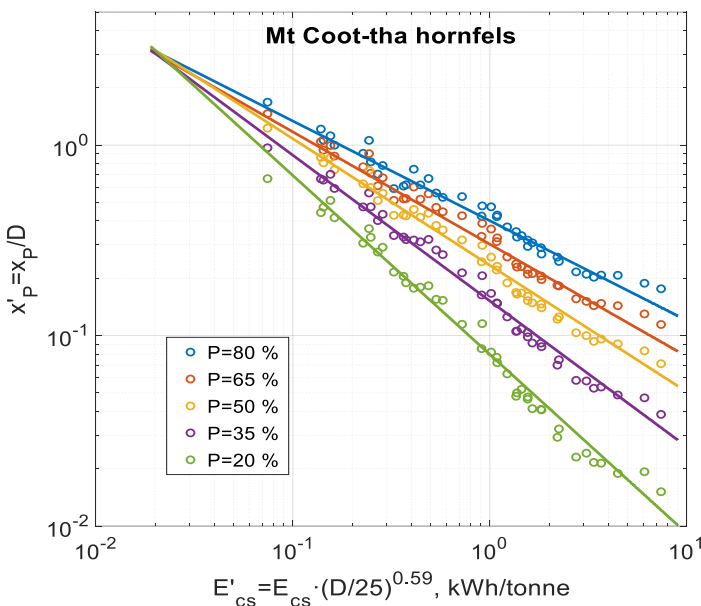


Figure 11. Frag-energy fan of the breakage space from drop-weight-test (Ouchterlony & Sanchidrián 2018).

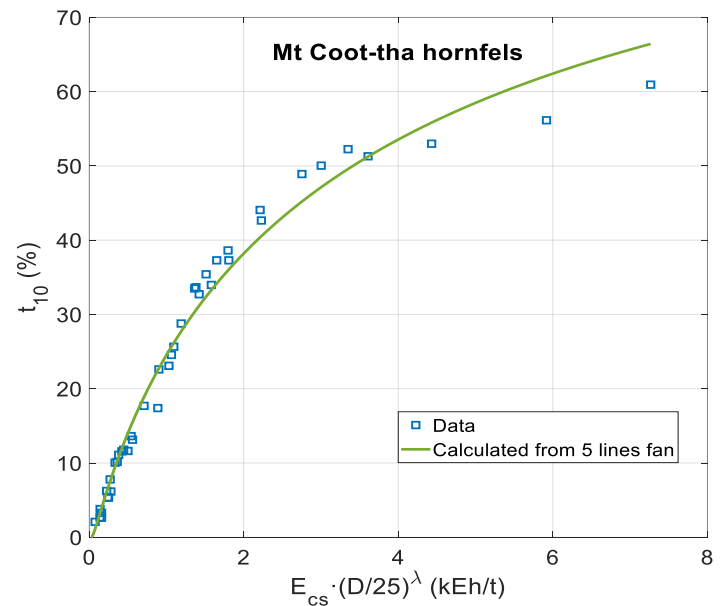


Figure 12. Breakage index from the fan parameters in Figure 11 (Ouchterlony & Sanchidrián 2018).

The Swebrec expression 30 may be written, without the delay factor in this case:

$$P(x) = \frac{100}{1 + \left[\frac{\ln x'_0 - \ln(\frac{x}{D})}{\ln(E_{CS} D^\lambda) - \ln E'_0} - \alpha_{100} \right]^b} \quad (31)$$

where the scaling length has been written as D , the lump size, and the energy input as E_{CS} (energy per unit sample mass – kWh/t is generally used). For a size $x=D/10$, i.e. $x/D=1/10$, the percentage passing is the breakage index t_{10} :

$$t_{10} = \frac{100}{1 + \left[\frac{\ln x'_0 - \ln(1/10) - \alpha_{100}}{\frac{\ln(E_{CS} D^\lambda) - \ln e'_0}{\alpha_{50} - \alpha_{100}}} - \alpha_{100} \right]^b} \quad (32)$$

This is a closed expression that can be applied once the parameters of the fragmentation-energy fan (e'_0 , x'_0 , α_{50} , α_{100} , λ and b) for a given rock under the DWT have been determined. Figure 12 shows the breakage index derived from the fan in Figure 11.

The fraction passing for any reduction ratio t_n is just as easily obtained by making $x/D=1/n$:

$$t_n = \frac{100}{1 + \left[\frac{\ln x'_0 - \ln(1/n) - \alpha_{100}}{\frac{\ln(E_{CS} D^\lambda) - \ln e'_0}{\alpha_{50} - \alpha_{100}}} - \alpha_{100} \right]^b} \quad (33)$$

No appearance functions charts are required to calculate t_n from t_{10} ; t_n is directly obtained from the Swebrec form of the fragmentation-energy fan.

3.2 Broad range of energy and size. The double fan

As the range of energies and lump sizes is large in drop-weight testing, there is often a high energy range where data deviate from the single fan rays, see that in Figure 11 beyond abscissas of about 3 or 4. This may be due to a change in breakage mechanism (though this has not been proven so far) and can be modeled by a double fan pattern, one for low-energy (or rather low energy and size combined) and another one for high energy-size. Eq. 12 turns into a two-formulae function:

$$x'_P = x'_{0L} (E'_{0L}/E')^{\alpha_{PL}} \quad , \quad E' \leq E^* \quad (34a)$$

$$x'_P = x'_{0H} (E'_{0H}/E')^{\alpha_{PH}} \quad , \quad E' > E^* \quad (34a)$$

where $E' = E(D/D_{ref})^\lambda$. For simplicity the sub-indices CS of the energy have been omitted. Sub-indices L and H apply to low and high and E^* is the transition energy; $D_{ref}=25$ mm is the arbitrary reference size. While the slopes α_{PL} of the low-energy fan are model parameters to be determined from the fan equation fit to the data, the high-energy fan line slopes α_{PH} are not free parameters, but related to the low energy slopes α_{PL} by the fan conditions in the high energy regime and the continuity at E^* .

A double fan model for the fragmentation in Figure 11 is shown in Figure 13. This double form carries to the Swebrec equation of the breakage space, Eqs. 32-33, that have also a low- and a high-energy form. From the relations between α_{PL} and α_{PH} and Eqs. 22 or 23, there follows that the Swebrec exponent b is the same for both forms.

Figure 14 shows the breakage index; note the kink at $E'=3.34$ kWh/t, the transition energy (see the fan graph), that allows the function to follow the obvious change in slope that the data show.

The determination coefficient of this prediction is $R^2=0.9926$ while that of Figure 12 (single fan) is $R^2=0.9823$. The JK size-dependent breakage model (Eq. 6, Figure 2) gives $R^2=0.9930$. Note that the latter is a direct fit of t_{10} against energy and size with 4 parameters. The fan formulation is not a fit of the t_{10} results of each test to the energy and lump size but a fit of the whole size distribution curves of the test series. At the cost of 9 parameters for a double fan (2 coordinates of the low-energy focus, 3 slopes, 2 coordinates of the high-energy focus, the transition energy and the size exponent), the whole breakage space is obtained whereas the

JK size-dependent breakage model requires the 4 parameters of the breakage index equation plus a large number of parameters to recreate the breakage appearance functions (see Figure 3), either in the form of a (t_{10}, t_n) pairs table (Napier-Munn 1996), or to use these pairs as knots for splines fitting Banini (2002), in both cases encompassing a large amount of parameters, most of them (e.g. the splines coefficients) without any significance. Note also (although this does not seem to be a problem in practical terms) that the JK model has a t_{10} limit M at infinite energy (Eq. 6) less than 100% which is unphysical.

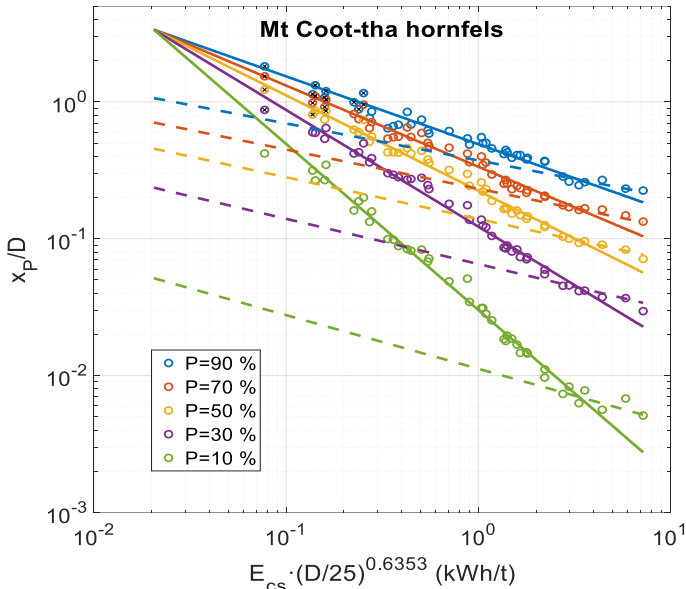


Figure 13. Double frag-energy fan (Ouchterlony & Sanchidrián 2018). Solid lines: low-energy; dashed: high energy.

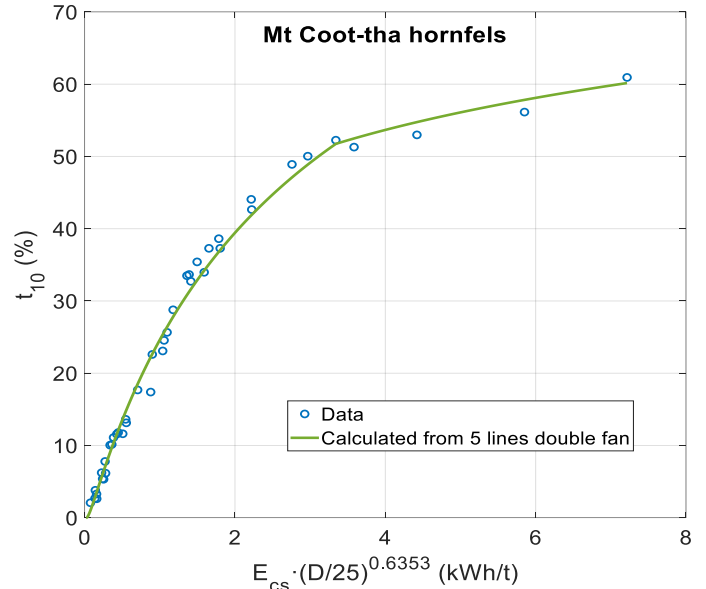


Figure 14. Breakage index from a double frag-energy fan (Ouchterlony & Sanchidrián 2018).

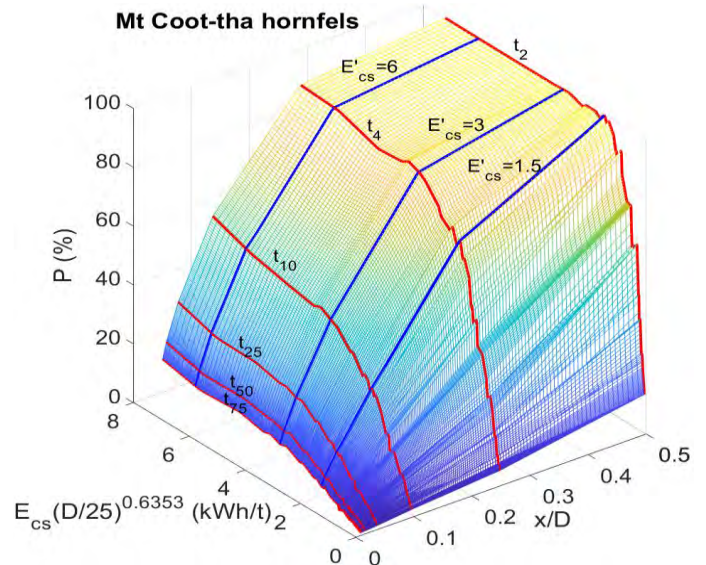
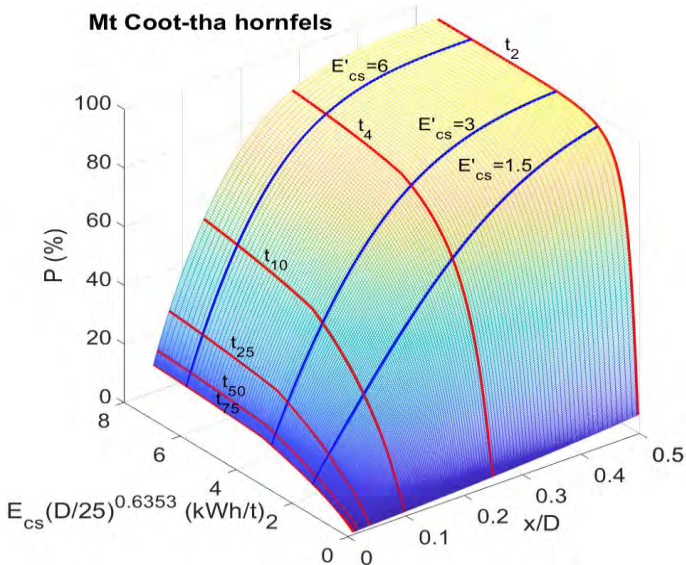


Figure 15. Breakage space. Left: plotted from the Swebrec-like Eq. 35, with the double fan (Figure 13) parameters. Right: experimental data.

From Eq. 31's double fan equivalent, the size distributions at any impact energy and lump size are obtained.

$$P(x) = \frac{100}{1 + \left[\frac{\ln x'_{0L} - \ln(\frac{x}{D}) - \alpha_{100L}}{\ln E' - \ln E'_{0L}} - \frac{\alpha_{50L} - \alpha_{100L}}{\alpha_{50L} - \alpha_{100L}} \right]^b}, \quad E' \leq E^* \quad (35a)$$

$$P(x) = \frac{100}{1 + \left[\frac{\ln x'_{0H} - \ln(\frac{x}{D}) - \alpha_{100H}}{\ln E' - \ln E'_{0H}} - \frac{\alpha_{50H} - \alpha_{100H}}{\alpha_{50H} - \alpha_{100H}} \right]^b}, \quad E' > E^* \quad (35b)$$

This function can be represented in a 3D breakage space, $P[x' = x/D, E' = E(D/D_{ref})^\lambda]$ as shown in Figure 15 left; the right graph is a plot of the experimental data.

4 CONCLUSIONS

The dependence of the fragment size distribution on the energy input to the rock is conveniently analyzed under the fragmentation-energy fan model. This is a characteristic of the fragment sizes that, when plotted as percentiles against the energy input to the rock, show a converging lines pattern. The application of the fan model is adapted to fragmentation by blasting and by comminution. It is shown that this pattern is not compatible with the Kuz-Ram blast fragmentation model, that entails a parallel lines pattern. Factors relevant to fragment size such as blast or specimen scale, size-dependence of the rock strength and borehole delay in blasting, can be incorporated to the model by appropriate changes in the general formulation. Examples are shown of full scale blasting and drop-weight test data. Recourse to a more complicate double fan is made in the latter, where a large range of energy input is involved.

It is shown how the fan formulation leads to size distributions compatible with the Swebrec distribution as the former implies a functional relation of the percentage passing with the term $\ln(x_{max} / x) / \ln(x_{max} / x_{50})$, characteristic of the Swebrec. The condition that the Swebrec exponent b does not depend on the energy input level (i.e. that all size distributions, if represented by Swebrec functions, have the same b) is noted.

The Swebrec connection brings a powerful analytical tool to the fragmentation-energy fan. The fan parameters can be incorporated in the Swebrec expression to transform it into a full breakage space in which the size distribution at different energy (powder factor, impact energy), blast or specimen size, and delay, is directly obtained in a closed functional form with excellent accuracy.

REFERENCES

- Banini, GA, 2002. An integrated description of rock breakage in comminution machines. PhD thesis, JKMRRC, Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, Univ Qld, Indooroopilly QLD.
- Chung, SH, Katsabanis, PD, 2000. Fragmentation prediction using improved engineering formulae. *Fragblast, Int J Blasting and Fragmentation* 4,3-4:198-207.
- Cunningham, CVB, 1983. The Kuz-Ram model for prediction of fragmentation from blasting, in: *Proc 1st Int Symp on Rock Fragmentation by Blasting*. Sweden: Luleå Univ of Techn, Sweden, pp. 439-453.
- Cunningham, CVB, 2005. The Kuz-Ram fragmentation model - 20 years on, in: *Proc 3rd Eur Fed of Expl Engrs (EFEE) World Conf on Expl and Blasting*, pp. 201-210.
- Hoek, E, Brown, ET, 1980. *Underground excavations in rock*, Institute of Mining and Metallurgy, London, pp 155-156.
- Holsapple, KA, Schmidt, RM, 1987. Point source solutions and coupling parameters in cratering mechanics, *J Geophys Res* 92(B7):6350-6376.

- Housen, KR, Holsapple, KA, 1990. On the fragmentation of asteroids and planetary satellites, *Icarus* 84:226–253.
- Jaeger, JC, Cook, NGW, 1969. *Fundamentals of rock mechanics*, Methuen, London, p 184.
- Koshelev, EA, Kuznetsov, VM, Sofronov, ST, Chernikov, AG, 1971. Statistics of the fragments forming with the destruction of solids by explosion, PMTF 2:87-100, English translation 1973: *J. Appl. Mech. Tech. Phys* 11, 2: 244-256.
- Kuznetsov, VM, 1973. The mean diameter of the fragments formed by blasting rock, *Fiziko-Technicheskie Problemy Razrabotki Poleznykh Iskopaemykh* 2:39-43, English translation: *Soviet Mining Science* 9:144-148.
- Napier-Munn, TJ, Morrell, S, Morrison, RD, Kojovic, T, 1996. *Mineral comminution circuits: Their operation and optimization*, JKMRRC, Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, Indorooipilly, QLD. ISBN 064628861X.
- Otterness, RE, Stagg MS, Rholl, SA, Smith, NS, 1991. Correlation of shot design parameters to fragmentation, *Proc. 7th Ann. Res. Symp. on Explosives and Blasting Techn*, pp. 179-190. ISEE, Solon OH.
- Ouchterlony, F, 2005. The Swebrec© Function: Linking Fragmentation by Blasting and Crushing, *Mining Technology - Trans Institution of Mining and Metallurgy Section A*: 114(1):29–44.
- Ouchterlony, F, 2009. Fragmentation Characterization; the Swebrec Function and Its Use in Blast Engineering, In: Sanchidrián, JA (ed.) *Proceedings 9th international symposium on rock fragmentation by blasting*, Boca Raton, FL: CRC Press, pp 3–22
- Ouchterlony, F, Sanchidrián, JA, 2017. The Fragmentation-energy Fan, a Universal Behavior of Blasted Rock?, *43rd Annual Conference on Explosives and Blasting Technique*, Orlando, USA, 29 January-1 February 2017, International Society of Explosives Engineers, pp. 281-294.
- Ouchterlony, F, Sanchidrián, JA, 2018a. The Fragmentation-Energy Fan Concept and the Swebrec Function in Modeling Drop Weight Testing, *Rock Mechanics and Rock Engineering* 51: 3129–3156.
- Ouchterlony, F, Sanchidrián, JA, 2018b. The fragmentation-energy fan concept applied to blasting and drop weight comminution of rock, *12th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting*, Luleå, Sweden, 11-13 June 2018, Luleå University of Technology, pp. 673-685.
- Ouchterlony, F, Sanchidrián, JA, 2019. A review of development of better prediction equations for blast fragmentation, *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering* 11: 1094-1109.
- Ouchterlony, F, Sanchidrián, JA, Moser, P, 2017. Percentile Fragment Size Predictions for Blasted Rock and the Fragmentation–Energy Fan, *Rock Mechanics and Rock Engineering* 50: 751-779.
- Sanchidrián, JA, 2015. Ranges of validity of some distribution functions for blast-fragmented rock, In: Spathis AT et al. (eds.), *Fragblast 11, Proc 11th Intl Symp on Rock Fragmentation by Blasting*. Carlton VIC: AusIMM, 2015:741-748.
- Sanchidrián, JA, Ouchterlony, F, 2017. A Distribution-Free Description of Fragmentation by Blasting Based on Dimensional Analysis, *Rock Mechanics and Rock Engineering* 50(4):781–806.
- Sanchidrián, JA, Ouchterlony, F, Moser, P, Segarra, P, López, L M, 2012. Performance of some distributions to describe rock fragmentation data. *Int J Rock Mechs and Min Sci* 53:18-31.
- Sanchidrián, JA, Ouchterlony, F, Segarra, P, Moser, P, 2014. Size distribution functions for rock fragments. *Int J Rock Mech and Min Sci* 71:381–394.
- Sanchidrián, JA, Segarra, P, López, LM, Ouchterlony, F, Moser, P, 2013. On the performance of truncated distributions to describe rock fragmentation. In: *Measurement and analysis of blast fragmentation*. London, UK: Taylor and Francis: 87-96.
- Shi, F, 2016. A review of the applications of the JK size-dependent breakage model Part 1: Ore and coal breakage characterization, *Int J Miner Process* 155:118–129.
- Shi, F, Kojovic, T, 2007. Validation of a model for impact breakage incorporating particle size effect, *Int J Miner Process* 82:156–163.
- Scholz, CH, 1990. *The mechanics of earthquakes and faulting*, Cambridge University Press, Cambridge, UK, pp 28–29.

Rock Mass Characterization through Drill Monitoring

P. Segarra, J.A. Sanchidrián

Universidad Politécnica de Madrid–ETSI Minas y Energía, Madrid, Spain.

J. Navarro, P. Couceiro

MAXAM, Madrid, Spain.

T. Seidl, P. Hartlieb

Montanuniversität Leoben, Leoben, Austria.

P. Schimek

VA Erzberg GmbH, Eisernes, Austria.

ABSTRACT: This paper describes a new methodology to provide an automatic assessment of the rock structure, strength, and waste/ore recognition from drilling data. Drilling parameters have been corrected and combined through Principal Component Analysis. As a result, two rock description indexes, namely Structural factor and Strength-Grade factor, are obtained and combined into an overall drilling model. The Structural factor classifies the rock mass condition into massive, fractured and heavily fractured based on video records of the inner wall of 207 blastholes. The categories of the Strength-Grade factor are defined from geology reports, assaying of drilling chips and 3D unmanned aerial vehicle (UAV) reconstructions of the post-blast bench face from 26 blasts (302 blastholes). From these data, four groups of rock are obtained, namely: soft-waste, hard-waste, transition zone and hard-ore. The transition zone is related to a range of difficult recognition between waste (limestone) and ore (siderite), while for the other three categories a high matching degree with the waste/ore classification from assay of drilling chips is obtained. Data from 627 additional blastholes (53 blasts) demonstrates the consistency of the Strength-Grade factor.

Keywords: *Measuring while drilling (MWD), Blasting, Rock classification, Rock structure, Grade control*

1 INTRODUCTION

Rock mass is a combination of materials with different mechanical properties intersected by discontinuities. The in-situ structural condition, like cavities or heavy fractured zones, modifies the strength of the intact rock and changes the response of the rock mass upon blasting. Rock density, uniaxial compressive strength, Young Modulus, orientation of discontinuities with respect to the free face of the blast and the spacing between them have been consistently employed to rate the blastability of the rock (Lilly 1986, 1992) and to predict the median size (Kuznetsov 1973, Cunningham 1987, 2005, Sanchidrián and Ouchterlony 2017). A detailed rock mass characterization, based upon the combination of both mechanical, structural and chemical properties, is thus one of the most important requirements to control the ore to be mined and improve blasting results by adapting the explosive energy distribution to the rock condition.

Since rock characteristics have an important influence on the response of the drilling rig (Navarro 2019), they can be assessed with high resolution using drilling monitoring technology (commonly known as Measurement While Drilling, MWD). Substantial research efforts aimed to correlate MWD technology with the geological/mechanical interpretation of the rock mass (Teale 1965, Scoble et al. 1989, Peck 1989, Liu and Karen 2001, Schunnesson et al. 2012, Leung and Scheduling 2015, Kahraman et al. 2016), on one side, and with the

structural condition (Schunnesson 1997, Peng et al. 2005, Tang 2006, Ghosh et al. 2018, Navarro et al. 2019, van Eldert et al. 2020), on the other. However, none of these works cover the combined analysis and representation of both mechanical and structural properties together. In addition, to the authors' knowledge, few of them have been validated in production environments.

This paper is a short version of a previous work of the authors (Navarro et al. 2021), in which the analysis and the results are described in detail. This work develops a new methodology for a sound rock characterization based on drilling parameters and accompanying data, like video records of the inner wall to assess the structural condition, assays of the drill cuttings to classify the rock as waste/ore and geology reports to identify the dominant lithologies and the rock strength. As a result, two new indexes are developed and combined into a single model. These are the Structural factor and the Strength-Grade factor. The first one classifies the structural condition of the rock from a linear combination of drilling parameters and of their variability, while the second represents a combination of the strength properties and waste/ore classification as function of four drilling parameters.

The analysis is applied to data from the Erzberg Mine, where data from 26 blasts (207 boreholes) are used to develop the model and assays from 53 additional blasts (647 boreholes) are considered to validate the Strength-Grade factor.

2 DATA OVERVIEW

The Erzberg mine is the largest open pit iron ore mine in middle Europe and the largest deposit of siderite in the world. It is located in the central-western part of Austria. The main iron mineral is a magnesium rich variety of siderite with an iron content between 20 and 42 %. The main waste material within the ore bearing formation are different types of limestone. The floor of the deposit is formed by a volcanic silicate rock and the overburden by a partly schisted sandstone. The lithologies considered in this study together with their strength and the ore/waste classification are given in Table 1.

Table 1. Rock characteristics

Lithology	<u>Siderite</u>	<u>Limestone</u>	<u>Schisted sandstone</u>
UCS (MPa)	125	125	40
Ore/waste	Ore	Waste	Waste

2.1 Drilling parameters

Two SmartROC D65 DTH fully mechanized drill rigs manufactured by Epiroc, identified as D1 and D2, are used in this study. Holes positioning is controlled by the operator, and drilling is done automatically using extension tubes of 6 m length and a bit diameter of 152 mm. The performance parameters of the rigs recorded while drilling are the following (acronyms and units for each parameter in brackets): feed pressure (FP, bar), percussive pressure (PP, bar), rotation pressure (RP, bar), penetration rate (PR, m/min), air pressure (AP, bar), hole depth (HD, m). A 4.16 revision control system was installed in the rigs and a sample interval of 0.05 m was set to monitor and log the information. This makes up to 460 sample points per monitored parameter considering an average blasthole length of 23 m.

2.2 Accompanying measurements

Table 2 describes the available drilling and accompanying data used in this work. Rock structure condition is investigated with a digital camera, composed by a front lens, led lights and an encoder, that is lowered along the blasthole. The in-borehole videos are analyzed to

identify eight structural conditions described in Figure 1; note that the weakness area (Fig. 1d) is generally a combination of several small/medium size discontinuities and/or small cavities, and that the heavily broken area (Fig. 1g) is a low competent zone that includes a combination of medium/large size discontinuities and/or medium/large cavities. To simplify the analysis three structural classes have been defined (these are outlined with a rectangle of different color in Fig. 1):

- Massive zone: It is composed by massive rock (Fig. 1a), small and/or isolated discontinuities and/or fractures filled with rock of similar properties (Fig. 1b).
- Fractured zone: It consists of changes in the lithology by intrusions of softer material (Fig. 1c), blocky zone composed by a weakness area (Fig. 1d), medium size discontinuities (Fig. 1e) and/or a small size cavity (Fig. 1f).
- Heavily-Fractured zone: It is a zone with heavily broken rock (Fig. 1g), large size discontinuities (Fig. 1h) and/or medium or large cavities (Fig. 1i).

Table 2. Data information

Data set	Blasts* (no.)	MWD	In-hole videos (no. holes)	Assays of drill chips	UAV (no. photos)	Geology reports (no. blasts)
Model	15(D1)/11(D2)	302	207	207	4599	26
Validation	36(D1)/17(D2)	647	-	647	-	53

*Drill rig id. is given in brackets.

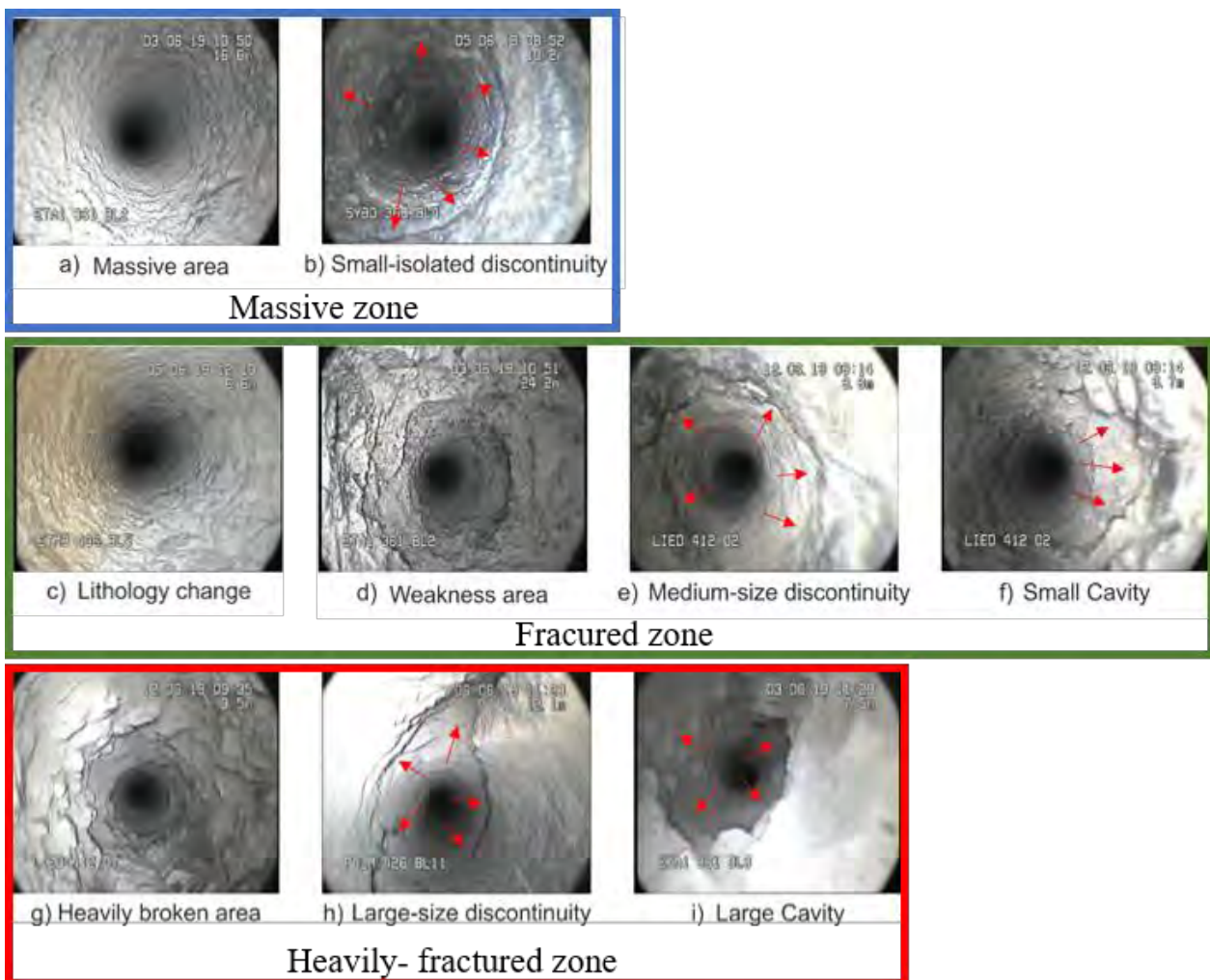


Figure 1. Structural conditions and classes (massive, fractured and heavily-fractured zones)

A DJI Matrice 200 drone was flight after removing the muckpile to survey the post-blast highwall face and built a 3D model. Since the post-blast face is closer to the blastholes, it is used together with the geology reports to map the dominant lithologies in each blast. Off-line assay was done to classify the rock as ore/waste depending whether the iron content is above or below 20%. For this, the drilling chips from each hole were automatically gathered and analyzed with X-ray fluorescence spectrometry to determine the iron content per hole, as well as other compounds, such as SiO₂, CaO or Al₂O₃ among others.

3 PROCESSING OF DRILLING PARAMETERS

One general problem with drilling data is that the logged response of the drill rig is additionally affected by the drill rig control system, the calibration of the monitoring sensors, the hole length and/or the drill rig performance (Schunnesson 1998). Since these factors mask the influence of the rock mass conditions in the response of the drill rig, it is necessary to process the drilling data as follows.

3.1 Filtering of unrealistic values

The empirical probability distribution of each MWD parameter is built from the complete data set values (26 blasts, comprising 302 blastholes sampled every 5 cm). Values within the 99% confidence interval are retained for the analysis (Navarro et al. 2018, 2019).

3.2 Removal of systematic peaks related to rod addition

When the drill reaches the end of the feeder, a new rod must be added to continue the drilling. During this procedure, percussion, feed of the driving fluid and rotation are shut down, the drill rod is pulled back and a new rod is added to the end of the last one (Navarro et al. 2019). The logging system starts recording again when the bit exceeds the last length measured. This generates systematic drops at every 6 m (see the peaks in Fig. 2a, left). Since they do not reflect any information of the rock conditions, they are filtered out in a post analysis (see Fig. 2a, right); note that the peak at about 3 m is not removed, since it does not correspond to rod additions, but to a possible rock disturbance.

3.3 Correction of the hole depth influence

The systematic effect caused by the hole depth can be recognized and removed by averaging, for a large amount of data, the logged response (Schunnesson 1998, Hjelme 2010, Ghosh et al. 2018, Navarro et al. 2018, 2019). To analyze this, the average signals of penetration rate (Av.PR), percussive pressure (Av.PP), feed pressure (Av.FP) and rotation pressure (Av.RP) are shown for each drill rig in Figure 2b. Different ranges and trends between each drill rig are apparent for all four parameters; this may be caused by differences in the calibration or set-up of the rig sensors involved. The hole depth does not affect to the penetration rate (Av.PR), percussive pressure (Av.PP) and feed pressure (Av.FP) in both rigs. This is not the case of rotation pressure from each rig (Av.RP) that increase with hole depth (HD). There are significant jumps in Av.RP signal after adding a new rod at 6, 12, 18 and 24 m (see dashed lines, bottom right graph, Fig. 2b) due to energy loses in the couplings after installing a new rod or by the additional difficulty to rotate the rod as the weight increases down the hole. The correction of the hole length influence on the rotation pressure is done for each drill rig separately. Details on the procedure followed to obtain RP_{Norm} can be found in Navarro et al. (2021).

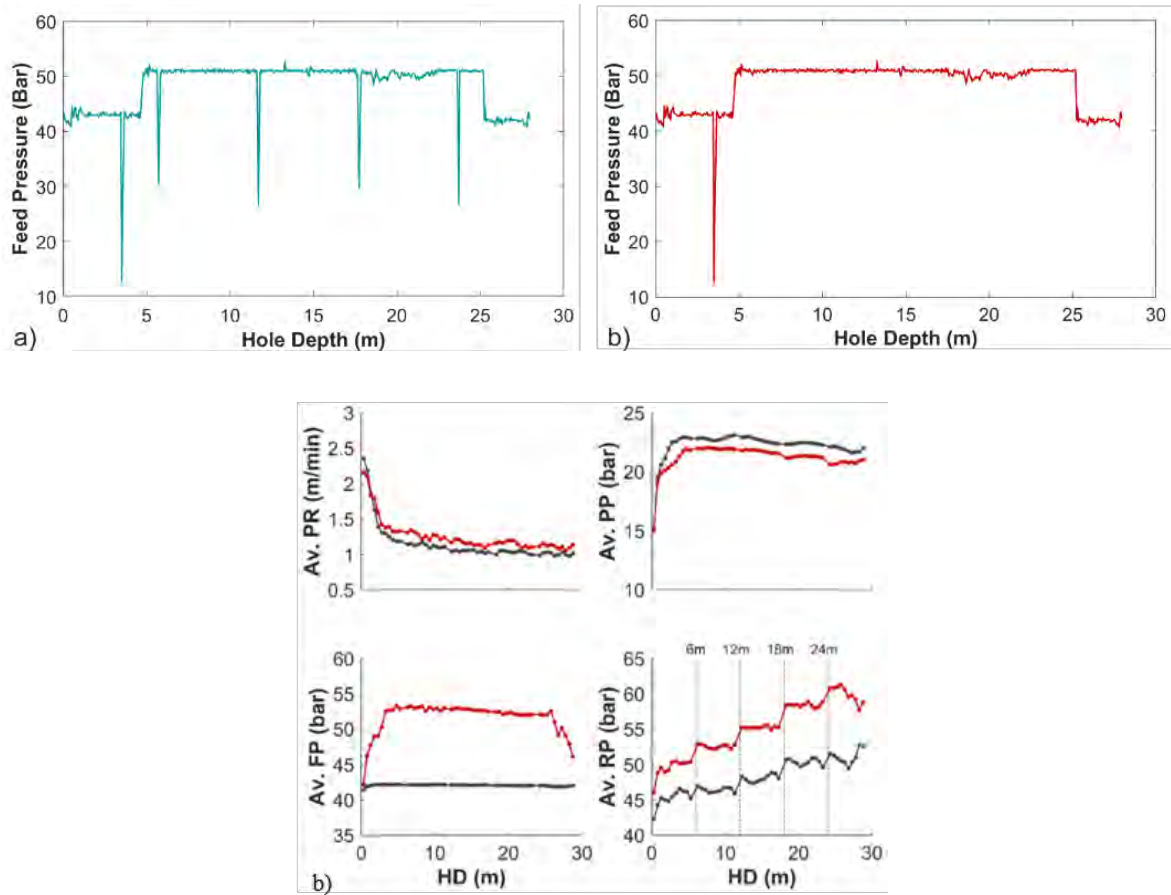


Figure 2. a) Filtering of systematic peaks due to the addition of rods: Raw (left) and filtered (right) signals. b) Average signals of PR, PP, FP and RP versus hole depth (DP) for drill rigs D1 (black curves) and D2 (red curves).

4 STRUCTURAL MODEL

Principal Component Analysis (PCA) has been used to find a combination between drilling parameters that responds to changes in the structural condition of the rock mass. The parameters considered are the feed pressure (FP), normalized rotation pressure (RP_{Norm}), penetration rate (PR) and percussive pressure (PP). The last two parameters respond with significant fluctuations when drilling through a fractured zone (Schunnesson 1998), so their variability plus a combined “fracturing” or discontinuity index (DI) are also contemplated. This index has been modified from Ghosh et al. (2018) and Navarro et al. (2018):

$$DI_i = \sqrt{\frac{1}{2} \left(\frac{PR_{var,i} - \overline{PR_{var}}}{std(PR_{var})} \right)^2 + \frac{1}{2} \left(\frac{RP_{var,i} - \overline{RP_{var}}}{std(RP_{var})} \right)^2}, \text{ with } i = 1, 2, \dots, L \quad (1)$$

where $PR_{var,i}$ is the penetration rate variability and $RP_{var,i}$ the rotation pressure variability at each i sample. For a drilling parameter x , they are calculated as $\sum_i^{i+N} |\bar{x} - x_i|$, being \bar{x} the average of the x values in the sliding window defined between i and $i+N$ samples (Navarro et al. 2019). L is the number of sample points of PR_{var} and RP_{var} signals; and $\overline{x_{var}}$ and $std(x_{var})$, are the mean and standard deviation of the parameter x , respectively

The influence of each parameter (or loading plot) in the first and second principal components (PC1 and PC2, respectively) is shown in Figure 3; these two components explain 44.5 and 55.5 % of the total variance, respectively.

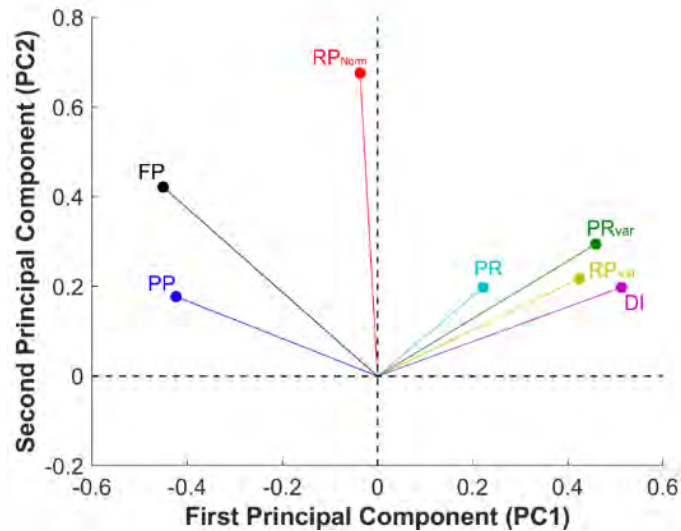


Figure 3. Loading plot for the Structural factor.

The first component is dominated by the fracturing parameters (PR_{var} , RP_{var} , and DI) to the right and the percussive pressure (PP) and feed pressure (FP) to the left, showing a negative correlation between them. These results are consistent with the physical response of the rig to discontinuities, fractures or open fissures on drilling data (Schunnesson 1998, Peng et al. 2005, Ghosh et al. 2018, Navarro et al. 2018). On the other side, all the parameters of the second component are positively correlated, and no influence of the rock mass structure can be found. Therefore, values from the first principal component have been compared with the rock structural zones identified in the in-borehole videos (see Fig. 1). The resulting probability distribution functions of PC1 for each structural class are considered to define the range of PC1 values for each structural zone (see Fig.4).

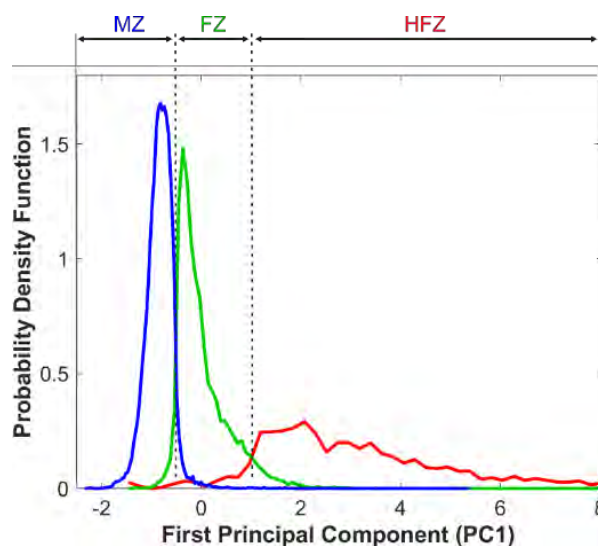


Figure 4. Ranges of Structural factor (PC1 in Fig. 3) for each structural class (MZ is massive zone, FZ fractured zone and HFZ is heavily fractured zone).

Figure 5 represents the Structural factor for a specific borehole; PC1 is colored according to the structural classes identified. Images of the different structures identified in the borehole wall are shown, for comparison, at the corresponding depths. It is apparent that this factor

accurately identifies the different structural classes, but there are many small intervals of different rock conditions that complicates subsequent decisions, like adapting the explosive energy distribution to the rock condition (Navarro et al. 2019). To solve this, a Structural Block model is built dividing the Structural factor from each borehole in zones based on abrupt changes of the mean values, so the total squared error attains a minimum; see Navarro et al. (2021) for further details. Figure 5 also shows the resulting Structural Block model; vertical black dashed lines indicate the edges of the sections and thick horizontal lines colored as function of the rock conditions represent the average values within these sections. The analysis of the Structural Block model is simpler now.

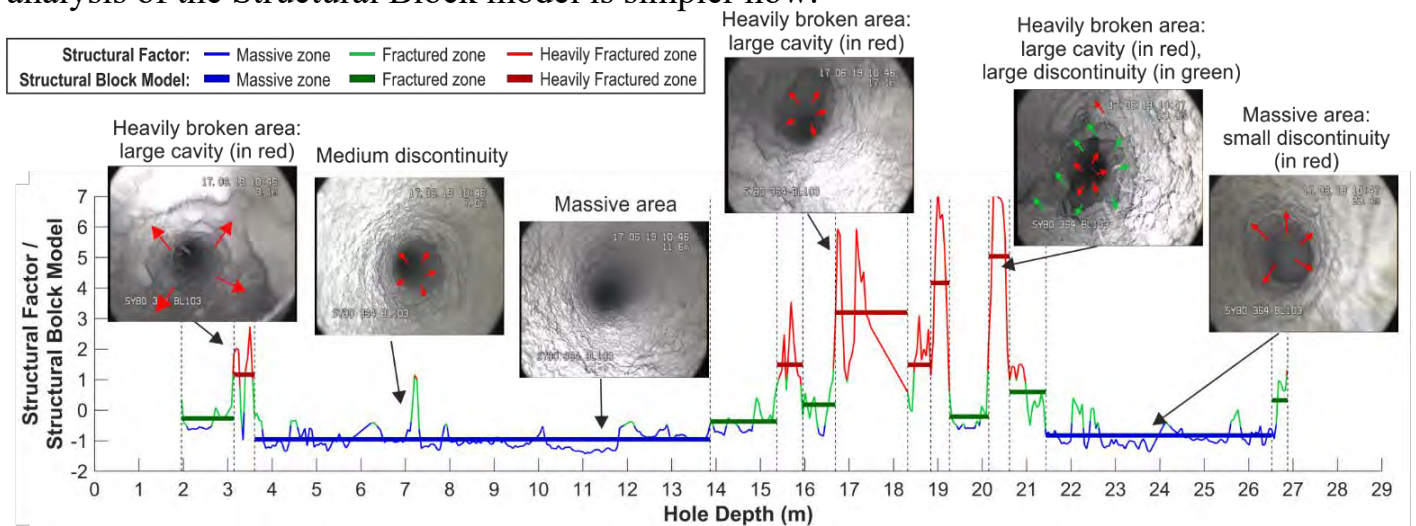


Figure 5. Structural factor and block model from drilling data of hole 3 (row 1) in blast B14.

5 STRENGTH-GRADE FACTOR

This section aims to identify strength properties in the rock from drilling data and to associate them with the predominant lithologies and the ore/waste recognition (per hole). To address this, another PCA has been carried out on PR, RP_{Norm} , PP and FP. The resulting loading plot for the first and second components, which explains 94 % of the total variation among all parameters, is shown in Figure 6 (left graph).

The first component (PC1) is highly dominated by the penetration rate (PR) on the positive side. This parameter is commonly used for hardness properties recognition (Schunnesson 1998), so its high influence is reasonable. Percussive pressure (PP) and feed pressure (FP) parameters dominate on the negative side, showing a negative correlation with the penetration rate. Since the first component covers nearly 90 % of the total variation, it can be said that it carries most of the drill system's response to the geo-mechanical properties of the rock mass; thus, the following analysis is based on it.

The purpose here is to find dominant zones in PC1 that may reflect strength trends in the rock mass independently of the local structural conditions. To achieve this, the blastholes are divided in zones characterized by relatively constant mean values of the first principal component similarly as was done with Block Structural model (see Fig. 6, right graphs).

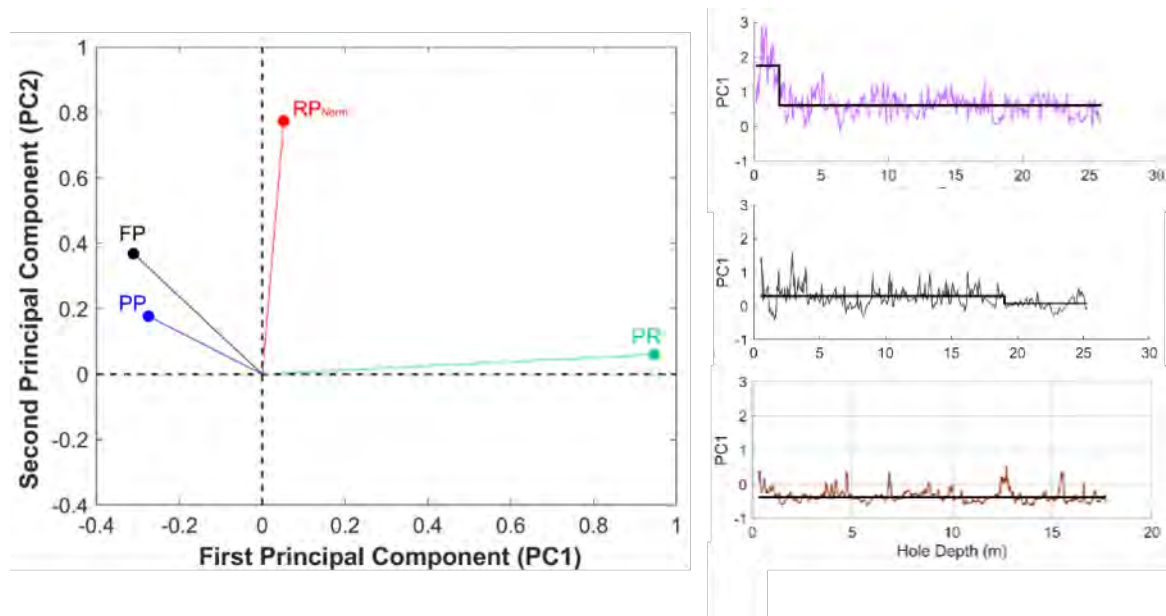


Figure 6. Loading plot for the Strength-Grade factor (left) and main zones of the first principal component (PC1) for boreholes drilled in schisted sandstone (right top), limestone (right center), and siderite (right bottom).

5.1 Definition and application of the Strength-Grade factor

To define the rock categories that can be derived from PC1, Figure 7a shows the mean value of the longest section of PC1 (Fig. 6, left) for each hole versus the iron content from the chemical analysis; markers are colored according to the lithology of the blast (as from geology reports) and data from rigs D1 and D2 are differentiated as dots and diamonds, respectively. In general, values from both rigs are grouped together and follow the same trend, which indicate the consistency of the methodology used to standardize data from different drill rigs. Figure 7a also shows the histograms of the first component (Fig. 6, left) for holes drilled in waste or ore (the number of data in each class are indicated in the right axis).

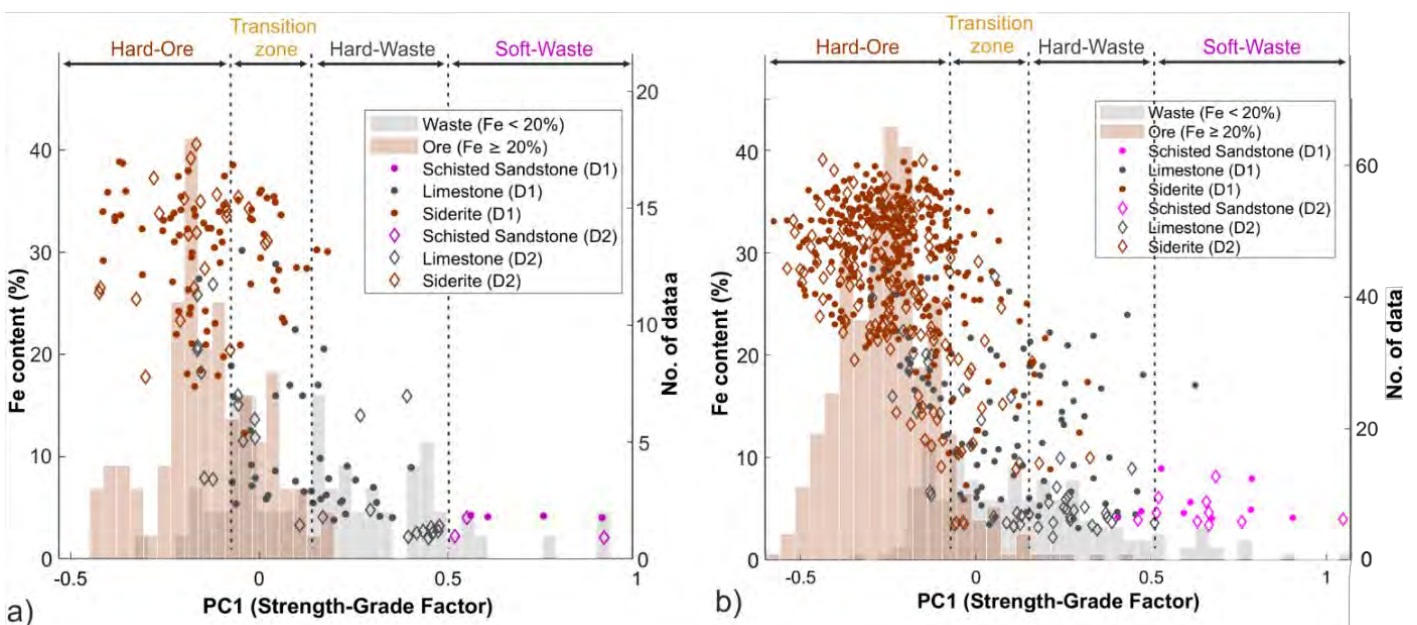


Figure 7. Correlation study between the Strength-Grade factor and the iron content-lithology type assigned to each hole from accompanying measurements: a) Data used to define the model. b) Data used for validation.

Intermediate and high values of the first component correspond to areas of limestone (gray markers, Fig. 7a) and schisted sandstone (magenta markers, Fig. 7a), respectively. This range of PC1 values correspond in general to waste, according to the assay results. PC1 discriminates well between limestone and schisted sandstone due to the higher strength of the limestone (see Tab. 1). Such result can be explained as follows; the penetration rate (PR) dominates the positive side of the first component (see Fig. 6, left), and since this is commonly used for hardness properties, the softer the rock the higher its value.

On the other hand, blasts carried out in areas of siderite rock type (brown markers), have an iron content generally equal to or higher than 20%, and they are associated to low PC1 values. Although limestone and siderite have the same UCS (see Tab. 1), PC1 can detect in most of the cases the two rock types; for this reason, we have called PC1 a ‘Strength-Grade’ factor. This does not occur, however, in the overlapping range of the waste and ore histograms (Fig. 7a), where drilling responds similarly to limestone and siderite.

From these results, four Strength-Grade categories of rock have been defined; these are indicated in Figure 7a by vertical dashed lines. Soft and hard waste correspond in general to schisted sandstone and waste areas of limestones, respectively. The transition zone is related to a range of difficult recognition between limestone (waste) and siderite (ore), while hard-ore is associated to areas of siderite. The performance of this classification is evaluated from the success in classifying ore and waste boreholes from assay in each category. Table 3 shows that the percentage of false positives (ore boreholes wrongly allocated to the soft-waste and hard-waste) and false negative (waste boreholes incorrectly classified as hard-ore) is limited, in the range 0–13 %.

Table 3. Percentage of holes identified as ore/waste from assay results

	Calibration data set		Validation data set	
	Waste	Ore	Waste	Ore
Soft-waste	100	0	100	0
Hard-waste	90	10	91	9
Transition zone	39	61	67	33
Hard-ore	13	87	10	90

The Strength-Grade factor from the dataset used to define the model has been applied to map the mine (see Fig. 8). The model identifies areas of hard-ore and some transition zones in the center of the deposit (marked with two dark green dashed lines), indicating potential areas of ore material in this zone. To the left side of the graph, areas of soft-waste, hard-waste and transition zones appear, representing potential intrusions of limestone and schisted sandstone rock types in the deposit. In general, the categories identified by the Strength-Grade factor are in line with the different lithologies observed in the 3D reconstructions.

5.2 Validation of the Strength-Grade factor

The validation of the Strength-Grade factor has been carried out from 53 additional blasts (627 blastholes) in which assaying of drill chips was available (see Tab. 2). Results from this data set are plotted in Figure 7b. The relation between iron content and the values of PC1 is similar to that in Figure 7a for the calibration data set. Table 3 also shows for each category, the percentage of boreholes classified as ore or waste from chemical analysis. The performance of the Strength-Grade factor is consistent with previous results. There is a good ore/waste prediction in three categories (hard-ore, hard-waste, and soft-waste), while in the transition zone it is still not possible to differentiate waste from ore.

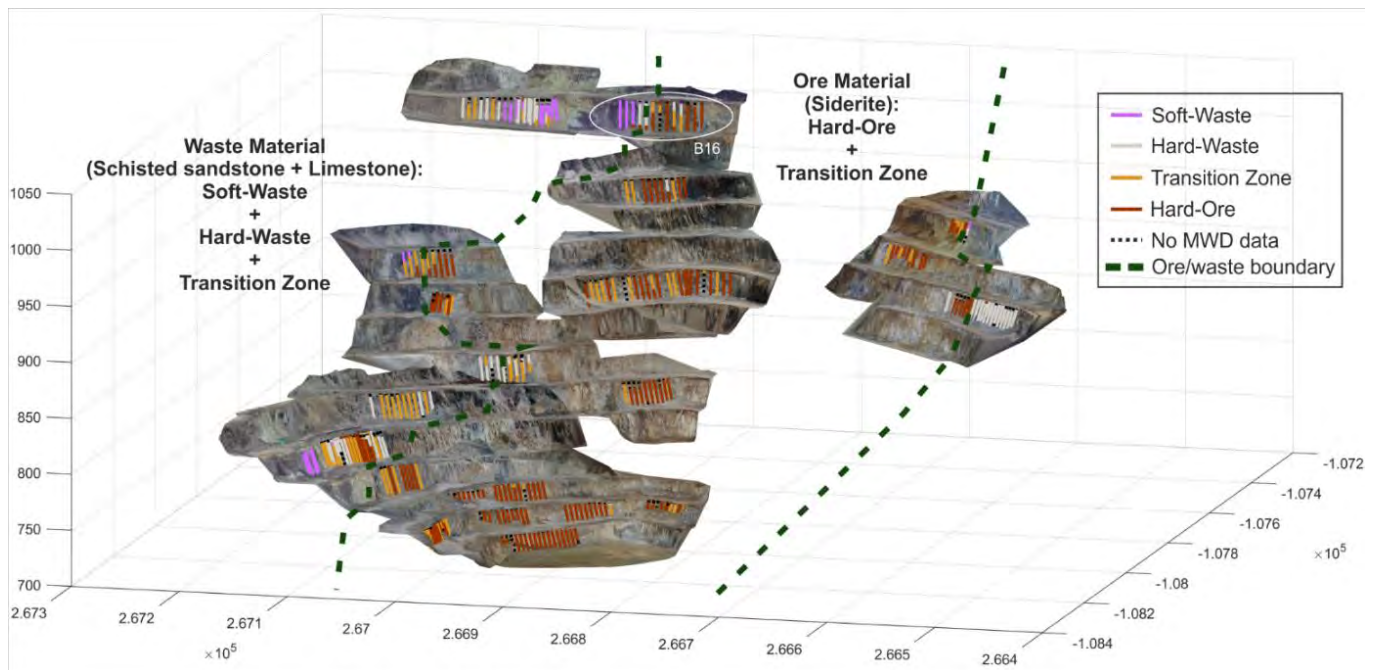


Figure 8. Application of the Strength-Grade factor to 26 blasts.

6 X-ROCK DRILLING MODEL

The Structural Block model has been combined with the Strength-Grade factor in an overall rock factor, exclusively obtained from drill monitoring data. This factor has been named by the authors as X-Rock model. It provides an assessment of the structural condition, strength properties and waste/ore identification of the rock blasted from twelve different X-Rock categories (three Structural classes and four Strength-Grade categories).

Figure 9 shows an example of rock mass classification from drilling data in a complex block (B16 marked with a white oval in Fig. 8) with three lithologies (as from the 3D reconstruction of the post-blast bench face). The Structural Block model (left-upper graph) shows an area of heavily broken material in the first 5–7 m for all the holes (top white line), identified by the model as fractured and heavily fractured categories. There are also two small fractures in the schisted sandstone and the limestone (lower white lines on the left) that are associated to fractured category. The siderite side (left part) is more massive, with small discontinuities (dashed white lines).

The Strength-Grade factor (right-upper graph) associates the schisted sandstone area with soft-waste category (first three blastholes, from left to right). The limestone area is assigned to the hard-waste category (next two blastholes). The siderite area is classified as hard-ore and transition zone. The ore/waste prediction is in line with assays (right-bottom graph, Fig. 9); the transition zone is related to ore. The characteristics identified by the two previous indexes are combined in the the X-Rock model (left-bottom graph, Fig. 9).

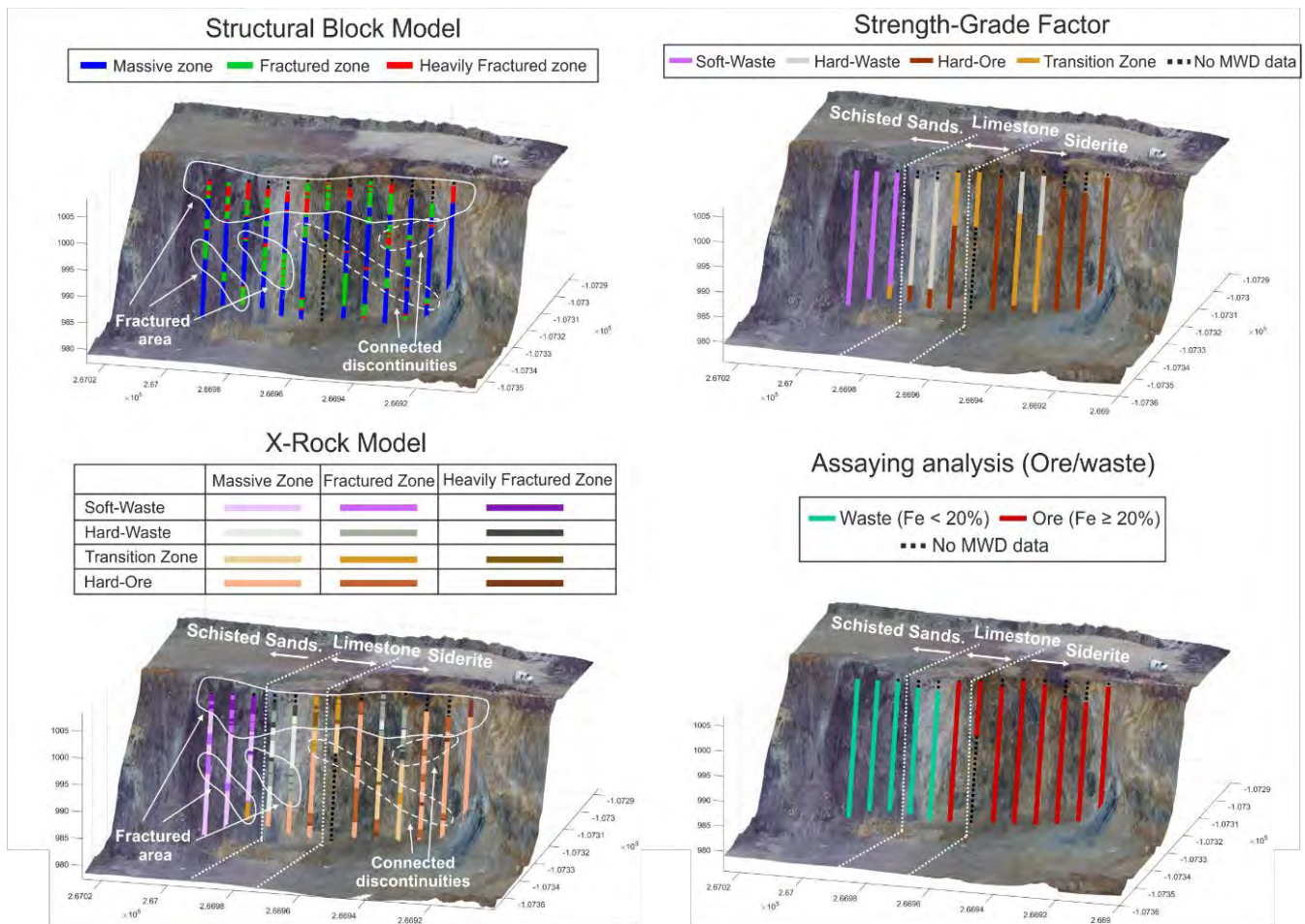


Figure 9. Representation of the Structural Block model (left-upper graph), Strength-Grade factor (right-upper graph), X-Rock model (left-bottom graph) and assaying analysis (right-bottom graph) for production blast B16.

7 CONCLUSIONS

Two rock description indexes are derived directly from the response of the drilling rig to changes in the rock mass: one classifies the structural condition of the rock, and the other assesses the strength properties and the iron content of the rock (ore/waste recognition). In order to use drilling parameters, corrections are carried out to minimize external influences other than the rock mass. These comprise: (i) filtering unrealistic values, (ii) removing systematic peaks due to the addition of a new rod, and (iii) correction of the hole depth influence.

The corrected drilling data have been combined using principal components analysis in two indexes. The first one is a Structural factor that classifies the rock mass in three classes (massive, fractured and heavily fractured) considering the variability of drilling parameters. Video records of the inner wall of 207 blastholes have been used to calibrate this factor. A Structural Block model has been developed as an improvement of this factor to simplify the automatic recognition of structural rock trends.

The second index is a Strength-Grade factor, based on the combination of four drilling parameters. It ranks the rock into four categories (soft-waste, hard-waste, transition zone and hard-ore) based on the analysis of the rock type description, UCS from geology reports, assays of drilling chips (ore/waste identification) and 3D UAV reconstructions of the post-blast bench face; data from 302 blastholes in 26 blasts have been considered. The validation of the Strength-Grade factor from drilling data and assays of the drilling chips for additional

53 blasts (647 blastholes) supports the robustness of the model. Most of the categories (soft and hard waste and hard ore) show a high matching degree with the waste/ore recognition from the assay of drilling chips, and only one rock class (transition zone), cannot differentiate between ore (siderite) and waste (limestone).

Finally, the Structural Block model has been combined with the Strength-Grade factor to create the X-Rock model, an overall rock factor exclusively obtained from drill monitoring data, to assess the structural condition, strength properties and waste/ore identification of the rock. Assessments for different conditions would require a re-calibration of the model for the new site and drill rigs, following the methodology described.

A detailed rock mass characterization per hole in an overall Rock Factor exclusively obtained from drilling data, provides an early information of the rock to be mined, both in terms of strength and jointing, and in terms of ore grade. This information is helpful to improve blasts design, hence better controlling blast results (e.g. rock fragmentation and wall stability), by adapting blast design parameters to the rock condition. In addition, the potential ore/waste identification from MWD data may help to an early and fast ore/waste rock classification, helping to prevent ore waste and dilution from blasting. The amount of assaying required may also be reduced resulting in cost savings.

ACKNOWLEDGEMENTS

This work has been conducted within project “SLIM” funded by the European Union’s Horizon 2020 research and innovation program under grant agreement no. 730294. The authors would like to acknowledge VA Erzberg GmbH for their valuable input into the project.

REFERENCES

- Cunningham, C.V.B., 1987. Fragmentation estimations and the Kuz-Ram model-four years on, *Proceedings of the 2nd International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting*, pp. 475-487.
- Cunningham, C.V.B., 2005. The Kuz-Ram fragmentation model-20 years on, *Proceedings of the European Federation of Explosives Engineers, Brighton*, pp. 201-210.
- Ghosh, R., Gustafson, A., Schunnesson, H., 2018. Development of a geo-mechanical model for chargeability assessment of borehole using drill monitoring technique, *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, vol. 109, pp. 9-18.
- Hjelme, J.G., 2010. *Drill parameter analysis in the Loren tunnel*, M.Sc. thesis in Geosciences, University of Oslo, Department of Geosciences.
- Kahraman, S., Rostami, J., Naeimipour, A., 2016. Review of Ground Characterization by Using Instrumented Drills for Underground Mining and Construction, *Rock Mechanics and Rock Engineering*, vol. 49, no. 2, pp. 585-602.
- Kuznetsov, V.M., 1973. The mean diameter of the fragments formed by blasting rock, *Soviet Mining*, vol. 9, no.2, pp. 144-148.
- Leung, R., Scheduling, S., 2015. Automated coal seam detection using a modulated specific energy measure in a monitor-while-drilling context, *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, vol. 75, pp. 196-209.
- Lilly, P.A., 1986. An empirical method of assessing rock mass blastability, *Proceedings of the Large Open Pit Mining Conference*, pp. 89-93.
- Lilly, P.A., 1992. The use of the blastability index in the design of blasts for open pit mines, *Proceedings of the Western Australian Conference on Mining Geomechanics*, pp. 8-9.
- Liu, H., Karen, Y.K., 2001. Analysis and interpretation of monitored rotary blasthole drill data, *International Journal of Mining Reclamation Environment*, vol. 15, pp. 177-203.
- Navarro, J., 2019. *The use of measure while drilling for rock mass characterization and damage assessment in blasting*, Ph.D. Thesis, Dept. of. Geological and Mining Engineering. Universidad Politécnica de Madrid.

- Navarro, J., Sanchidrián, J.A., Segarra, P., Castedo, R., Costamagna, E., López, L.M., 2018. Detection of potential zones in tunnel blasting from MWD data, *Tunneling and Underground Space Technology*, vol. 82, pp. 504-516.
- Navarro, J., Schunnesson, H., Ghosh, R., Segarra, P., Johansson, D., Sanchidrián, J.A., 2019. Application of drill-monitoring for chargeability assessment in sublevel caving, *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, vol. 119, pp. 180-192.
- Navarro, J., Seidl, T., Hartlieb, P., Sanchidrián, J.A., Segarra P., Couceiro, P., Schimek, P., Godoy, C., 2021. Blastability and Ore Grade Assessment from Drill Monitoring for Open Pit Applications, *Rock Mechanics and Rock Engineering*, vol. 54, pp. 3209-3228.
- Peck, J., 1989. *Performance monitoring of rotary blast hole drills*, Ph.D. Thesis, McGill University.
- Peng, S.S., Tang, D., Sasaoka, T., Luo, Y., Finfinger, G., Wilson, G., 2005. A method for quantitative void/fracture detection and estimation of rock strength for underground mine roof, *Proceedings of the 24th International Conference on Ground Control in Mining*, pp. 187-195.
- Sanchidrián, J.A., Ouchterlony, F., 2017. A distribution-free description of fragmentation by blasting based on dimensional analysis, *Rock Mechanics and Rock Engineering*, vol. 50, no. 4, pp. 781-806.
- Schunnesson, H., 1997. Drill process monitoring in percussive drilling for location of structural features, lithological boundaries and rock properties, and for drill productivity evaluation, Ph.D. thesis, Dept. of Environmental Planning and Design Division of Applied Geology, Luleå University of technology.
- Schunnesson, H. 1998. Rock characterization using percussive drilling, *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, vol. 35, pp. 711-725.
- Schunnesson, H., Pouloupoulos, V., Bastis, K., Pettersen, N., Shetty, A., 2012. Application of computerized drill jumbos at the Chenani-Nashri tunnelling site in Jammu-Kashmir, India, *Proceedings of the 21st International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection*, pp. 729-751.
- Scoble, M.J., Peck, J., Hendricks, C., 1989. Correlation between rotary drill performance parameters and borehole geophysical logging, *Journal of Mining Science Technology*, vol. 8, no.3, pp. 301-312.
- Tang, X., 2006. Development of real time roof geology detection system using drilling parameters during roof bolting operation, *Ph.D. Thesis*, Department of Mining Engineering, University of West Virginia.
- Teale, R., 1965. The concept of specific energy in rock drilling, *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, vol. 2, pp. 57-73.
- van Eldert, J., Schunnesson, H., Johansson, D., Saiang, D., 2020. Application of Measurement While Drilling Technology to Predict Rock Mass Quality and Rock Support for Tunneling, *Rock Mechanics and Rock Engineering*, vol. 53, pp. 1349-1358.

Fragmentation Due To Impact and Explosives-Generated Shock Wave in A Granitic Rock

R. Raghavaraju¹, B. Mohanty^{1,2*}

¹Lassonde Institute of Mining, University of Toronto, Toronto, Canada

²Indian Institute of Technology, Kharagpur, West Bengal, India

* Corresponding author, email: bibhu.mohanty@utoronto.ca

ABSTRACT Shock-induced fragmentation of a granitic rock due to calibrated impact loads and explosives action in a borehole has been investigated under laboratory conditions. Split-Hopkinson pressure bar (SHPB) apparatus was used with dynamic compressive loads. The experiments were conducted with variable loading rate and incident energy, by varying the impact velocity of the striker bar from 14 m/s to 23.5 m/s. The resulting fragments from the impact tests were collected by encasing the sample within a thin plastic container with diameter considerably larger than the sample diameter. The recovery of the fragments after the tests was greater than 98% of the initial sample weight. The fragment size distribution was analyzed for a range of impact velocities. Similar studies were conducted in single boreholes with detonating cord of selected strengths (5.3 g/m to 31.8 g/m) and borehole coupling conditions in the same granitic rock in cylindrical samples of 145 mm diameter and height. The resulting fragment size distribution from the impact tests and single-hole blasting tests was determined using sieve analysis with sieve size ranging from 1 mm to 90 mm. Comparison of fragment size distribution showed a better fit with Swebrec function than Rosin-Rammler function.

Keywords: Variable impact velocity, Explosives, Shock pressure transmission, Borehole coupling conditions, Blast fragmentation

1 INTRODUCTION

Understanding and optimizing fracture and fragmentation behaviour are central to all mining and excavation operations. Considerable progress has been made during the last decades in our understanding of the energetics of commercial explosives, blast design, and development of predictive tools to achieve desired results. However, the link between fragmentation results from a blast and the downstream processes such as crushing and grinding is still being largely ignored. The latter operations actually constitute a major part of the mining cost, whereas the actual cost of blasting operations constitutes only a small fraction of the total cost. The advent of advanced numerical modeling techniques has increased our capability to predict blast results in terms of desired degree of fragmentation. However, validation of these theoretical predictions through actual experimentation is sorely lacking. In addition, fragmentation from blasting operation has considerable influence on other processes such as loading, hauling and therefore on the overall productivity of the mine. Therefore, it is important to understand the fragmentation behavior of the target rock mass. ‘crushability’ and ‘grindability’ index of the rock, which defines the ease of breaking the rock is determined through impact tests such as drop-weight test (Napier-Munn et al. 1996), bond work index (Bond 1952) and Impact pendulum test (Narayanan and Whittle, 1988). In drop-weight tests, a drop weight is allowed to

fall freely under gravity to impact the target rock. In the impact pendulum test, a rock fragment is placed between two pendulum hammers, which are then raised to a certain angle and released to impact the samples. In both the tests, energy input from the impactor is related to the final fragments after the tests. The energy input to the fragment is varied by changing the impact height or the angle. The present study is aimed at filling some of these gaps, but restricted to the first phase of the fragmentation process in rock, i.e. due to the shock phase. In this study, a more controlled test was conducted with the help of Split-Hopkinson Pressure Bar (SHPB) tests. In this experimental set-up, both input energy as well as the energy absorbed by the samples is determined from the strain gauges mounted on the incident and transmitting bar. A more detailed explanation of the Split-Hopkinson Pressure bar set-up is discussed in the following section.

2 EXPERIMENTAL PROCEDURE

2.1 Split-Hopkinson Bar Setup

Split-Hopkinson pressure bar technique to measure the dynamic strength of the material was introduced by Kolsky (1949) and has been widely used to study the strain-rate dependency of materials. It was later introduced to test ceramic and rock materials. Conventional Split-Hopkinson Pressure Bar consists of an incident bar, transmitting bar and a striker bar as shown in Figure 1.

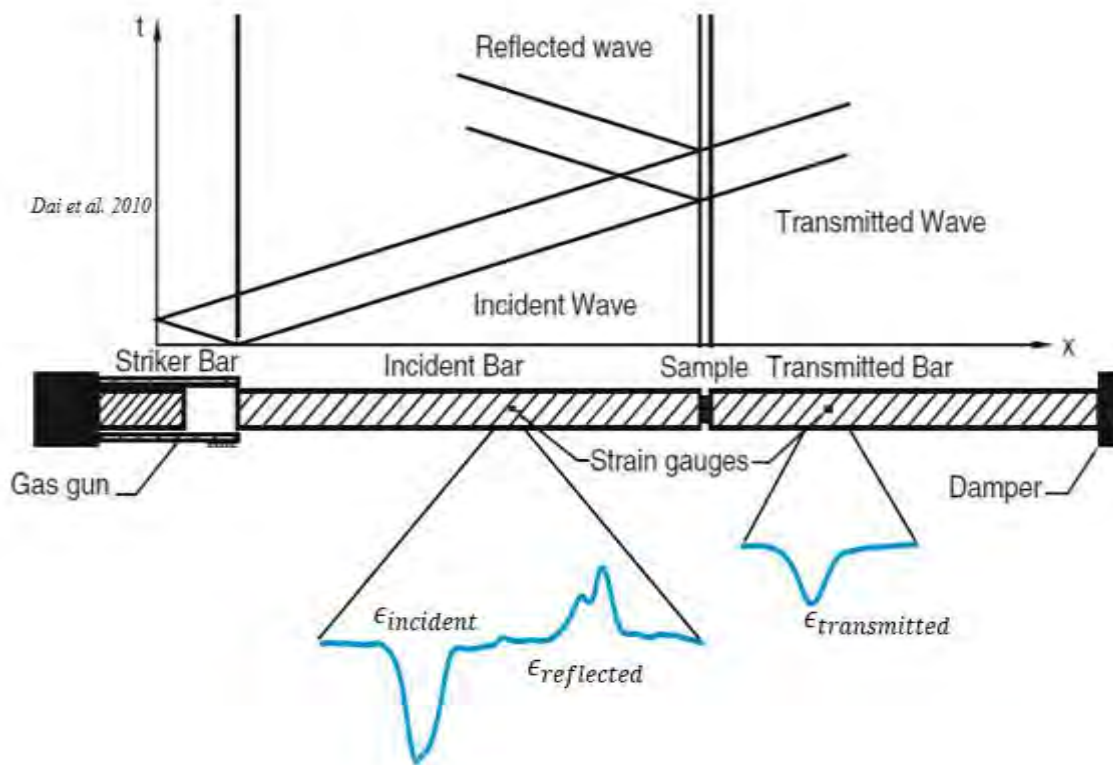


Figure 1. Schematic of the Split-Hopkinson Bar set-up (after Dai et al. 2010)

The cylindrical specimen is sandwiched between the incident and transmitted bars and the striker bar is launched onto the incident bar by a gas gun to impact the incident bar at a certain velocity. This impact generates an elastic wave to propagate along the length of the incident bar (Fig.1). Strain gauges are mounted on the incident, and transmitted bar to obtain incident, reflected and transmitted strain pulse from which the stress-strain curve can be obtained. From the one-dimensional wave theory, the force on the either end of the cylindrical sample is given by the Equations 1 to 3:

$$P_1 = A.E. (\epsilon_i(t) + \epsilon_r(t)) \quad (1)$$

$$P_2 = A.E. (\epsilon_t(t)) \quad (2)$$

$$\text{Stress } (\sigma) = \frac{P_1+P_2}{2A_s} \quad (3)$$

where, P_1 and P_2 are forces on the either ends of the specimen, A is the cross-sectional area of the bar, A_s is the area of the specimen, E is the Elastic modulus of the bar, $\epsilon_i, \epsilon_r, \epsilon_t$ are the incident, reflected and transmitted strain pulse in the bars.

The strain rate in the specimen is calculated based on the relative velocity of the either ends of the specimen per unit length of the specimen and is given by the Equation 4 and 5. The strain rate is integrated over time to calculate the strain at an instance 't'.

$$\epsilon(t) = \frac{c}{l} (\epsilon_i(t) - \epsilon_r(t) - \epsilon_t(t)) \quad (4)$$

$$\epsilon(t) = \int_0^t \dot{\epsilon}(\tau). d\tau \quad (5)$$

where, $\dot{\epsilon}(t)$ is the strain rate in the sample with time 't', c is the rod wave velocity, and $\epsilon(t)$ the strain in the sample at time 't'.

Intact granitic rocks are brittle material with small failure strain. A rapid loading rate on the sampled under applied dynamic loading will lead to non- uniform failure of the sample. Stress equilibrium is one of the prerequisites for validity of the strength tests using SHPB. Ravichandran and Subash (1994) through numerical analysis concluded that the incident pulse should traverse at least 4 times in the sample for the stress equilibrium condition to be valid. A direct impact of the striker on incident bar results in a trapezoidal pulse with a sharp rise time. This results in oscillations in the strain pulse of the incident wave due to the frequency dependent wave velocity of the elastic wave in the incident bar. This phenomenon hinders with the stress equilibrium on either side of the pulse. Frew et al. 2001 suggested using a thin copper disc for smoother rise time of the incident pulse to minimize the dispersion and inertial effects in the sample. This technique was later adapted by other researchers (Ranjan 2007, Dai et al. 2010) to determine the dynamic compressive strength of the selected rock.

In this study, impact tests were conducted on the fine-grained Laurentian granite samples of ~25 mm diameter which is placed between the incident and transmitting bars of same diameter. Laurentian granite is a fine grained granitic rock with grain size ranging from 0.2 to 2 mm (Nasseri and Mohanty, 2008). The sample is enclosed in a thin plastic container of considerably large diameter to contain the fragments after the impact and still not alter the experimental conditions. A thin copper disc of 0.8 mm thickness and 5mm diameter was placed at the impact end of the incident to control the strain rate and ensure stress equilibrium. Both ends of the specimen-bar interface were lubricated with vacuum grease to reduce the lateral inertial effects (Dai et al. 2010), due to friction between the sample and bars. A typical recording of the incident, transmitted, and the reflected pulse is shown in Figure 2.

The calculated stress-strain curve from the recorded pulse (Fig. 2) is shown in Figure 3 for the granite sample at an impact velocity of 14.3 m/s. The impact velocity of the striker bar is calculated based on the peak strain of the incident pulse and is given by $v = C. \text{Max}(\epsilon_i(t))$, where 'c' is the compressive wave velocity of the steel bars. The dynamic Young's modulus (E) of the specimen is obtained from the linear portion of the stress strain curve (Fig. 3).

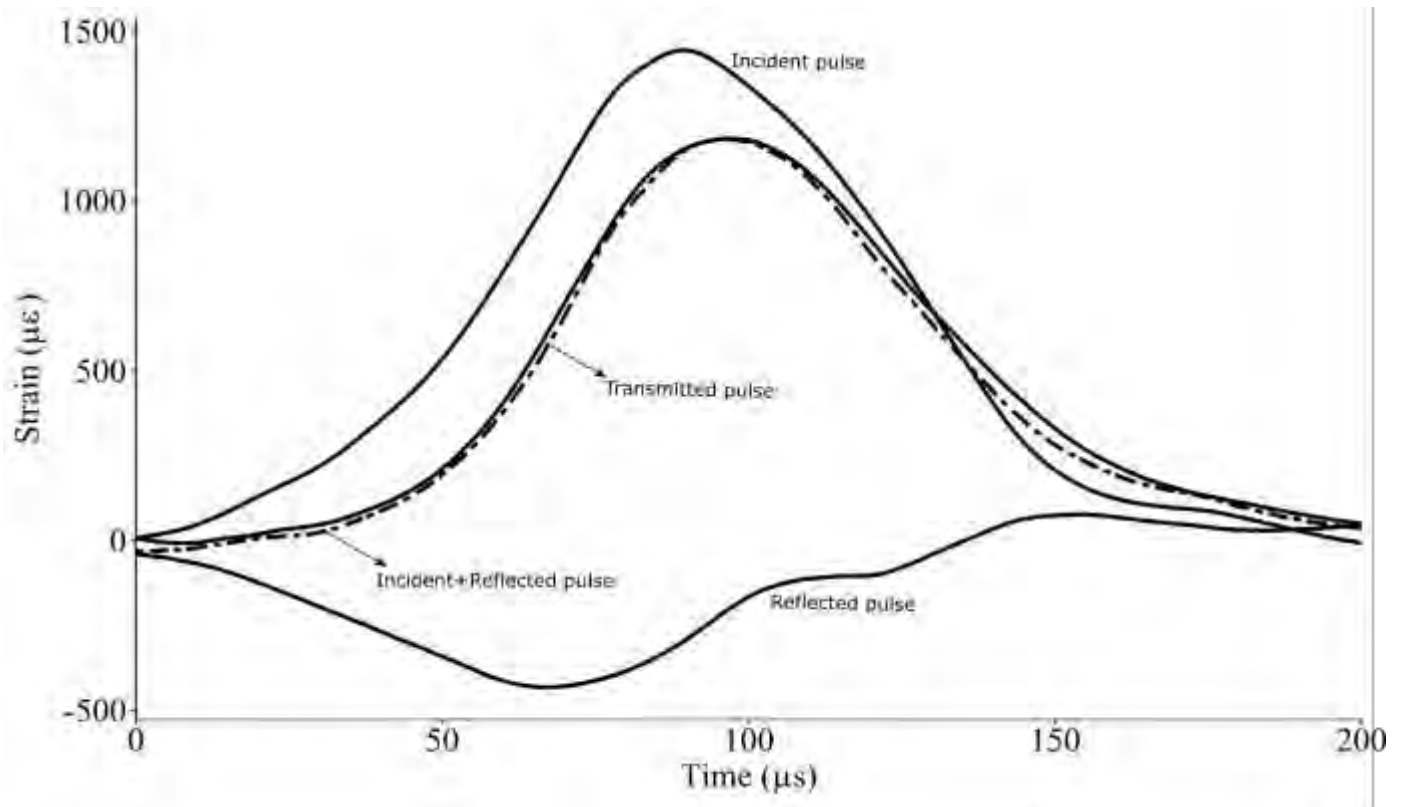


Figure 2. The incident pulse, transmitted and reflected pulse for Laurentian granite sample of 25 mm diameter subjected to an impact velocity of 14.3 m/s.

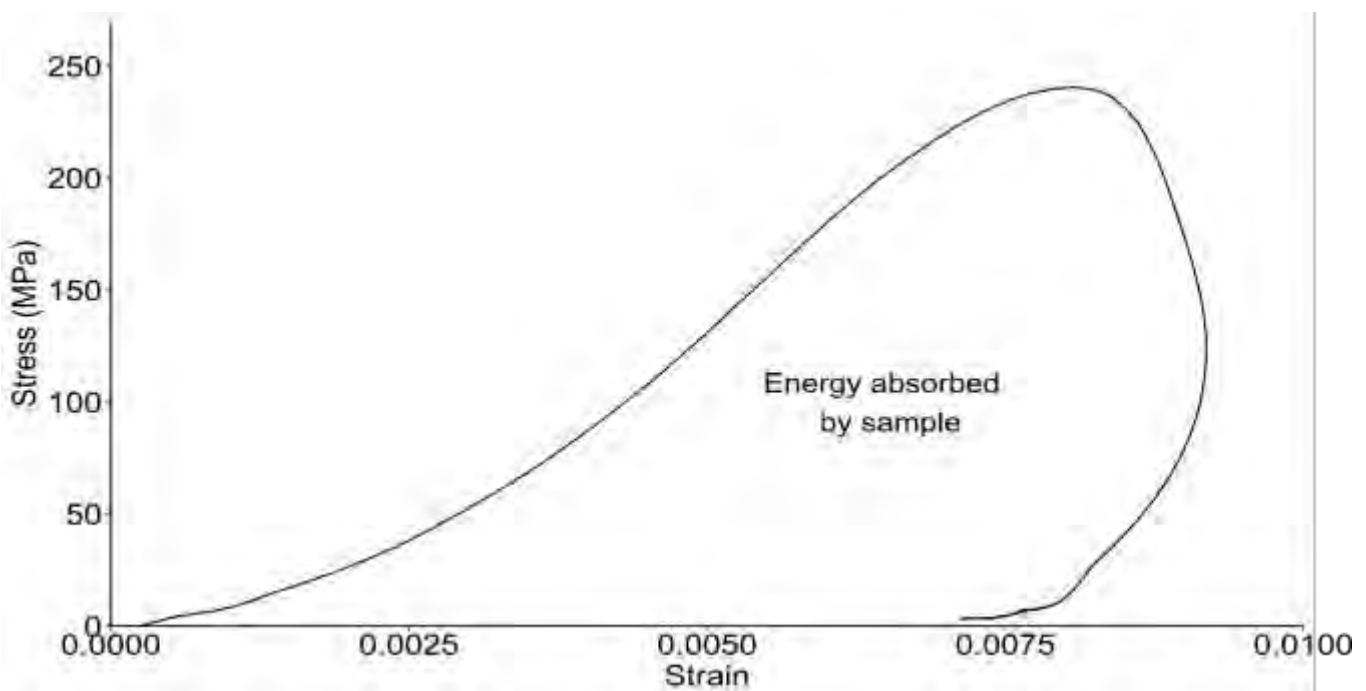


Figure 3. Stress vs. strain plot derived from incident, reflected and transmitted signals

3 ENERGY OF FRAGMENTATION UNDER CONTROLLED IMPACT TESTS

3.1 Energy Absorb During Impact Loading

In the current study, Split -Hopkinson Pressure bar for measuring the dynamic strength of the rock under 1-d compressive loading is used to study the crushability of the rock. The experimental set-up (Fig.1), is typically used for measuring the dynamic uniaxial compressive

strength of the rock. A thin plastic enclosure is placed around the sample to recover the fragments after the tests. The objective of the modified test was to relate the impact energy to the fragmentation. SHPB also ensures single impact loading as opposed to multi-loading due to rebound of the impactor as in the case of pendulum tests and drop-weight tests (Huang et al. 2014). The total strain energy absorbed by the sample is numerically equivalent to the difference in the strain energy contained by the incident wave, and the sum of total energy contained by transmitted and the reflected wave (Eq. 6). The strain energy density absorbed by the samples is equivalent the area under the stress-strain curve, as shown in the Figure-3, provided the stress equilibrium is ensured on either side of the sample.

$$V_s \cdot \int \sigma \cdot \dot{\epsilon} \cdot dt = E_i - E_r - E_t \quad (6)$$

Where, E_i, E_r, E_t is the total energy of the incident, reflected and transmitted wave and the total energy for incident elastic wave is given in Equation 7.

$$E_i = c \cdot E \cdot A \cdot \int \epsilon_i^2(t) \cdot dt \quad (7)$$

In the SHPB set-up, the complete signature of the waveform under impact load is obtained from the strain gauges. By comparing the superimposed waveform of the reflected wave and incident wave with the transmitted wave, the degree of stress equilibrium, i.e., $\epsilon_i(t) + \epsilon_r(t) \cong \epsilon_t(t)$, in the sample can be visualized as shown in the Figure 2. These samples (25 mm in diameter and length) were prepared in accordance to ISRM suggested method for measuring dynamic strength of the rock (Zhou et al. 2012). This ensures consistency of the sample dimensions and coupling condition between the sample and the bars for each test. Due to the above-mentioned reasons, the impact tests carried out in the study provide a better control and consistency in the loading over drop-weight or pendulum tests; the only parameter varied between each test is the impact velocity as a result the input energy on the sample is varied. The peak strength of the rock at a particular loading rate is obtained from the stress-strain curve as shown in Figure 3. The dynamic compressive strength is obtained from the peak compressive stress from the stress-strain curve.

4 SINGLE-HOLE BLASTS AND FRAGMENT-SIZE DISTRIBUTION

Experiments are conducted in cylindrical samples of 145 mm diameter and height in the same granitic rock with a single central blast hole, drilled along the length of the sample. Single-hole tests are conducted under different borehole conditions to examine the influence of decoupling and coupling medium on fragmentation. The borehole diameter is varied between 6.4 mm and 9.5 mm to examine the influence of decoupling ratio, i.e., ratio of explosive to borehole radius. PETN detonating cords of varying strength, ranging from 5.3 g/m to 31.8 g/m, were used as the explosive source in the blast hole. Air and water are used as the coupling medium in the annulus between the detonating cord and the borehole wall. A thin copper liner was placed in the borehole of the granite sample to prevent explosion gas penetration into the shock-induced fracture. The outer diameter of the liner was such that it tightly fits into the blasthole. In the experiments with liner, the outer surface of the liner was coated with a low viscous epoxy before placing them into borehole to prevent any possible air-gaps between the copper liner and the borehole.

A schematic of the experimental set-up for single-hole tests are shown in Figure 4 and 5. The rock sample is placed in a rubber enclosure to contain the resulting fragments and to prevent any damage to sensor cables.

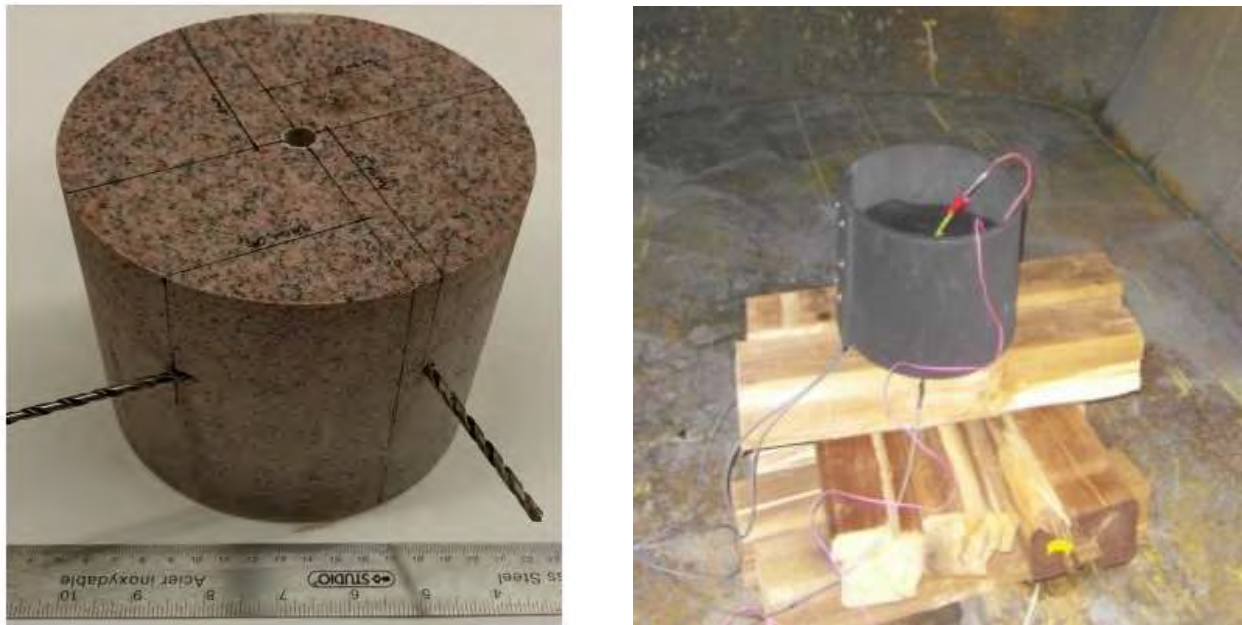


Figure 4. Cylindrical sample with 9.5 mm diameter borehole along with sensor holes (left); Experimental set-up with sample placed inside the rubber enclosure (right).

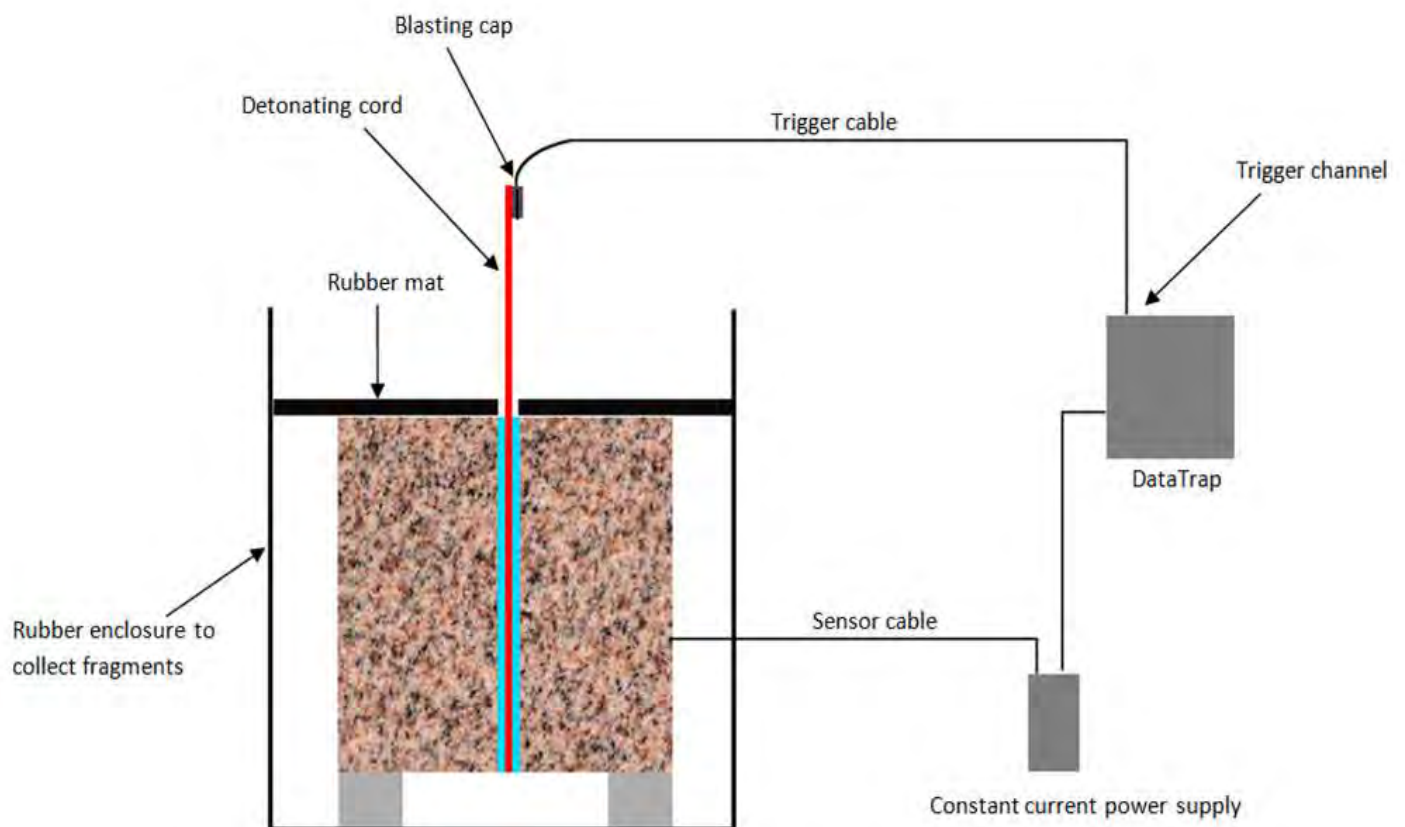


Figure 5. Schematic of the single-hole experiments conducted to examine the influence of borehole parameter on fragmentation

4.1 Sieve Analysis and Fragment Size Distribution

The resulting fragments from the impact were collected in the plastic enclosure. Fragment size distribution was determined through sieve analysis with sieve size ranging from 0.6 mm to 19 mm (Fig. 6). Several distribution functions, such as Rosin-Rammler (or Weibull), Gilvarry, log-normal, Grady and Swebrec functions, are used in literature (Sanchidrian et al. 2014) in describing the fragment size distribution. The Rosin-Rammler function was introduced in 1932 and adopted into Kuz-Ram model (Cunningham, 1983, 1987) for describing rock fragmentation, especially due to blasting and comminution operations. The Rosin-Rammler distribution function is given by the Equation 8.

$$P(x) = 100. \left(1 - 2^{-\left(\frac{x}{x_{50}}\right)^n} \right) \quad (8)$$

where $P(x)$ is the percentage of fragment less than fragment size X , X_{50} is the mean fragmentation size of the distribution and 'n' is the undulation parameter describing the uniformity of the distribution.

In spite of its wide use for describing rock fragments, Rosin-Rammler function has two major limitations (Djordjevic 1999, Kanchibotla et al. 1999, Ouchterlony et al. 2005). One, it underestimates the fraction of fines and second, there is no upper limit on maximum fragment size and mathematically can tend to infinity. The Swebrec function (Ouchterlony et al., 2005) to describe the fragment size distribution from blasting and comminution process. One key improvement is being able to assign an upper limit on the fragment size distribution, X_{max} . The Swebrec function is given by the Equation 9.

$$F(x) = \frac{100}{1 + \left(\frac{\ln\left(\frac{x_{max}}{x}\right)}{\ln\left(\frac{x_{max}}{x_{50}}\right)} \right)^b} \quad (9)$$

where X_{max} is the maximum fragment size, X_{50} is mesh size for 50 % passing, and $P(x)$ is the percentage passing for the mesh size x .

In this work, both Rosin-Rammler and Swebrec function are considered for the analysis. The fragment size distribution of the granite samples subject to an impact velocity of 23.5 m/s is shown in the figure-5, along with Rosin-Rammler (RR-model) and Swebrec curve fits. Both Swebrec and Rosin-Rammler models provide a good fit with experimental data for the sieve size ranging 1.2 mm to 6.3 mm. But for finer fragments, it can be observed that the RR-model underestimates the percentage of fines below 1 mm and Swebrec function was observed to overestimate the fine portion. From the relative error in percentage passing with particle size is shown in Fig. 4. The relative error for Rosin-Rammler function ranged from -0.15 to +0.15 whereas the relative error for Swebrec fit varied from -0.075 to +0.025. Therefore, Swebrec function is shown to be a better fit than Rosin-Rammler function, especially for fragment size greater than 1 mm. As a result, Swebrec fit was used for representing the fragment size distribution from these tests.

A comparison of Rosin-Rammler and Swebrec fit for a specific case is shown in Figure 7. It shows fragmentation results from a water-coupled single-hole blasting test in the cylindrical granite sample with 10.6 g/m detonating cord. Just as seen in Figure 6 involving fragmentation due to impact, the Swebrec fit appears more in agreement with the measured values in the blasting test at the coarser fragment end than the Rosin-Rammler distribution.

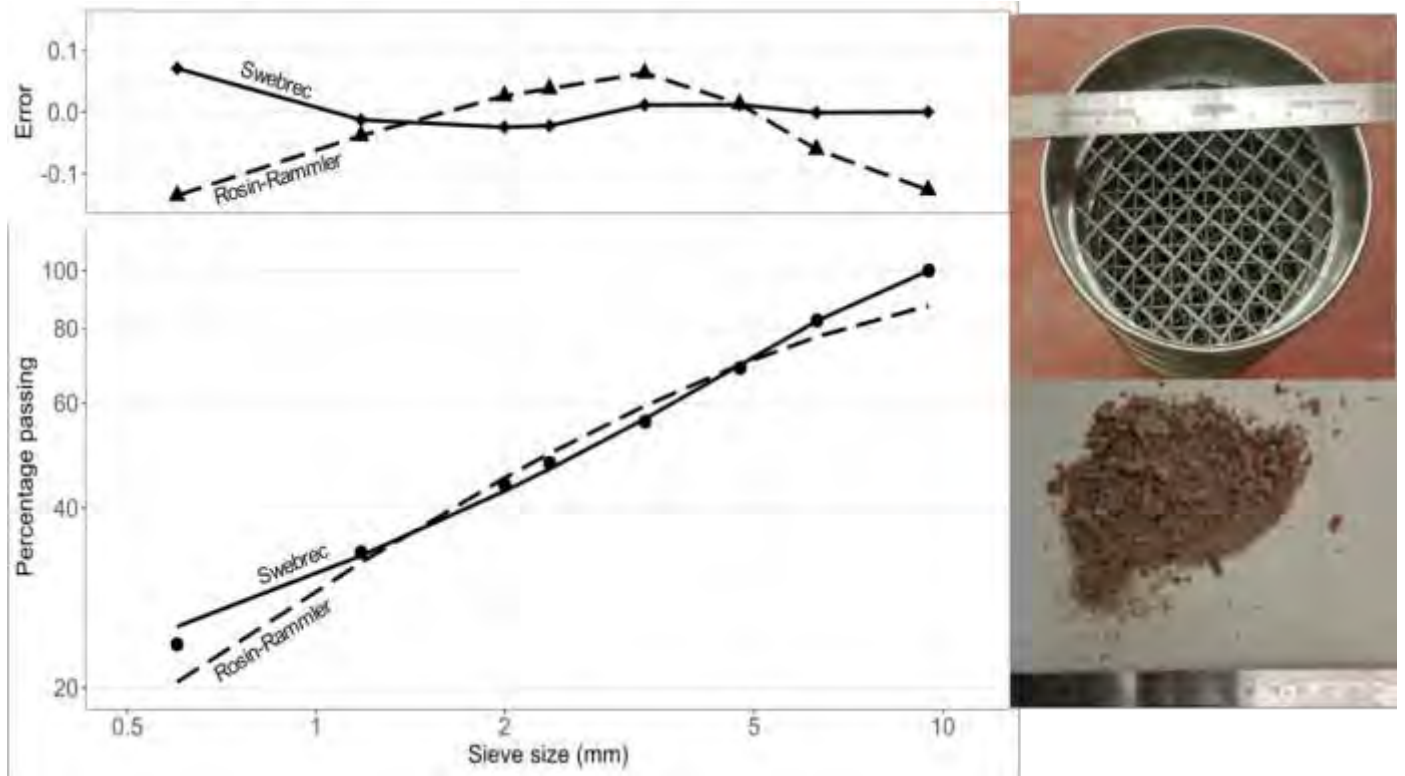


Figure 6. Fragment size distribution of 25mm sample subjected to an impact velocity of 23.5 m/s

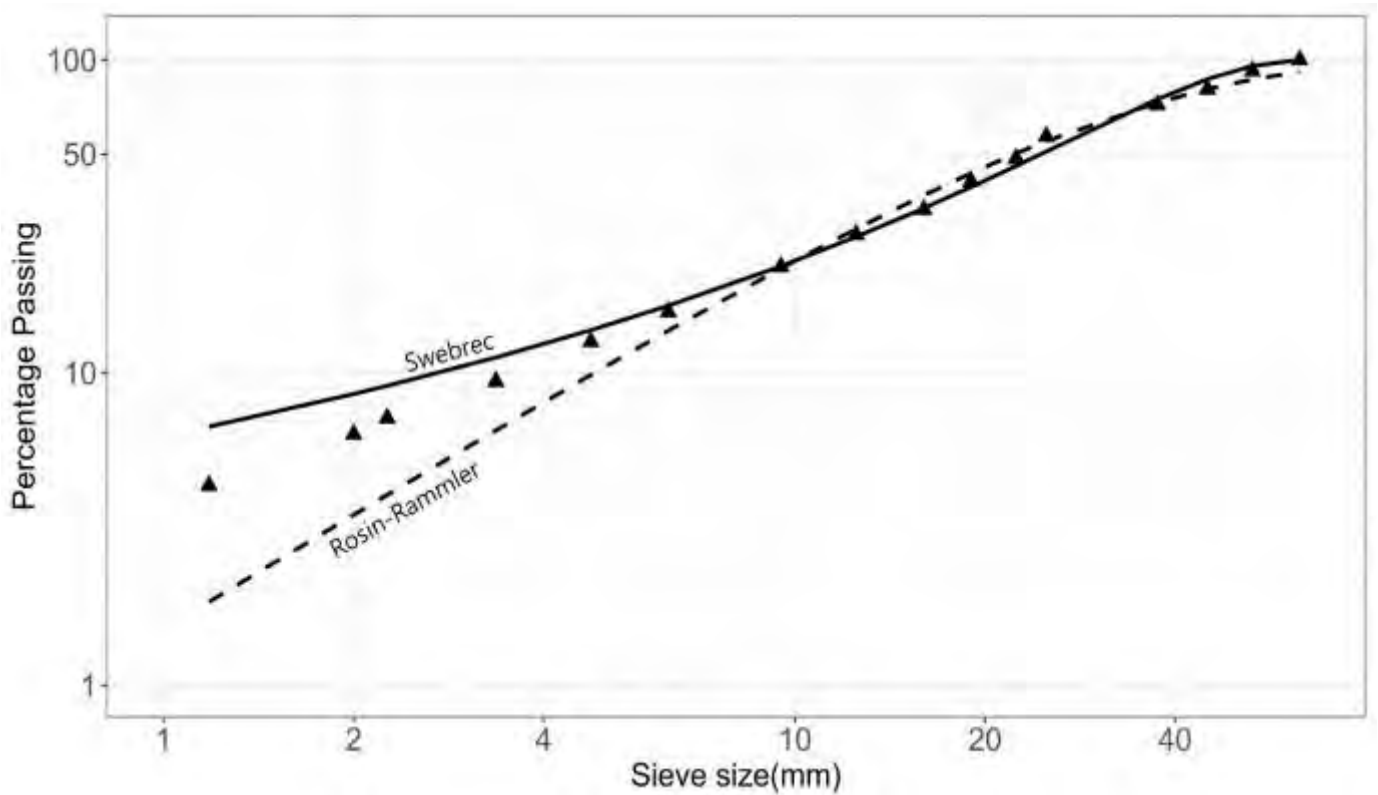


Figure 7. Fragment size distribution of Laurentian granite sample with 10.6 g/m detonating cord in water-coupled central borehole of 9.5mm diameter with Cu liner of 0.8 mm thickness

5 CONCLUSIONS

Fragmentation behaviour in a well-characterized homogenous granitic rock has been studied under controlled impact (Split Hopkinson Pressure Bar) and with single-hole blasts with detonating cord in a well-characterized homogenous granite rock. Both Rosin-Rammler and Swebrec approaches have been investigated to characterize the resulting fragments and their distribution. Both experimental arrangements were aimed at studying shock/impact induced fractures and fragments in rock, with detonating cord in centrally located boreholes in cylindrical rock samples, and high-velocity impact on disc shaped specimens via SHPB technique. Over the impact velocities and single-hole blasting tests investigated, the resulting fragment size distribution exhibited a better fit with Swebrec distribution function than with the Rosin-Rammler approach. The tests with explosives were designed to generate only shock-induced fractures and fragments by preventing any subsequent explosion gas expansion into the cracks, and thereby provide key information in developing blast models and in calibrating the various numerical models currently in use to design blasts in operating mines and excavation operations.

ACKNOWLEDGEMENTS

This research was supported through financial assistance by the Natural Sciences and Engineering Research Council of Canada (NSERC), and by the Center for Excellence in Mining Innovation (CEMI).

REFERENCES

- Austing, J.L. Tuli, A.J., Hrdina, D.J., Baker, D.E., Martinez, R., 1991. Carbon composite resistor gages for measuring shock and detonation pressure-I. Principles of functioning and calibration, *Propellants, explosives, pyrotechnics*, 16(5): 205-215
- Cunningham C.V.B., 1983, *The Kuz-Ram Model for Prediction of Fragmentation from Blasting*, First International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting (ed: Holmberg R., Rustan. A.): 439-454
- Chung S.H., Katsabanis P.D., 2000. Fragmentation prediction using improved engineering formulae, *International Journal for Blasting and Fragmentation(Fragblast-4)*, vol 4-1, 198-207
- Dai, F., K. Xia and L. Tang, 2010. Rate dependence of the flexural tensile strength of Laurentian granite. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences* 47(3): 469-475.
- Dehghan-Banadaki M and Mohanty B., 2012. Numerical simulation of stress wave induced fractures in rock, *International Journal of Impact Engineering* 40, pp.16-25.
- Djordjevic, N., 1999. Two-component model of blast fragmentation. *Proceedings of 6th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting*, Johannesburg, South Africa, 8-12 August, pp. 213-219
- Eloranto, J., 1997. The efficiency of blasting vs crushing and grinding, *Proceedings of 23rd Annual Conference*, International Society of Explosive Engineering, pp. 157-163
- Gheibi S., Aghababaei H., and Pourrahimian Y., 2009. Modified Kuz-Ram fragmentation model and its use at the Sungun copper mine, *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*,46, pp. 967-973.
- Hekmat A., Munoz S., and Gomez R., 2018. Prediction of rock fragmentation based on modified Kuz-Ram model, *Proceedings of the 27th International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection-MPES*, p.69-79.
- Huang, S., Chen, R., and Xia., K.W., 2010. Quantification of dynamic tensile parameters of rocks using modified Kolsky tension bar apparatus. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering* 2(2), pp.162-168.
- Kanchibotla, S S., Valery, W. Morell, S. 1999. Modeling the fines in blasting fragmentation and its impacts on crushing and grinding. In C.Workman-Davies(ed). *Proceeding of Explo 1999 Conference.*, pp. 137-144
- Kuznetsov. V.M., 1973. The mean diameter of the fragments formed by blasting rock, *Rock Breaking*, 9(2), pp. 144-148

- Lawal A.I., 2021. A new modification to the Kuz-Ram model using the fragment size predicted by image analysis
- Munjiza A., 2004. The combined finite-discrete element method, Chichester: J. Wiley and Sons.
- Nasseri, M.H.B., and Mohanty, B., 2008. Fracture toughness anisotropy in granitic rocks, *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 45(2), p.167-193.
- Nielsen K and Kristiansen J., 1996 Blasting-Crushing-Grinding: Optimization of an integrated comminution system, In: *Proceedings of 5th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting*, Johannesburg, South Africa, pp. 269-278
- Ouchterlony F., 2005. The Swebrec function: linking fragmentation by blasting and crushing, *Mining Technology* 114, pp.29-44.
- Ouchterlony F., 2009. Fragmentation Characterization: The Swebrec function and its use in blast engineering'. *Rock Fragmentation by Blasting*, Sanchidrian J.A.(ed) pp. 3-22.
- Ouchterlony F., Sanchidrian J.A. and Moser P., 2017. Percentile fragment size prediction of blasted rock and the fragmentation-energy fan, *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 50, pp. 751-779.
- Rosenberg, Z., Ginzburg, A., and Ashuach. Y., 2007. More on commercial carbon composite resistors as low-pressure gages, *International Journal of Impact Engineering*, 34(4), pp. 732-742.
- Sanchidrian, J.A., Ouchterlony, F., Moser, P., Segarra, P., and Lopez, L.M., 2012. Performance of some distributions to describe rock fragmentation data, *International Journal of Rock Mech. and Mining sciences*.
- Tawadrous A., 2010. Hard rocks under high strain-rate loading, Ph.D. thesis, Queen's University, Kingston, Canada.
- Workman I and Eloranto J., 2003. The effects of blasting on crushing and grinding efficiency and energy consumption, *Proceedings of 29th Annual Conference of Explosive and Blasting Technology*, vol1, pp. 131-140, ISEE, Cleveland, Ohio.
- Wu B., 2016. Dynamic tensile failure of rocks subjected to simulated in-situ stresses. Ph.D. Thesis, University of Toronto, Canada.

Recent Developments in Explosive Characterization – During and After Detonation

D. Johansson

*Mining and Rock Engineering, Luleå University of Technology, Sweden,
email: Daniel.Johansson@ltu.se*

ABSTRACT There is a demand for a more optimized blasting and fragmentation of rock. Here the properties of the explosives play an important role in the breakage mechanism, especially the interaction between detonation of the explosive and the rock to be blasted. Therefore, there is a need for an improved understanding of non-ideal detonations of explosives. This could develop improved models to describe the physics behind this phenomenon that involves for example Velocity of Detonation (VoD) and shock front curvatures and energy transmissions and how these relate to the chemical compositions of explosives and its confinement. In addition to this, the mining industry and tunnel-contractors as well as the explosives manufacturers are working to reduce the combustion products through an appropriate choice of the type of explosives, controlled blasting, monitoring of rock blasting, etc. It is known from the literature and own investigations by the mining industry that the type of explosives is one of the most important factors for reducing toxic fumes from blasting. It's fairly known that emulsion explosives which are widely used in Sweden generate varying levels of toxic fumes depending on the type of emulsion. But more detailed knowledge on the relation between toxic fumes and type of emulsion explosives, charging conditions, ground conditions etc. will contribute to the use of more appropriate types of emulsion explosives and new charging technologies as well as safer working conditions.

The problem (i.e. non-ideal shock front curvatures and VoD) that has been addressed has both a practical and a theoretical application, from an operational perspective there is a need to efficiently use the energy released from the detonation into breaking the rock. The theoretical need is to increase the understanding to further develop non-ideal detonation models both analytically and numerically.

This keynote will address recent research within these two fields of explosive engineering.

1 DETONATION FRONT CURVATURE

The non-ideal detonation front and VoD have both practical and theoretical implications on how to utilize more efficient the energy release during the detonation toward the rock breakage. The theoretical part involves further development of non-ideal detonation models to improve the prediction of the behavior between an explosive and rock mass. The experimental work were mainly done through a streak camera (Fig.1) and resistance probes for the VoD measurements.

The results from these trials will be shown in the presentation.

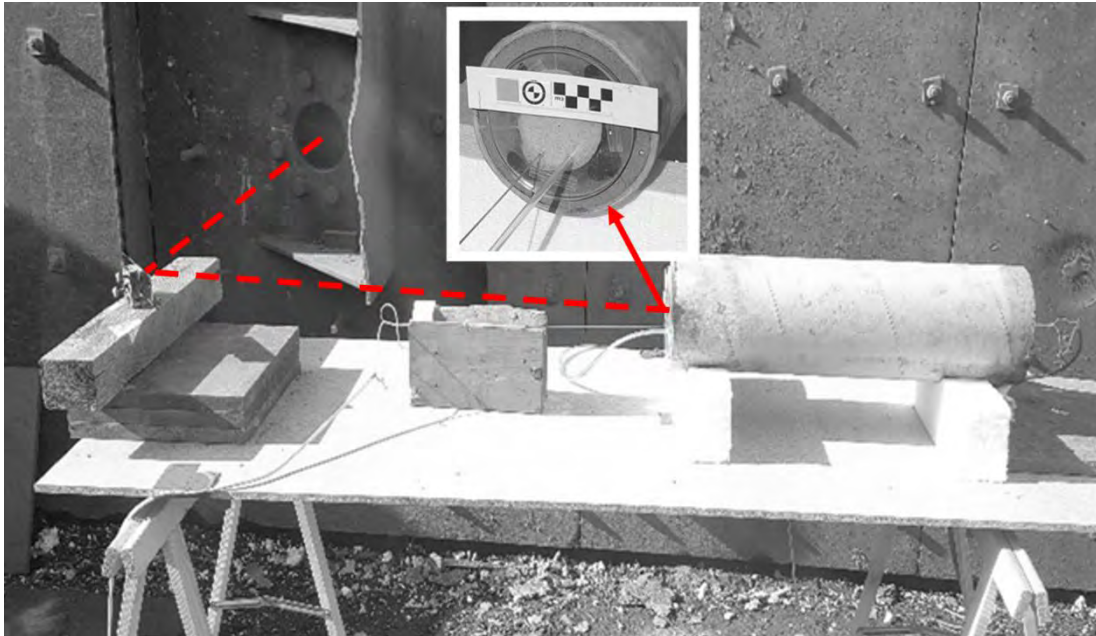


Figure 1. Alignment of the sample with the streak camera (Joansson et.al, 2019).

2 MEASUREMENTS OF TOXIC FUMES

This measurements of toxic fumes such as CO, NO_x and Velocity of Detonation (VoD) in a done in a 35 m³ detonation test chamber (Fig. 2). Pure and blended emulsions were tested in this study. Formation of toxic fumes from detonation of emulsion explosives in thick walled mortar confinements were compared with data from thin walled glass confinements with otherwise similar dimensions. Furthermore, intentional deviation in oxygen balance of $\pm 5\%$ for pure emulsion explosives and decoupled pure emulsion explosives in dry respectively wet blast holes are tested. Production of toxic fumes is dependent on the type of explosives, charge diameter and oxygen balance. In general, pure emulsion generates lower toxicity than blend emulsion, concentration of toxic fumes relative charge weight decreases with charge diameter and the tested deviation from oxygen balance have significant effect on generation of CO and NO_x.

The tests were divided in 4 rounds. The difference between the rounds where effects from wall thicknesses, hole inner diameters and length of confinements. The explosives were initiated with shock tubes and standard pyrotechnic caps, 8-12 grams of plastic explosive with energy = 4.7 MJ/kg, density = 1500 kg/m³ and VoD = 7680 m/s.). The 1st round comprises tests with pure and blended emulsion in 8 glass- and 2 PVC (thin walled confinements) and was a validation of the results from a pilot study, Nyberg et al. (2015). In the second round, 8 charges in thick walled mortar confinements, Johansson (2010), were tested with pure emulsion and emulsion with additives (aluminium). This round also included a supplement to the detonation test chamber with an additional 150 l stainless steel vessel installed outside the blast chamber in order to evaluate the effect of the chamber material properties. The third round dealt with intentional deviations of $\pm 5\%$ in explosive's oxygen balance and tests with ANFO- explosives in Ø50 mm mortar confinements which served as a reference. The 4th round dealt with oxygen balanced and decoupled string emulsion Ø22 mm in Ø50 holes. Here both Dry String (DS) and Water coupled String (WS) were tested with mortar cylinders as confinements. The decoupling ($\frac{\text{Ø}_{\text{hole}}}{\text{Ø}_{\text{expl.}}}$) reduces the shock waves substantially, which could be seen as a fairly practical case for cautious blasting (Fig. 3).

The keynote will address some general findings and conclusions drawn from the test rounds.

Bofors Detonation Test Chamber BOFINC

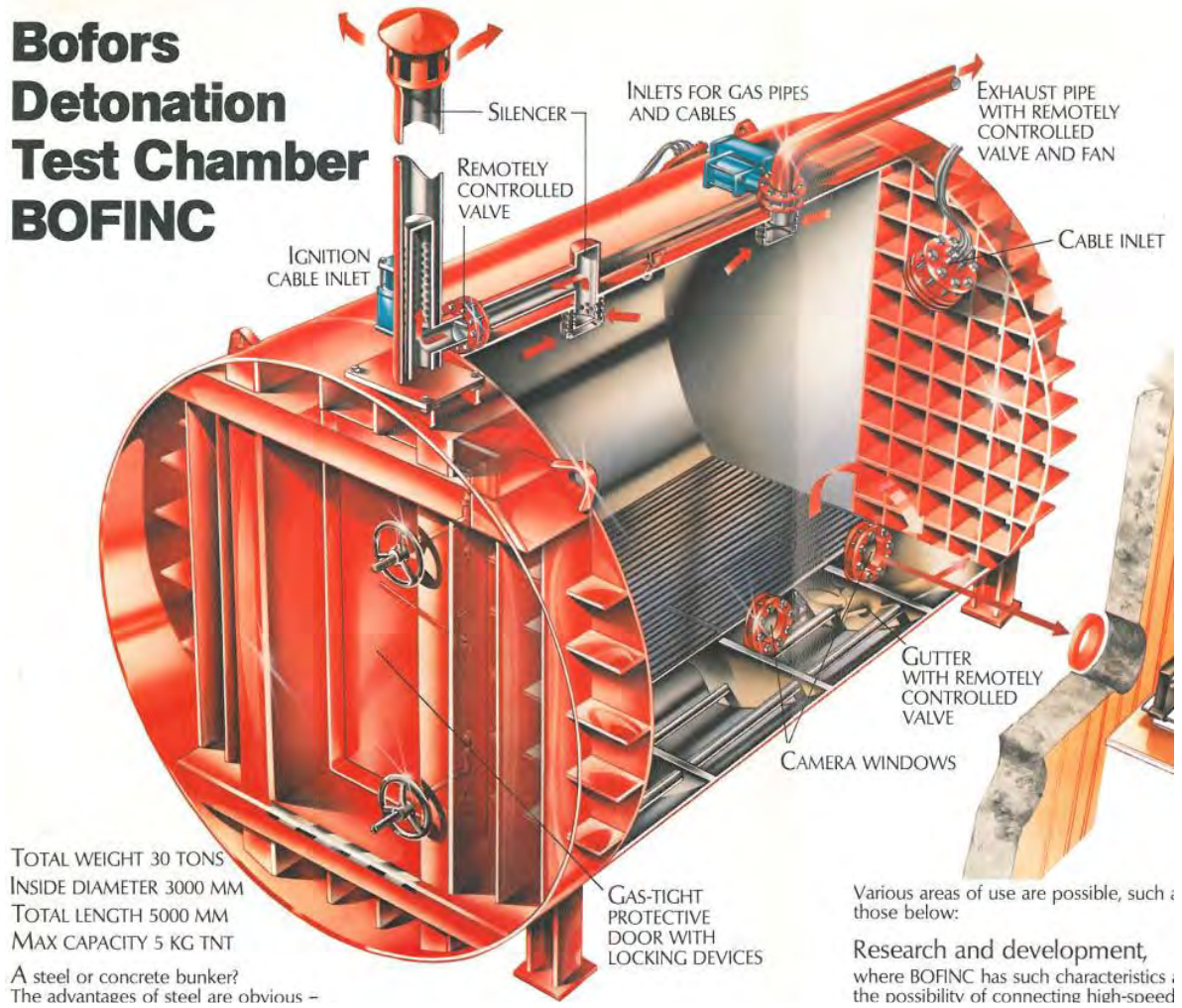


Figure 2. Detonation test chamber



Figure 3. Decoupled string emulsion Ø22 mm in Ø50 hole and a VoD probe in a mortar confinement (Nyberg et. all, 2017).

REFERENCES

- Johansson, D, Villegas, T & Ouchterlony, F (2010) 'Dynamic blast compaction of some granular materials: small-scale tests and numerical modelling of a mining-related problem', In *Int. J. Mining and Mineral Engineering*, vol. 2, no. 2, pp 79–100.
- Nyberg, U., Klippmark, V., Karlström, H., Beyglou, A., & Petropoulos, N. (2015). Short time measurements of toxic fumes from detonation of emulsion explosive: Initial tests in blast chamber. Retrieved from Swedish Blasting Research Centre och Luleå tekniska universitet website: <http://urn.kb.se/resolve?urn=urn:nbn:se:ltu:diva-24183>
- Johansson, D., Nyberg, U., Stenman, U., & Schunnesson, H. (2019). Shock front curvature measurements of emulsion explosives. Tenth EFEE World Conference on Explosives and Blasting, 409–416.
- Nyberg, U, Johansson, D. Petropoulos, N 2017: Toxic fumes from detonation of emulsion explosives. In *Proceedings of EFEE 2017*, Stockholm, September 2017.

Fragmentation in Sublevel Caving Mining – Impact on Loading and Productivity

H. Schunnesson

Luleå University of Technology, Sweden, email: hakan.schunnesson@ltu.se

ABSTRACT From a production point of view, fragmentation is a key parameter for the proper functioning for many unit operations and affects also the total production. Furthermore it influences the ability to load, haul and crush later in a mining process.

Fragmentation varies due to rock mass strength, the presence of joints, the chosen explosive, specific charge but also significantly by the design and quality of drill holes. The efficiency and result of unit operations such as drilling, blasting, loading and crushing also depends on the rock properties that always vary throughout a mine. Generally speaking, operations that are not well adapted to the actual rock properties, will face a non-optimized flow in production.

SubLevel Caving (SLC) is a highly mechanizable mass mining method normally utilized in large, steeply dipping orebodies. The mining method relies on gravitational forces along with induced stresses acting on the blasted ore and the surrounding waste rock. The blasted ore flows gravitationally to the draw point while the waste rock caves in and fills the void of the extracted ring, to some extent acting as support.

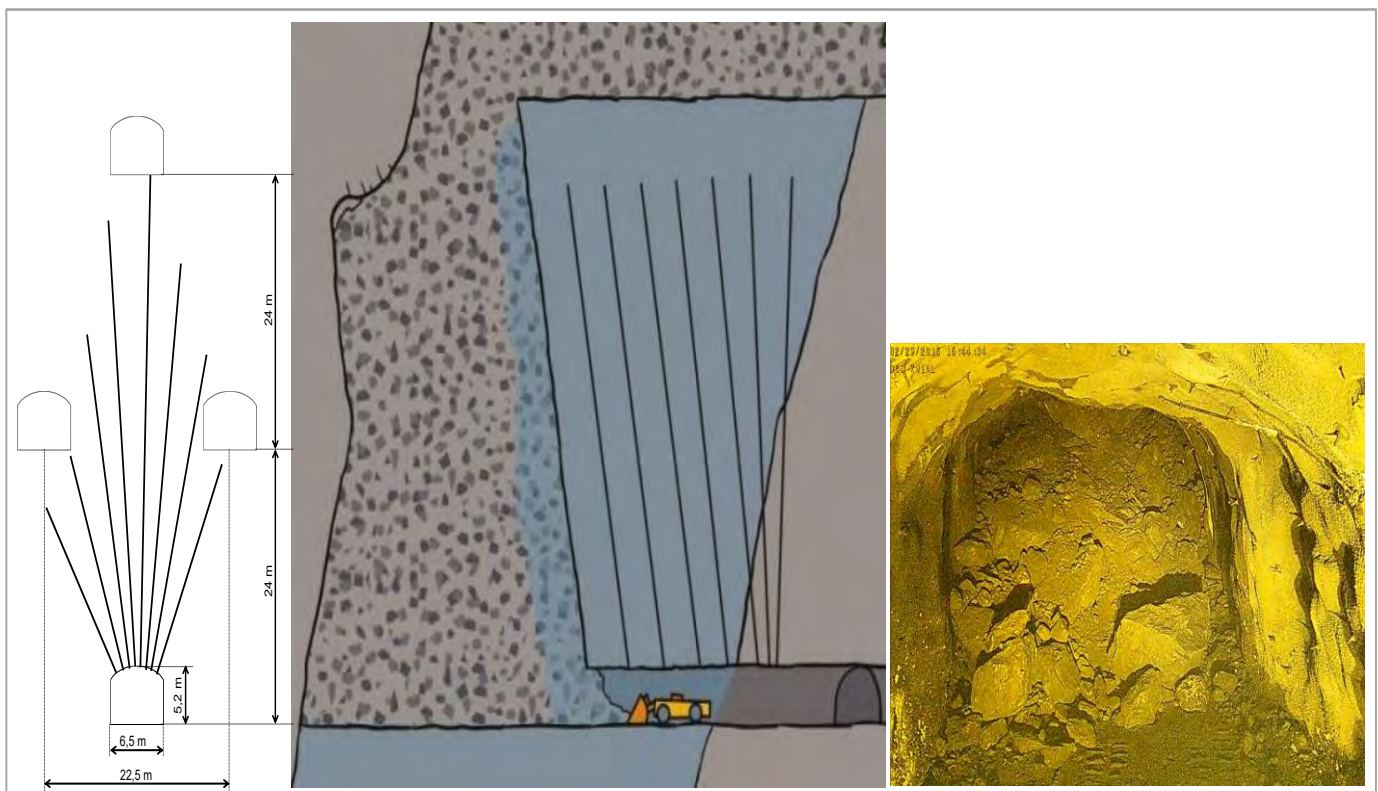


Figure 1. Fundamental design of a SLC production area

In Figure 1. the fundamental design of a SLC production area are presented. Fan drilling is normally used with small distances between holes in the low end of the fan and large distances between holes in the top of the fan. This will generate a systematic variation of the specific charge generally leading to fine material in the bottom part of the blast while the top part often suffers from coarse fragmentation and boulder.

The loading operation in a SLC is much more complicated than loading in other mining methods. A very thin slice of ore (3 m thick and 50m high), see Figure 1, shall be excavated through a small opening without mobilizing the side rock above and in front of the fan. This put very high demands on both operator skills and LHD design and strength. With the built-in design effects on fragmentation, the complication will be even worse.

Luleå University of Technology have during a number of years been involved in several projects addressing productivity issues in production areas in LKABs Malmberget mine. In this presentation some selected results will be presented.

In the projects a number of digital data sources have been used for the analysis such as drill monitoring of production drill rigs to predict rock quality and chargeability, interactive LHD bucket weighing system to monitor ore grade in buckets to support LHD operators and video image based fragmentation monitoring of bucket content.

A rock drilling system always responds to variations in the mechanical properties of the penetrated rock mass. Combining the drill response with a detailed understanding of the drill system has the potential to give a detailed and high-resolution characterization of the penetrated rock mass along the borehole (Fig.2). Furthermore it has the ability to foresee chargeability problems resulting in coarse fragmentation and boulder.

To automatically monitor production underground a video based monitoring system was developed to automatically select bucket imaged for fragmentation analysis (Fig.3).

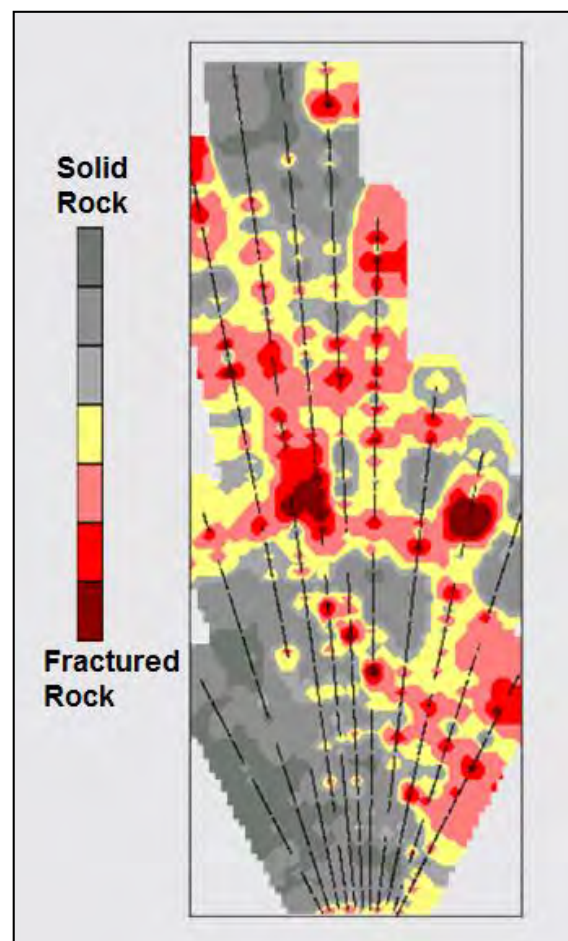


Figure 2. Rock characterization using drill monitoring

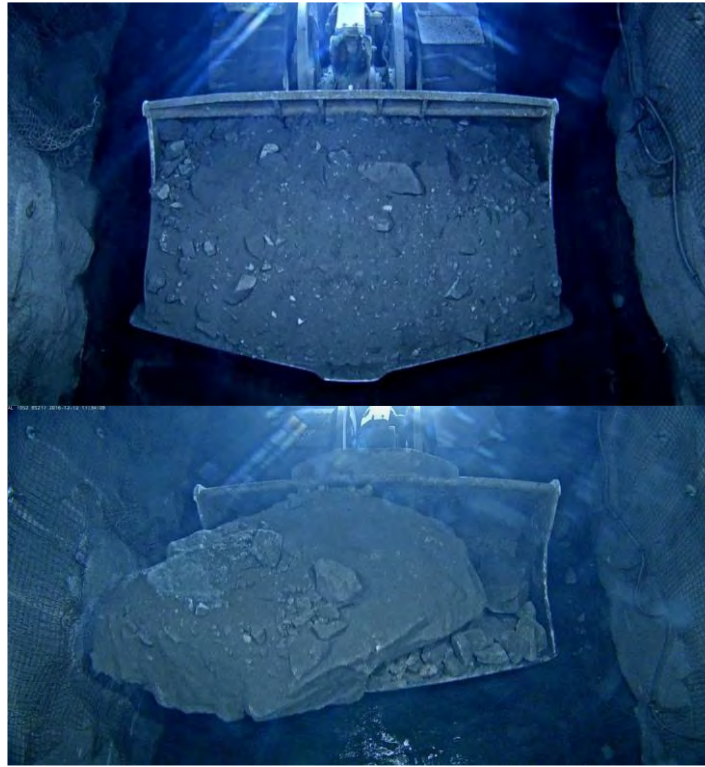


Figure 3. Bucket images from the underground operation

To control the loading operation and support the operator, an interactive system for continuous monitoring of the loading operation has been developed based on bucket weighing (Fig 4). Using this system an intelligent procedure has been developed to optimize closing of rings and continuing with the next.

These projects have addressed a number of challenges associated with SLC mining and will be presented.

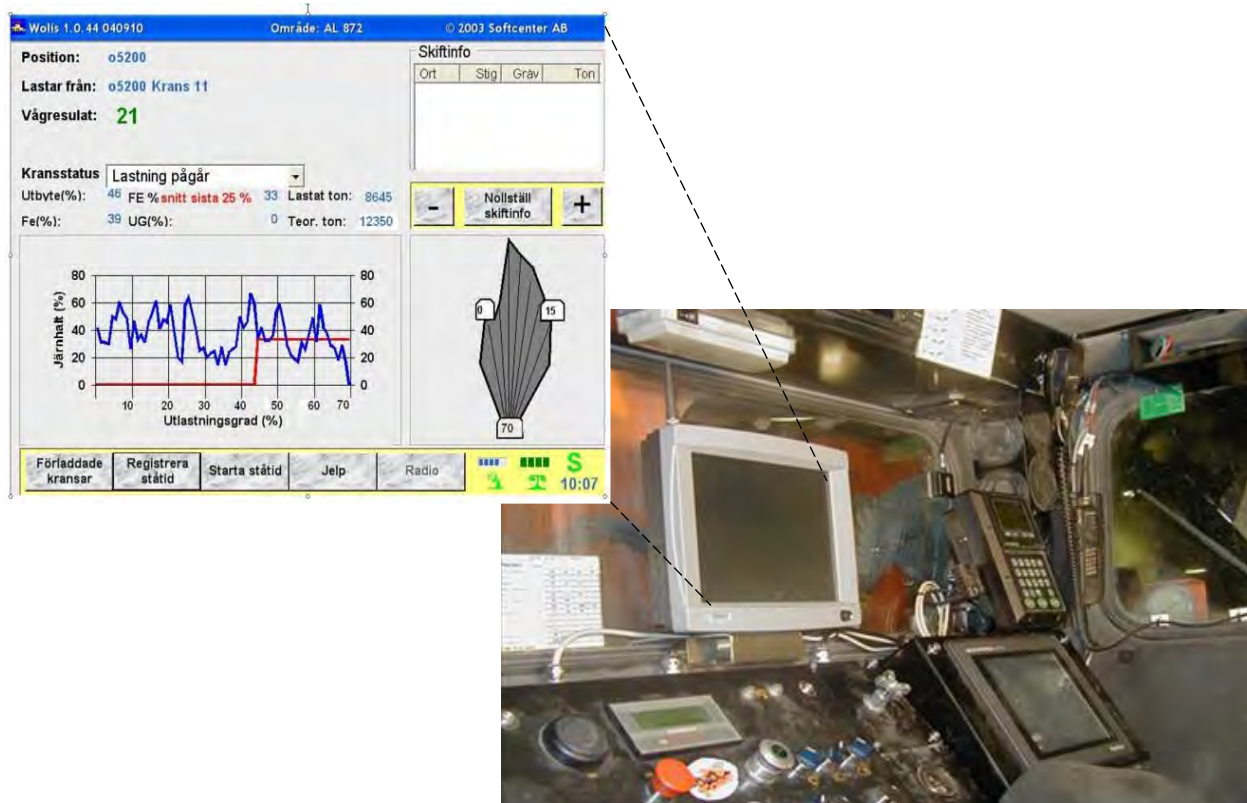


Figure 4. Wolis - Wireless Online Information System at LKAB.

DRILLING TECHNOLOGY AND DEVELOPMENTS
DELME TEKNOLOJİSİ VE GELİŞMELER

Uncovering Relationship between Asset Management and Drilling Performance in Uncertain Environment through Discrete Event Simulation

O.F. Ugurlu

Mining Engineering Department, Istanbul University – Cerrahpasa, Istanbul, Turkey

B. Ozdemir and M. Kumral

Mining and Materials Engineering Department, McGill University, Montreal, QC, Canada

ABSTRACT Mine operators face increasing uncertainty. For example, mineral price volatility, weather conditions, operating performance, supply chain disruptions, etc. impact their ability to sustain cost-effective production. Drilling is a primary activity that affects operating performance. Failures of drilling equipment seriously impact production. Unplanned downtime causes delays in blasting operations and all other downstream activities. Also, if the equipment is not well-maintained, its performance will be poor. This results in operational delays, the loss of production and unfulfilled sales agreements. To consistently achieve planned production volumes, the reliable performance of drilling equipment is a key element. Measuring reliability will allow the mine operator to detect the frequency and impact of unplanned delays. Addressing these aspects will allow the opportunity for equipment utilization. In a dynamic mining environment, simulation techniques can be used to generate probable realizations. These can be used to design an asset management program to reduce unplanned events. This study presents a simulation process that can be used to forecast maintenance needs, material requirements, performance and quantifies risk. The proposed approach can apply different assets of a mining enterprise in such a way as to pave a way for the development of an asset management program. Multiple input variables were controlled simultaneously by stochastic modeling using a discrete event simulation of drilling activities based on the historical asset performance.

Keywords: *Asset management, Discrete Event Simulation, Drilling operation, Production scheduling, Equipment reliability.*

1 INTRODUCTION

Mining is a global industry with high operating costs. The fluctuations in mineral prices and difficulties encountered in the production process have led mining companies to invest in using improved engineering practices that meet production targets and reduce costs.

Production planning based on representative forecasts yields better qualitative and quantitative outcomes for the mining industry. The condition of drilling is a key element to reach the planned production rates. Unexpected drilling equipment failure seriously impacts the production schedule because it causes delays in blasting operations and may affect the entire production process. Equipment reliability can be used as a key measurement of system performance during its lifetime (Ebeling, 2004; Elsayed, 2012). Drilling machines are repairable systems that can be restored after any failure. Proper data collection is required to

analyze system dynamics and construct a reliability model to assist decision-making. The main data types are times between failures and times to repairs (Garbabaki et al., 2016; Rahimdel et al., 2013). Using historical failure and repair information, the available number of the equipment in the fleet can be simulated.

Simulation techniques have been developed over the years to precisely model systems and predict the outcomes of probable scenarios. Accurate models based on such simulations are crucial for reliable and confident decisions involving large capital investments. The problem is stochastic in nature due to uncertainties in operation. For example, the available number of fleet equipment may vary due to unplanned breakdowns, and changing conditions such as rock characteristics, weather, and road conditions. These uncertainties cause differences in operational parameters such as drilling time, mineral production, and equipment performances. These fluctuations create deviations from production targets. A simulation-based model can be taken into consideration the effect of uncertain parameters in mining operations and to decide on production targets.

Discrete event simulation (DES) is a powerful tool used to examine complex systems and compare performance indicators for the current system with proposed modifications and expansion scenarios. It is used to simulate stochastic and dynamic systems (Figure 1). Mining and earthmoving operations are suitable to be modeled by discrete event simulation because the activities have separate events (Gurgur et al., 2011; Golzarpoor et al., 2017; Afrapoli and Askari-Nasap, 2017). In other words, discrete event simulation is one of the best simulation types to represents mining activities. The simulation has previously been used to determine the number of machines in mine production (Nageshwaraniyer et al., 2013; Ozdemir and Kumral, 2019; Ugurlu and Kumral, 2020), model short-term mine planning (Torkamani and Askari-Nasap, 2015), decide the location of facilities in open-pit mines (Paricheh and Osanloo, 2018) and model a mine-to-port material transport network in a coal mine (Bodon et al., 2011).

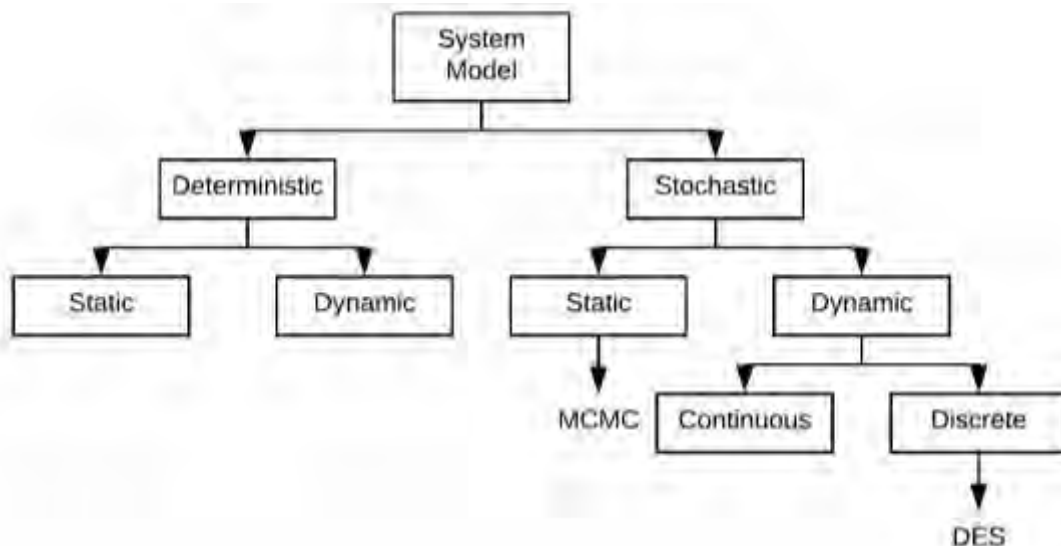


Figure 1: System Model Chart

In this paper, the number of required drill bits and the range of drillable holes were simulated by a DES model based on the reliability analysis of the drilling machines and the drill bits for a three-month period.

2 RESEARCH METHODS

2.1 Reliability Analysis

The equipment condition is one of essential factors to achieve desired production rate and to sustain mining operation (Hall and Daneshmend, 2003). Reliability analysis is the best tool to model the dynamics of the equipment. Data collection is the first step of the analysis to obtain representative datasets (Myers et al., 2009). In reliability life data analysis, failure data are needed to calculate the time between failures (Rahimdel et al., 2013).

The general expression for the reliability function is given by Eq. 1 (Ebeling, 2004).

$$R(t) = \Pr\{T \geq t\} \quad (1)$$

where $R(t)$ is the reliability at time t , T is the time to failure of the system or item and $R(t) \geq 0$, $R(0) = 1$.

The reliability expression is used to determine a system's reliability or an item that times to failure is characterized by statistical distributions such as exponential, normal, or Weibull if the system behaves “as good as new” after the repair (Tobias and Trindade, 2011). The failure process is called the renewal process. This basic model is called the Homogenous Poisson Process (HPP) (Tobias and Trindade, 2011). The reliability function for the 3-Parameter Weibull distribution is given by Eq. 2 (Ebeling, 2004; Jardine and Tsang, 2013) where the three defining parameters of Weibull distribution are shape parameter (β), scale parameter (η), and location parameter (γ).

$$R(t) = e^{-\left(\frac{t-\gamma}{\eta}\right)^\beta} \quad (2)$$

These systems are independent and identically distributed (i.i.d.) when there is no trend in the dataset.

The failures of the complex systems such as trucks, loaders, and drilling machines are dependent based on the current age of the remaining components. The deterioration trend can be seen; thus, the most cases the complex systems are between “as good as new” and “as bad as old” conditions after the repair. This process is called a non-renewable process. To characterize the reliability of drilling machines, the Non-Homogenous Poisson Process (NHPP), which is a generalization of the Poisson process, can be used instead of distributions. It has wide applicability to model repairable systems (Tobias and Trindade, 2011; Slimacek and Lindqvist, 2016; Gámiz and Lindqvist, 2016). The Power law technique is a method to model system intensity function (Eq. 3) for particularly complex repairable systems. The estimated β and λ are calculated from Eq. 4 and 5 (Tobias and Trindade, 2011; Awad, 2016).

$$u(t) = \lambda \beta t^{\beta-1}, t > 0 \quad (3)$$

$$\hat{\beta} = \frac{\sum_{q=1}^K N_q}{\sum_{q=1}^K \sum_{i=1}^{N_q} \ln\left(\frac{T_q}{X_{iq}}\right)} \quad (4)$$

$$\hat{\lambda} = \frac{\sum_{q=1}^K N_q}{\left(T_1^\beta\right) + \left(T_2^\beta\right) + \dots + \left(T_K^\beta\right)} \quad (5)$$

where K is the number of the system (the number of drilling machines), N_q is the total number of the failure for each system and T is the observation time for each failure dataset. The estimated β value can also reference the trend. If β is equal to one, there is no trend. If β is more than one, the system is degrading and if β is less than one, it means the system is improving (Crow, 1975).

The power law model means repair function and the reliability function, which is defined as the probability of zero failure from time t to $t+s$, for NHPP can be seen at Eq. 6 and 7 (Tobias and Trindade, 2011).

$$M(t) = \int_0^t \lambda(t) dt \cong \lambda t^\beta \quad (8)$$

$$R(t) = e^{-[M(t+s)-M(t)]} \quad (9)$$

2.2 Discrete Event Simulation (DES)

DES is the process of assigning the behavior of compound and complex systems as a discrete sequence of time-ordered events. It is commonly used to monitor and predict the system's behavior and performance with a trial and error approach as a dynamic simulation technique (Botín et al., 2015). In addition, system variability can be combined by DES with probability distributions to model the system variables with uncertainty and risk (Yuriy and Vayenas, 2008). Therefore, the complexities and interdependencies of components can be accommodated to a system by DES, which is a dynamic simulation technique.

Mining activities are usually events that are discrete sequence and dependent on the last state. Therefore, dynamic simulation techniques based upon the Monte Carlo method can be used to model mining events (Ozdemir and Kumral, 2017).

The Monte Carlo method is a technique to determine the impact of the risk encountered and investigate the behavior of the complex systems. Random sampling is performed for different tasks to generate the range of the possible outcomes by running simulations (Atanassov and Dimov, 2008).

The detailed discrete-event system was modeled and is illustrated in Figure 2. For a drilling machine located at a bench, the initial bit changing time is generated from a probability distribution based on historical events. Then, machine reliability is controlled based on historical failure time data to decide the necessity of maintenance activity. If the reliability is lower than 40% at the given time, maintenance is required and the drilling machine is sent to the maintenance facility. If not, drill bit reliability is controlled based on historical failure time data to decide the requirement of changing drill bit. When the bit needs to be changed, it is recorded and a new changing time is generated based on the distribution. After that, moving, leveling and drilling times are assigned based on historical data. The drilling time is calculated based on regression analysis. Once a hole is drilled, it is recorded and the system is going back to the state where the mechanical reliability is checked to drill another hole. This cycle continues until the end of the simulation for all the machines.

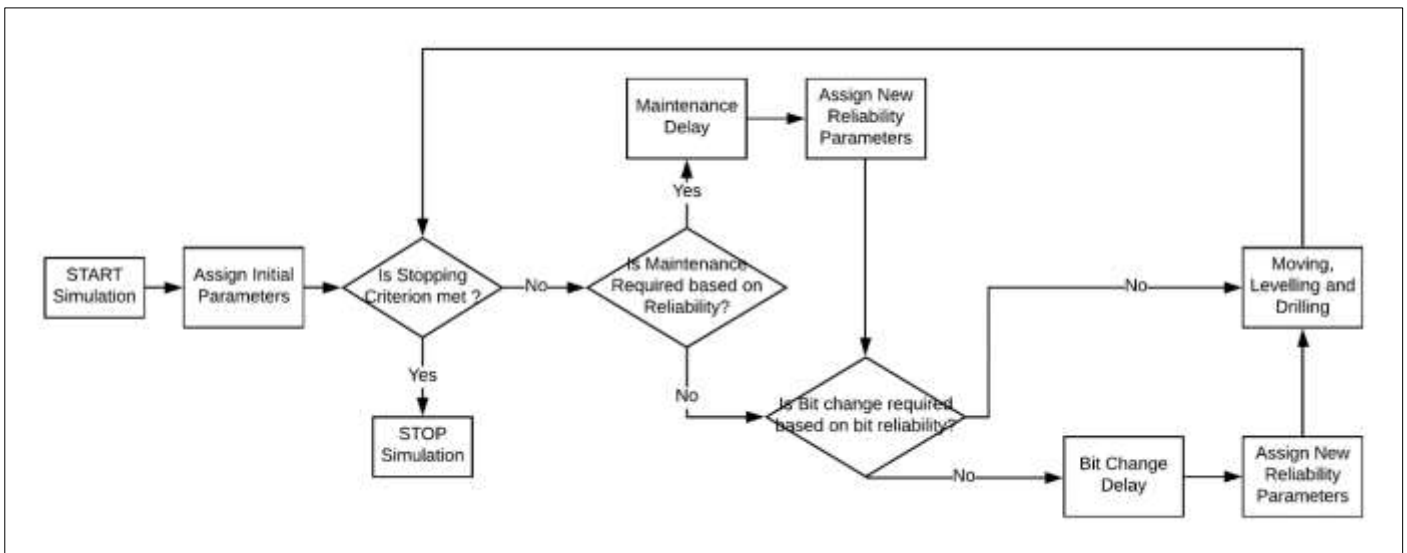


Figure 2: DES system model of a drilling operation (modified from Ugurlu et al., 2018)

3 CASE STUDY

In this study, historical data were collected from ten rotary drilling machines working at an open pit mine over a year period. The time between failures, the time under repair, the number of used drill bits and the drilling length were recorded for each machine. A representative set of data is presented in Figure 1. Four drilling machines (from low to high reliability order: Machines A, B, C and D) were selected based on reliability analysis to investigate the effect of reliability on drilling performance. A power law model was fitted to the data obtained to analyze the life of each selected machine for the duration of the operation. The parameters of the power law model were estimated by ReliaSoft® software. The degradation trend can be seen for all machines from Figure 3. Reliability plots of the machines are demonstrated in Figure 4.

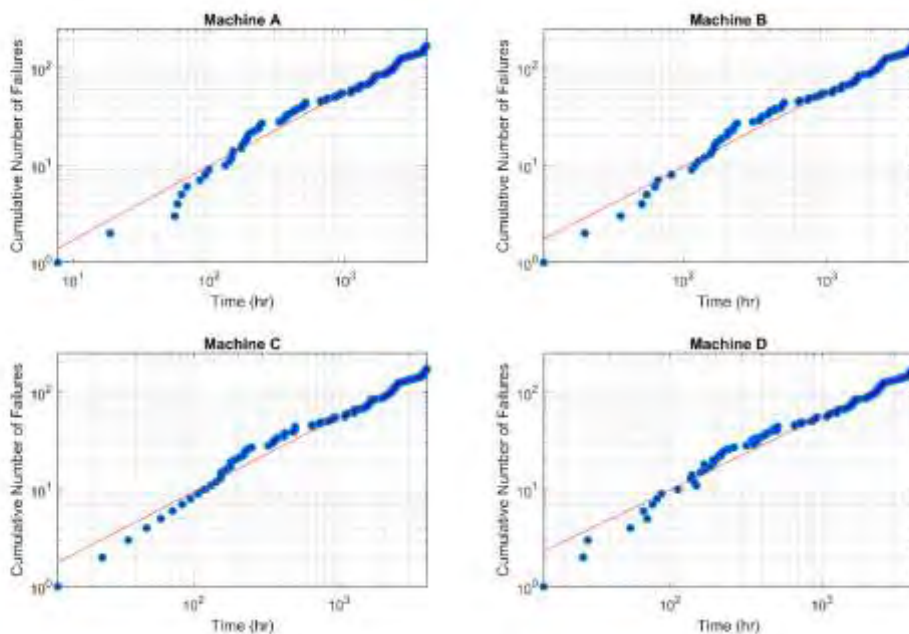


Figure 3: Power law models of 4 machines

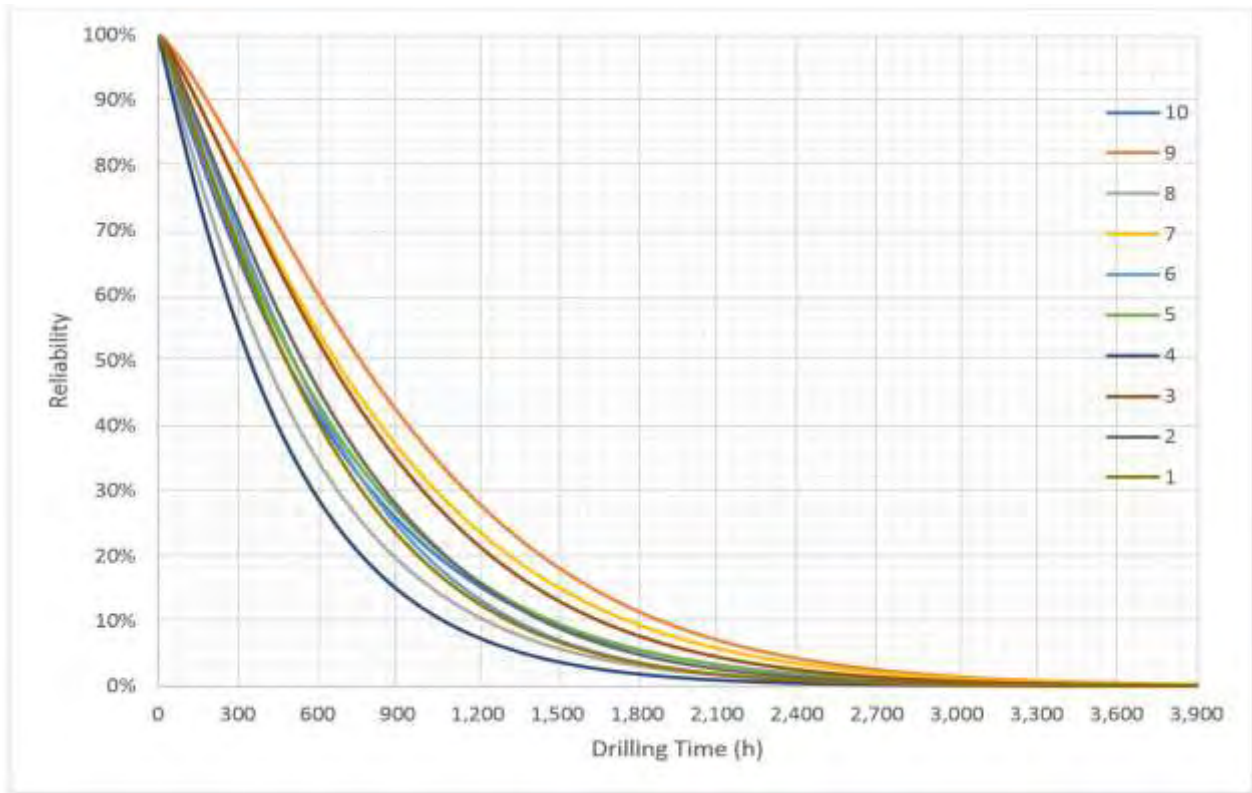


Figure 4: Reliability curves of ten drilling machines (Power law model)

The behavior of drill bits was modeled through a Weibull distribution using ReliaSoft® software. The fitted distribution can be seen in Figure 5. Reliability plots of the drill bits of the four machines were similar. However, the condition of the machine had a slight impact on drill bit performance, according to reliability analysis. Reliability plots of the drill bits are demonstrated in Figure 6.

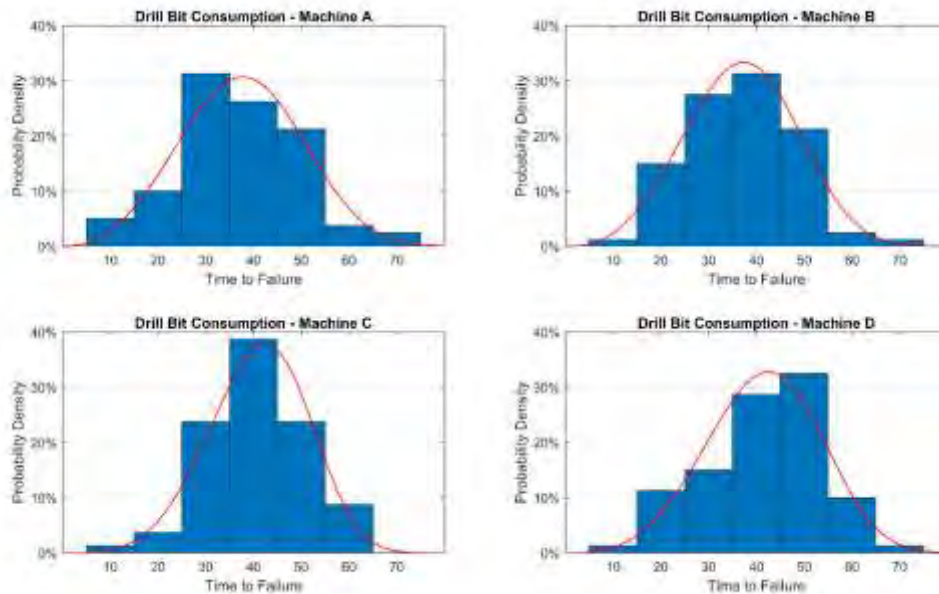


Figure 5: Weibull models of drill bits

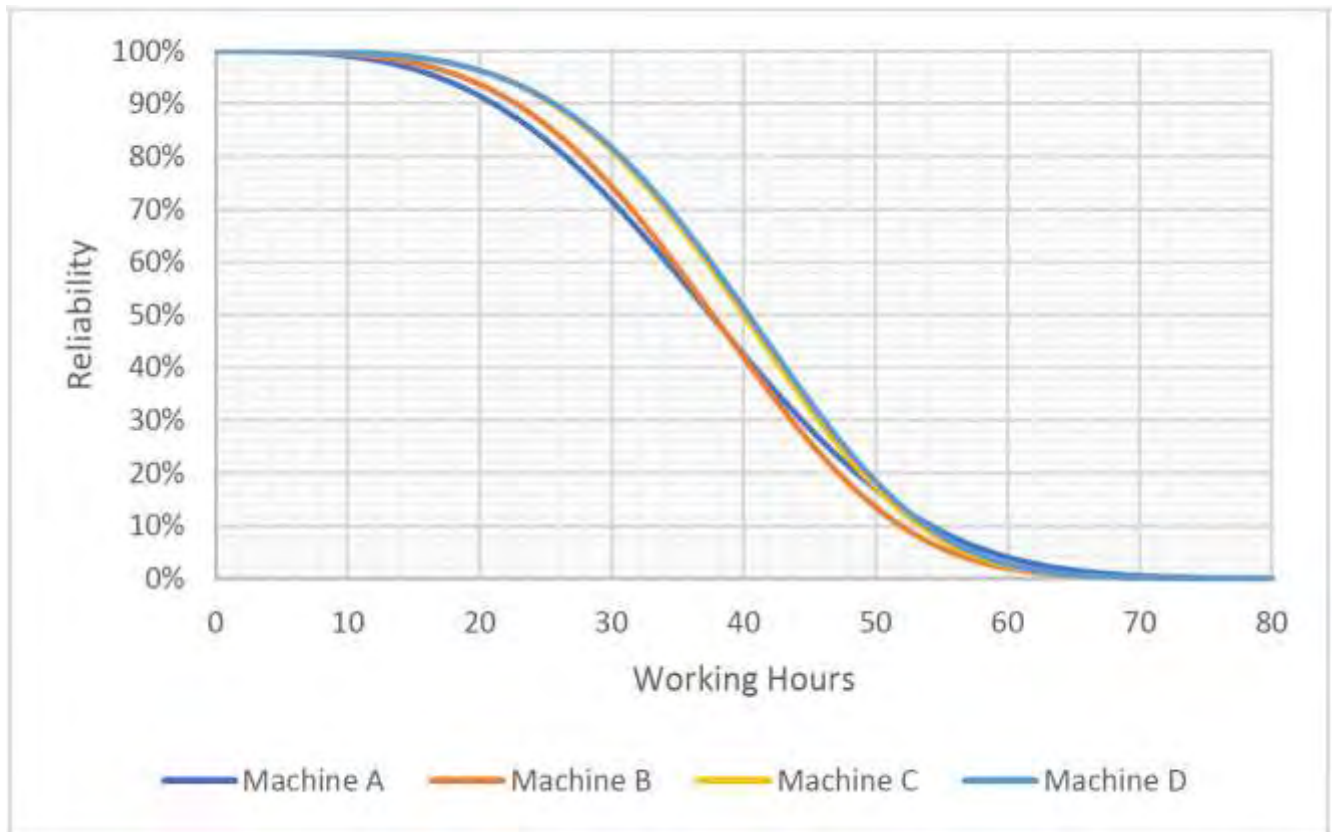


Figure 6: Reliability curves of four selected drill machines' bits (Weibull 2-parameters)

To compute probable realizations of the number of required drill bits and the number of drillable holes in a given time, a drilling operation was simulated by DES with 100 simulations in Arena® Simulation Software for each drilling machine for the trimester period.

4 RESULTS

After simulating the drilling operation for each drilling machine, the number of used drill bits and the number of drillable holes were obtained. According to the simulation results, there is a 90% probability that the number of used drill bits is between 53 and 58 for Machine A & B, on the other hand, 51 and 56 for Machines C & D (Fig. 7). Moreover, there is an 85% probability that the number of drillable holes is between 2,350 and 2,425 for Machine A & B and 2,400 and 2,475 for Machine C & D (Fig. 8). According to the results obtained from the simulations, the reliability of the machines directly affects drilling operations. The results show that more drill holes can be drilled with fewer drill bits based on the reliability of the drilling machine. Simulation results are consistent with the actual results.

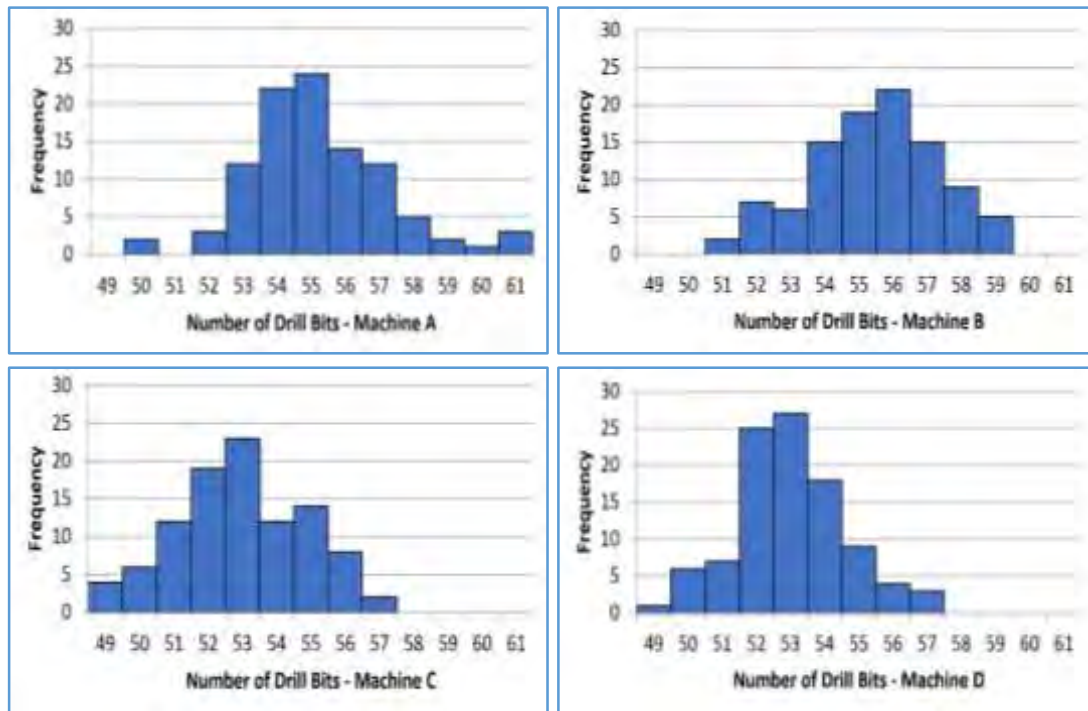


Figure 7: The number of usable drill bits

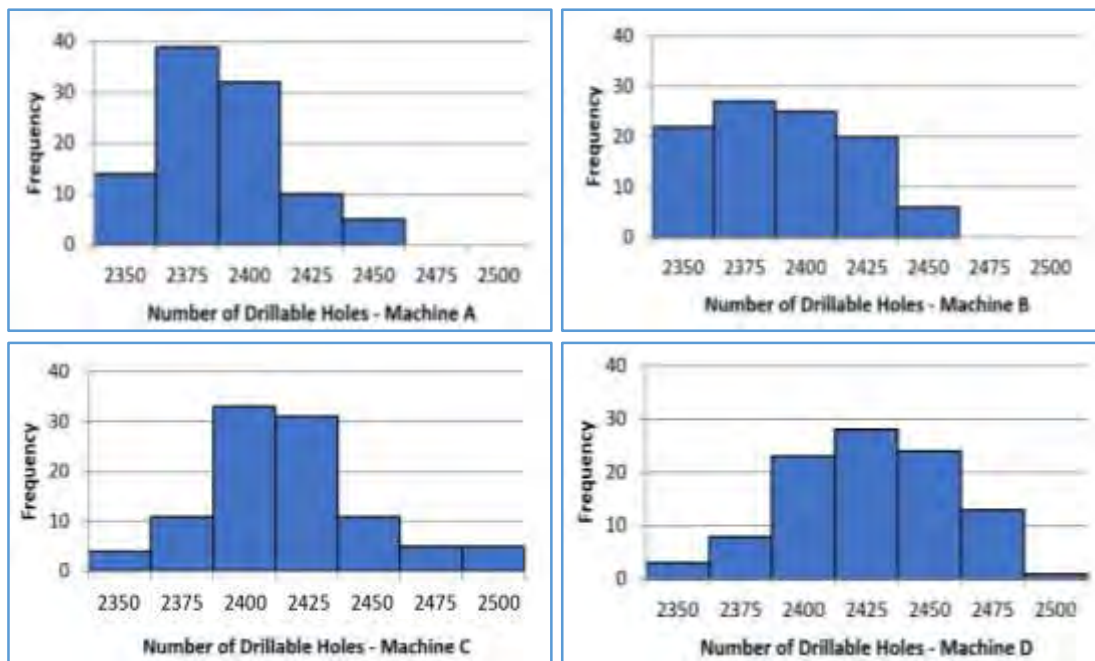


Figure 8: The number of drillable holes

5 CONCLUSION

This paper presents an approach for forecasting the number of required drill bits and the range of drillable holes based on reliability analysis and DES for a given period. The number of drill bits and the drillable holes vary depending on the machine performance, rock characteristics and the experience of the operator. In this paper, the aim is to determine the effect of machine performance. After collecting the historical data, a reliability analysis was conducted. Then, the drilling operation was simulated by DES based on reliability analysis. According to the results, the proposed approach can be used as a tool to assist production scheduling and asset management.

REFERENCES

- Afrapoli, AM, Upadhyay, S, and Askari-Nasab, H, 2017. A Multi Objective Multi Stage Mining Fleet Management System Linking Dynamic Operation to Short-Term Plan, *Mining Optimization Laboratory*, 1(780), pp. 20-35.
- Atanassov, E, and Dimov, IT, 2008. What Monte Carlo models can do and cannot do efficiently?, *Applied Mathematical Modelling*, 32, (8), pp. 1477-1500.
- Awad, M., 2016. Economic allocation of reliability growth testing using Weibull distributions, *Reliability Engineering & System Safety*, 152, pp. 273-280.
- Bodon, P, Fricke, C, Sandeman, T, and Stanford, C, 2011. Modelling the mining supply chain from mine to port: a combined optimization and simulation approach, *J Min Sci*, 47(2), pp. 202–211.
- Botín, JA, Campbell AN, and Guzmán, R, 2015. A discrete-event simulation tool for real-time management of pre-production development fleets in a block-caving project, *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, 29(5), pp. 347-356.
- Crow, LH, 1975. *Reliability analysis for complex, repairable systems in reliability and biometry*, Proschan and Serfling, Philadelphia, pp. 379-410.
- Ebeling, CE, 2004. *An introduction to reliability and maintainability engineering*, Tata McGraw-Hill Education, 544 p.
- Elsayed EA., 2012. *Reliability Engineering*, John Wiley & Sons, 930 p.
- Gámiz, ML, and Lindqvist, BH, 2016. Nonparametric estimation in trend-renewal processes, *Reliability Engineering & System Safety*, 145, pp. 38-46.
- Garmabaki, AH, Ahmadi, A, Block, J, Pham, H, and Kumar U, 2016. A reliability decision framework for multiple repairable units, *Reliability Engineering & System Safety*, 150, pp. 78-88.
- Golzarpoor, H, González, V, Shahbazzpour, M, and O’Sullivan, M 2017. An input-output simulation model for assessing production and environmental waste in construction. *Journal of cleaner production*, 143, pp. 1094-1104.
- Gurgur, CZ, Dagdelen, K, and Artittong, S, 2011. Optimisation of a real-time multi-period truck dispatching system in mining operations, *International Journal of Applied Decision Sciences*, 4(1), 57-79.
- Hall, RA, and Daneshmend, LK, 2003. Reliability modelling of surface mining equipment: data gathering and analysis methodologies. *International Journal of Surface Mining, Reclamation and Environment*, 17(3), pp. 139-155.
- Jardine, AK, and Tsang, AH, 2013. *Maintenance, replacement, and reliability: theory and applications*. CRC Press, London, 364 p.
- Louit, D, Pascual, R, Banjevic, D, and Jardine, AK, 2011. Optimization models for critical spare parts inventories—a reliability approach, *Journal of the Operational Research Society*, 62(6), pp. 992-1004.
- Myers, R, Montgomery, D, and Anderson-Cook, C., 2009. *Response Surface Methodology*, John Willey and Sons Inc., USA, 856 p.
- Nageshwaranier, SS, Son, YJ, and Dessureault, S, 2013. Simulation-based optimal planning for material handling networks in mining, *Simulation*, 89(3), pp. 330-345.
- Ozdemir, B, and Kumral, M, 2019. Simulation-based optimization of truck-shovel material handling systems in multi-pit surface mines, *Simulation Modelling Practice and Theory*, 95, pp. 36-48.
- Ozdemir and M. Kumral, 2017. Stochastic Assessment of the Material Haulage Efficiency in the Earthmoving Industry, *Journal of Construction Engineering and Management*, 143(8), pp. 1-9.
- Paricheh, M, Osanloo, M, and Rahmanpour, M., 2018. A heuristic approach for in-pit crusher and conveyor system’s time and location problem in large open-pit mining, *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, 32(1), pp. 35-55.
- Rahimdel, MJ, Ataei, M, Kakaei, R, and Hoseinie, SH, 2013. Reliability analysis of drilling operation in open pit mines, *Archives of Mining Sciences*. 58(2), pp. 569-578.
- Rahimdel, MJ, Ataei, M, Khalokakaei, R, and Hoseinie, SH, 2013. Reliability-based maintenance scheduling of hydraulic system of rotary drilling machines, *International journal of mining science and technology*, 23(5), pp. 771-775.

- Slimacek, V, and Lindqvist, BH, 2016. Nonhomogeneous Poisson process with nonparametric frailty, *Reliability Engineering & System Safety*, 149, pp. 14-23.
- Tobias, PA, and Trindade, D, 2011. *Applied reliability*. CRC Press, London, 600 p.
- Torkamani, E, and Askari-Nasab, H, 2015. A linkage of truck-and-shovel operations to short-term mine plans using discrete-event simulation, *International Journal of Mining and Mineral Engineering*, 6(2), pp. 97-118.
- Ugurlu, OF, and Kumral, M, 2020. Management of drilling operations in surface mines using reliability analysis and discrete event simulation, *Journal of Failure Analysis and Prevention*, 20(4), pp. 1143-1154.
- Ugurlu, OF, Ozdemir, B, and Kumral, M, 2020. Drilling Performance Management through Reliability-Based Optimization. In: Liyanage J., Amadi-Echendu J., Mathew J. (eds) *Engineering Assets and Public Infrastructures in the Age of Digitalization*. Lecture Notes in Mechanical Engineering, Springer, Cham. https://doi.org/10.1007/978-3-030-48021-9_3, pp. 23-29.
- Yuriy, G, and Vayenas, N, 2008. Discrete-event simulation of mine equipment systems combined with a reliability assessment model based on genetic algorithms, *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, 22 (1), pp. 70-83.

EXPLOSIVES AND INITIATION SYSTEMS
PATLAYICI MADDELER VE ATEŐLEME SİSTEMLERİ

Elektronik ve Elektriksiz Ateşleme Sistemi ile Yapılan Patlatmaların Karşılaştırılması: Örnek Çalışma

Comparison of Blasting with Electronic and Non-Electrical Ignition System: A Case Study

G.G.U. Aksoy

Hacettepe Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Ankara, gulsevaksoy@hacettepe.edu.tr

C.O. Aksoy

Dokuz Eylül Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü, İzmir, okay.aksoy@deu.edu.tr

H.E. Yaman

Dokuz Eylül Üniversitesi Torbalı Meslek Yüksek Okulu, İzmir, hasaneray.yaman@deu.edu.tr

O.N. Kırmızı

Hacettepe Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Ankara, orcun.kirmizi@hotmail.com

ÖZET Literatürde ve dünyada 30 yıllık yeri olan ve şu an 5. Nesli kullanılan elektronik ateşleme sistemleri ülkemizde halen özel uygulamalar dışında kullanım alanı bulamamıştır. Bunun sebepleri arasında ülkemiz maden mühendislerinin bu konuya yeteri kadar eğilim göstermemeleri, birim fiyatların görece çok daha yüksek olması, konu üzerine yeterli çalışmanın yapılmış olmaması, yeterli Türkçe kaynak bulunmaması ve insanların elektronik ateşleme sistemi ile yapabileceklerinin farkında olmaması sayılabilir.

Elektronik ateşleme sistemlerinin avantajlarının ön plana çıkarılması ve Türkiye’de kullanımının artması için önayak olunması hedeflenerek bu çalışma gerçekleştirilmiştir. Çalışma kapsamında Türkiye’de bulunan bir polimetallik madende elektronik ateşleme sistemi kullanılarak 2 adet patlatma gerçekleştirilmiş ve veriler kayıt altına alınmıştır. Bu veriler elektriksiz ateşleme sistemi kullanılarak yapılan patlatmalar ile karşılaştırılmıştır. Karşılaştırma sonucunda elektronik ateşleme sisteminin patlatmanın çevresel etkilerine ve patlatma verimine olumlu katkıları açıkça ortaya çıkmaktadır.

Anahtar kelimeler: *Elektronik kapsül, ateşleme sistemi, elektriksiz kapsül, patlatma*

ABSTRACT Electronic ignition systems, which have a place in the literature and the world for 30 years and are currently used in the 5th generation, still have not found any area of use other than special applications in our country. Among the reasons for this are that our country's mining engineers do not show enough attention to this subject, the unit prices are much higher, not enough studies have been done on the subject, there are not enough Turkish resources and people are not aware of what they can do with the electronic ignition system.

This study was carried out with the aim of bringing the advantages of electronic ignition systems to the forefront and to be a pioneer in increasing their use in Turkey. Within the scope of the study, 2 blasts were carried out using electronic ignition system in a polymetallic mine in Turkey and the data were recorded. These data were compared with the blasting using the non-electrical ignition system. As a result of the comparison, the positive contributions of the electronic ignition system to the environmental effects of blasting and blasting efficiency are evident.

Keywords: *Electronic cap, ignition system, nonelectric cap, blasting*

1 GİRİŞ

Bilindiği üzere, elektronik ateşleme sistemleri Dünya’da 30 yıldan beri uygulanmaktadır. Bu sistemler, madenlerde cevher kirlenmesini önlemek, şev duraylılığını sağlamak, istenilen parça boyutunu elde etmek, titreşim ve hava şoku problemlerini en aza indirmek konularında oldukça başarılı patlatmalar tasarlanıp uygulanabilmesine olanak sağlamaktadır. Bu çalışmada elektronik ateşleme sistemlerinin sahada uygulamasını görmek ve sonuçları nonel ateşleme sistemi ile yapılan benzer patlatmayla karşılaştırmak amaçlanmıştır.

Literatürden de bilindiği gibi, elektronik ateşleyiciler bir piroteknik bileşimin yanma hızına dayanan geleneksel piroteknik ateşleyicilerden daha doğru zamanlama sağlar (Cardu, 2013). Elektronik ateşlemenin zamanlama doğruluğu yeteneği ise şunları sağlar:

- Patlayıcı enerjisinin daha verimli uygulanması.
- Parça boyutu homojenliği.
- Hafriyat verimliliğinde artış.
- Hafriyat işlemlerinde maliyet tasarrufu.
- Patlatmanın halk tarafından daha iyi kabul görmesi.
- Patlamanın neden olduğu titreşimlerin ve hava şokunun kontrolü.
- Şev stabilitesine katkısı
- Cevher kirlenmesinin önlenmesi

Bu çalışma kapsamında elektriksiz ve elektronik ateşleme sistemleri kullanılarak gerçekleştirilen patlatmalar, verim, iş güvenliği ve çevreye olan etkiler açısından karşılaştırılarak yukarıda sayılan avantajların hangilerinin ne ölçüde elde edilebileceği anlaşılmaya çalışılmıştır. Küresel ölçekte 30 yılı aşkın süredir kullanılmakta olan elektronik kapsüller, ülkemizde özel uygulamalar dışında halen yaygın bir kullanım alanı elde edememiştir. Bunun başlıca sebeplerinden biri bu konu ile ilgili yeterli çalışma yapılmamış olmasıdır. Bu sebeple, elektronik ateşleme sistemlerinin avantajlarını araştırıp ortaya koyarak işletmelerin elektronik ateşleme sistemlerini kullanmasını yaygınlaştırmak ve ülkemizi madencilik alanında küresel teknoloji seviyesine çıkarmak için konuya ışık tutmak amaçlanmıştır.

Bu amacı gerçekleştirmek için bir metalik sahada, elektronik ateşleme sistemi ile 2 adet patlatma gerçekleştirilmiştir. Bu patlatma sonuçları daha önce aynı lokasyonda aynı paternde ve aynı koşullarda elektriksiz ateşleme ile yapılan patlatma sonuçlarıyla karşılaştırılmıştır.

2 UYGULAMA: SAHA_A

Saha_A olarak adlandırdığımız bölgede, sahanın iki farklı kotunda iki grup patlatması elektronik ateşleme sistemi ile yapılmıştır. Bu uygulamada ilk yerli marka elektronik kapsüller ve ateşleme sistemi, detEX kullanılmıştır (Şek. 1).



Şekil 1. Elektronik kapsüllerin saha uygulamasından bir görüntü

Çalışmanın amacı, Saha_A'nın bir bölgesinin heyelan tehlikesi açısından riskli olması nedeniyle, patlatma kaynaklı sismik dalgaların çevrelerde yaratacağı titreşimi en aza indirecek patlatmayı gerçekleştirmek; cevherli bölgede de cevher/pasa karışmasını en aza indirecek patlatmayı gerçekleştirmektir. Bu sebeple hem daha güvenli hem de 0 ile 15.000 milisaniye arasında 1'er ms'lik artışlarla gecikme ataması sağlamakta olan elektronik ateşleme sistemi bu uygulama için tercih edilmiştir. Elektronik kapsül sisteminin ortaya koyduğu esnek gecikme atama imkânı sayesinde sahada gerçekleştirilen patlatmada delik gecikmelerinin ortaya çıkarttıkları mükerrerliğin en aza indirilmesi amaçlanmıştır. Her iki grup patlatması ve pilot patlatmalardan kaynaklı sismik dalgalar, 5 adet sismografla kaydedilmiştir. Böylece elektronik kapsülle yapılan patlatmalardan ortaya çıkan sismik dalgaların analizi, incelenmesi ve aynı bölgede daha önce nonelle yapılan ve tarafımızca da sismik kayıtları alınan patlatma sonuçlarıyla da karşılaştırabilmemiz mümkün olabilmektedir.

Tablo 1'de her iki grup patlatmasına ait patlatma bilgileri yer almaktadır. Her grubun yanında, gruptaki deliklerle aynı şekilde doldurulmuş pilot patlatma deliği hazırlanmış ve patlatılmıştır.

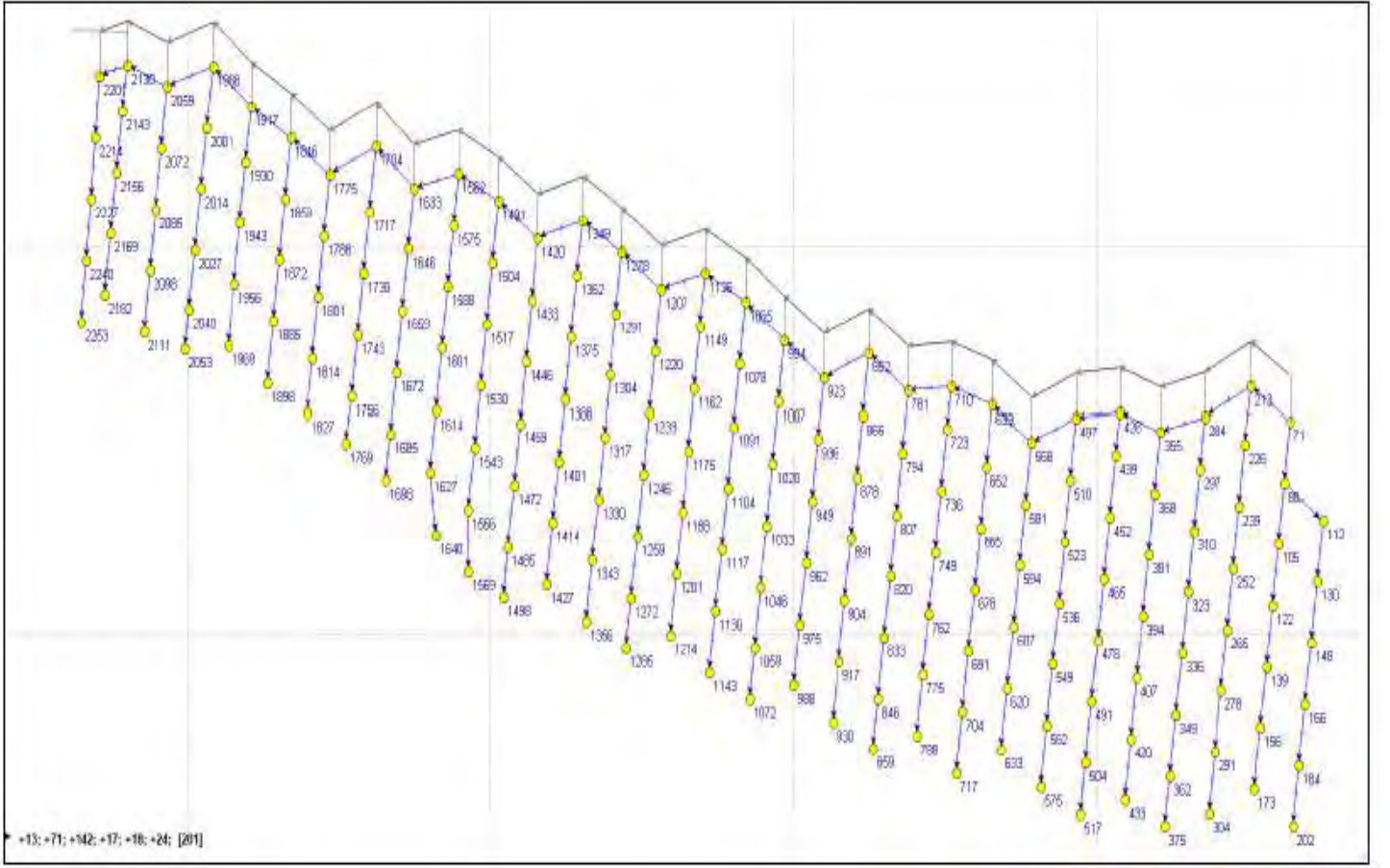
Tablo 1. Saha_A'da pasa ve cevherde yapılan elektronik ateşleme sistemi uygulamasındaki patlatma tasarımı

Patern Kodu	KR1_885-040	Patern Kodu	KR1-970-057		
Patlatma Kotu	885	Patlatma Kotu	970		
Patlatma Tarihi	4/14/2021	Patlatma Tarihi	4/14/2021		
Patern Alanı	1423 m ²	Patern Alanı	1592 m ²		
Delik Sayısı	200 adet	Delik Sayısı	200 adet		
Geometri(m)	2.6 x 3.0	Geometri	2.8 x 3.2		
Dip Delgi	0.4 m	Dip Delgi	0.2 m		
Delik Çapı	102 mm	Delik Çapı	102 mm		
Ort. Delik Metrajı	5.00	Ort. Delik Metrajı	5.40		
Patlayıcı Miktarı (kg)	2845; 14.5kg/delik ortalama	Patlayıcı Miktarı (kg)	3325; 16.5kg/delik ortalama		
Dinamit (kg)	103.50; 0.5kg/delik	Dinamit (kg)	104.00; 0.5kg/delik		
Patlatma Saati	6:30:00 PM	Patlatma Saati	2:23:00 PM		
Yüzey Bağlantıları	53ms-19ms -13ms	Yüzey Bağlantıları	71ms-13ms		
Patern Koordinatları	X	516174.87	Patern Koordinatları	X	515713.00
	Y	4364005.6		Y	4363831.70
	Z	889.36		Z	975.25
Patern Litolojisi	Porfiri Andesit	Patern Litolojisi	Porfiri Andesit		

2.1 Saha_A Pasada Elektronik Ateşleme Sistemi ile Yapılan Patlatma Uygulaması

Bu patlatmada kullanılan toplam patlayıcı ve kapsül miktarları: 2000 kg ağır Anfo, 1325 kg Anfo olmak üzere toplamda 3325 kg yemlemeye duyarlı patlayıcı, 101 kg kapsüle duyarlı patlayıcı (her bir adedi 0.5 kg) ile birlikte 202 adet elektronik kapsül kullanılmıştır.

Şekil 2'de deliklere uygulanan elektronik kapsül gecikmeleri ve gecikmelerin takip ettikleri hat görülmektedir. Hat üzerinde orta çekme uygulaması ve bu uygulamayı takip eden gecikmelerin sıralanışı gösterilmiştir.



Şekil 2. Deliklere uygulanan elektronik kapsül gecikmeleri

Hat üzerinde orta çekme uygulaması ve bu uygulamayı takip eden gecikmelerin sıralanışı gösterilmiştir. Delikler üzerinde uygulanan patlatma tasarımında ayna üzerindeki hat üzerinde 71 ms'lik bir gecikme artışı tercih edilmişken geriye doğru akan hatlar üzerinde 13 ms'lik gecikme katsayısı tercih edilmiştir. İlk delik 71 ms sonra ateşlenirken son delik 2253 ms sonra ateşlenmektedir. Bu düzende toplam patlatma süresi 2182 ms sürmektedir. Şekil 3, pasada yapılan patlatmanın ve sismografların yerlerini göstermektedir. Sismograflar, elektronik kapsülle yapılan ateşleme sonucu meydana gelen patlama enerjisi ile ilgili analiz yapabilmek ve bunları nonelle aynı koşullarda yapılan patlatma sonuçları ile karşılaştırmak için yakın mesafelere yerleştirilmiştir. Tablo 2, pilot ve grup patlatmalardan oluşan sismik dalgaların sismograflarda ölçülen parçacık hız ve frekans değerlerini göstermektedir.

Elektronik kapsül denemesinin yapıldığı sahada, aynı koşullarda fakat nonel ateşleme ile yapılan ve tarafımızca da sismik ölçümleri alınan 13.01.2021 tarihli patlatmayla, elektronik kapsül uygulamasının yapıldığı 13.04.2021 tarihli patlatma karşılaştırılmıştır. Tablo 3'de 13.01.2021 tarihli patlatmadan alınan sismik ölçüm değerleri verilmiştir. Delik sayısı, elektronik kapsül uygulamasındaki ile aynıdır. Nonel ateşlemede 13.01.2021 tarihinde 42 ms delikler arası, 67 ms sıralar arası gecikme süresi uygulanmıştır. Delik geometrisi 3x3.5m'dir.



Şekil 3. Pasada yapılan pilot ve grup patlatmanın ve sismografların yerleri

Tablo 2. Pilot ve grup patlatmadan kaydedilen titreşim ve frekans değerleri

Sismograf	Patlatma	Ölçüm Mesafe m	T mm/s	V mm/s	L mm/s	PVS mm/s	Frekans Hz
12270	Pilot	6	5.461	27.050	19.050	27.700	60
	Grup	6	53.470	64.200	53.210	67.700	38
13368	Pilot	25	5.588	5.461	6.858	8.592	45
	Grup	35	20.570	24.640	21.460	27.770	32
12269	Pilot	128	-	-	-	-	-
	Grup	112	3.302	3.810	5.588	6.085	13
14465	Pilot	113	-	-	-	-	-
	Grup	116	5.715	4.953	9.144	9.219	14
micro	Pilot	431	-	-	-	-	-
	Grup	425	1.340	1.537	1.554	1.925	14

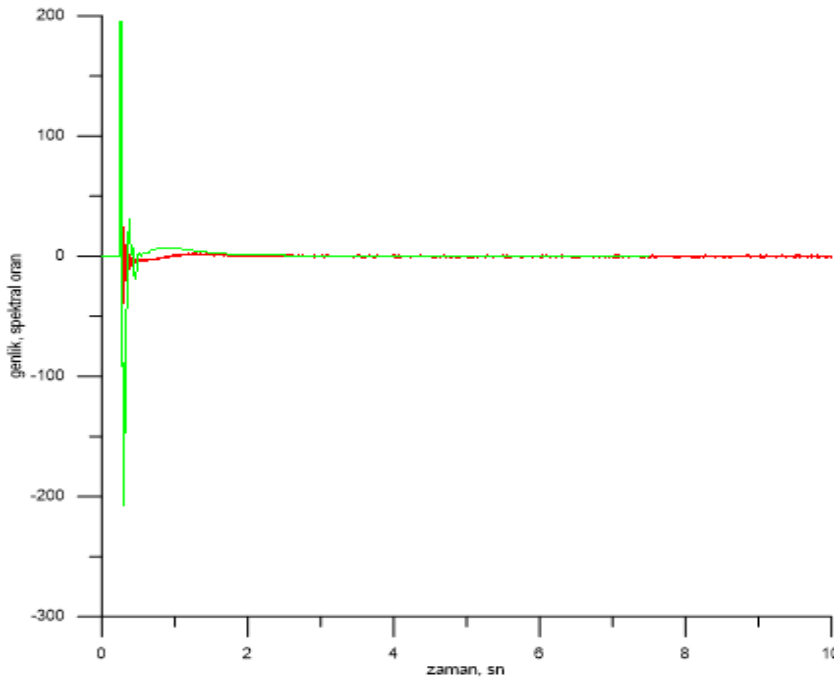
Tablo 3. Pilot ve grup patlatmadan kaydedilen titreşim ve frekans değerleri (13.01.2021 tarihli nonel ateşleme ile yapılan patlatmalar)

Sismograf	Patlatma	Ölçüm Mesafe,m	T mm/s	V mm/s	L mm/s	PVS mm/s	Frekans Hz
14465	Grup-pasa	6	55.12	64.54	57.28	83.79	10
micro	Grup-pasa	30	15.68	22.09	36.04	38.32	15

Tablo 2’de verilen elektronik kapsül uygulamasında, patlatmadan 6 m uzağa yerleştirilen sismograf- 12270’te ölçülen en yüksek titreşim hızı vektörel toplamda 67.7 mm/s dir. Frekans değeri 38 Hz’dir. Tablo 3’te, aynı koşullarda 13.01.2021’de nonel ateşleme sistemi ile yapılan patlatmada, patlatmaya 6m uzağa yerleştirilen sismograf-14465’te ölçülen en yüksek titreşim hızı vektörel toplamda 83.79 mm/s dir. Frekans değeri 10 Hz’dir. Nonel ateşleme sistemi ile yapılan patlatmadan kaynaklı sismik dalga aynı mesafede %23.5 daha fazla titreşime sebebiyet vermiştir. Tablo 2’de verilen elektronik kapsül uygulamasında, patlatmadan 35 m uzağa yerleştirilen sismograf- 13638’de ölçülen en yüksek titreşim hızı vektörel toplamda 27.7 mm/s dir. Frekans değeri 32 Hz’dir. Tablo 3’de, aynı koşullarda 13.01.2021’de nonel ateşleme sistemi ile yapılan patlatmada, patlatmaya 30 m uzağa yerleştirilen sismograf-micro’da ölçülen en yüksek titreşim hızı vektörel toplamda 38.32 mm/s dir. Frekans değeri 15 Hz’dir. Nonel ateşleme sistemi ile yapılan patlatmadan kaynaklı sismik dalga aynı mesafede %35.71 daha fazla titreşime sebebiyet vermiştir. Frekans açısından incelendiğinde ise, elektronik kapsülle yapılan ateşlemelerde, literatürde de denildiği gibi (Cardu 2013, Kara ve ark. 2014, Mishra ve ark. 2017, IME 2017) daha yüksek frekanslı dalgalar oluşmaktadır. Yüksek frekanslı dalgalar çabuk soğrulma özelliği taşıdıkları için titreşime neden olarak zarar verme özelliklerini yitirmektedirler. Bu açıdan, şevlerin duraylılığına tehdit oluşturmadan soğrulma yöneliminde olmaları istenilen bir özelliktir. Yapılar açısından değerlendirildiğinde de yüksek frekanslı dalgalar her zaman düşük frekanslı dalgalara tercih edilirler. Çünkü düşük frekanslı dalgalar yapıların doğal frekansı ile uyumlandıkları takdirde yapıları rezonansa sokarak daha büyük titreşime ve dolayısıyla hasara sebebiyet verirler.

Bir başka karşılaştırma ise, patlatma sırasında oluşan enerjinin yönlendirilmesi açısından yapılmıştır. Patlatmanın kaynağında, yani sıfır noktasında oluşan enerjinin tahmini ve bu yöntem kullanılarak kaynaktan istenilen noktada oluşacak sismik dalga kaynaklı titreşimlerin belirlenmesi tarafımızca sayısal modelleme ile yapılabilmektedir. Bu yöntemle, elektronik ve nonel ateşleme ile yapılan 2 patlatmanın kaynak enerjisinin dağılımı incelenmiştir.

Şekil 4, 13.01.2021 tarihinde sahada aynı miktarda patlayıcı ve delik ile nonelle yapılan patlatmanın kaynak verisi ve 13.04.2021 tarihinde elektronik kapsülle yapılan patlatmanın kaynak verisinin karşılaştırılmasını göstermektedir.



Şekil 4. 13.01.2021 tarihinde sahada nonelle yapılan patlatmanın kaynak verisi (yeşil) ile 13.04.2021 tarihinde elektronik kapsülle yapılan patlatmanın kaynak verisinin (kırmızı) karşılaştırılması

Şekil 4'te kırmızı renkli genlik grafiği, elektronik kapsül uygulamasında delikler arasında zamanlamanın istenilen şekilde ayarlanabilmesi ile patlayıcı enerjisinin kayayı kırmak ya da ötelemek için yönlendirilebileceğini göstermektedir. Bu çalışmada burden relief (yük hafifletmesi) 40 ms/m seçilmiş ve tüm patlamanın 2.5 saniye içerisinde bitmesi ve titreşimlerin en az olması amaçlanmıştır. Bu amaca uygun verilen gecikmeler patlatmanın enerjisinin kırmadan çok ötelemeye harcanmasına sebep olduğu için şok enerjisinin düşük görülmesine sebep olmuştur. 13.01.2021'de aynı sahada aynı delik sayısı ve patlayıcı miktarı ile nonel kapsüller kullanılarak yapılan patlatmanın şok enerjisinin yüksek görüldüğü fark edilmektedir (yeşil). Patlatma sonrasında geriye doğru fazla kırma ve tansiyon çatlaklarının fazla olmadığı, hatta Şekil 5'te gösterildiği gibi grubun arka sırasındaki delikten geriye doğru 2.67 m ile kırmanın sonlandığı belirlenmiştir. Bu da nihai şevlere yaklaşıldığında fazla kırma ve tansiyon çatlakları yaratarak şevi örselemenin önüne geçileceği anlamına gelmektedir ki yapısal süreksizlik içeren ocaklarda şev stabilitesi ve kama tipi kaymayı önlemek için çok büyük önem arz etmektedir. Bu durum Ocaktaki şev stabilite problemlerinin çözümünde kullanılabilir.

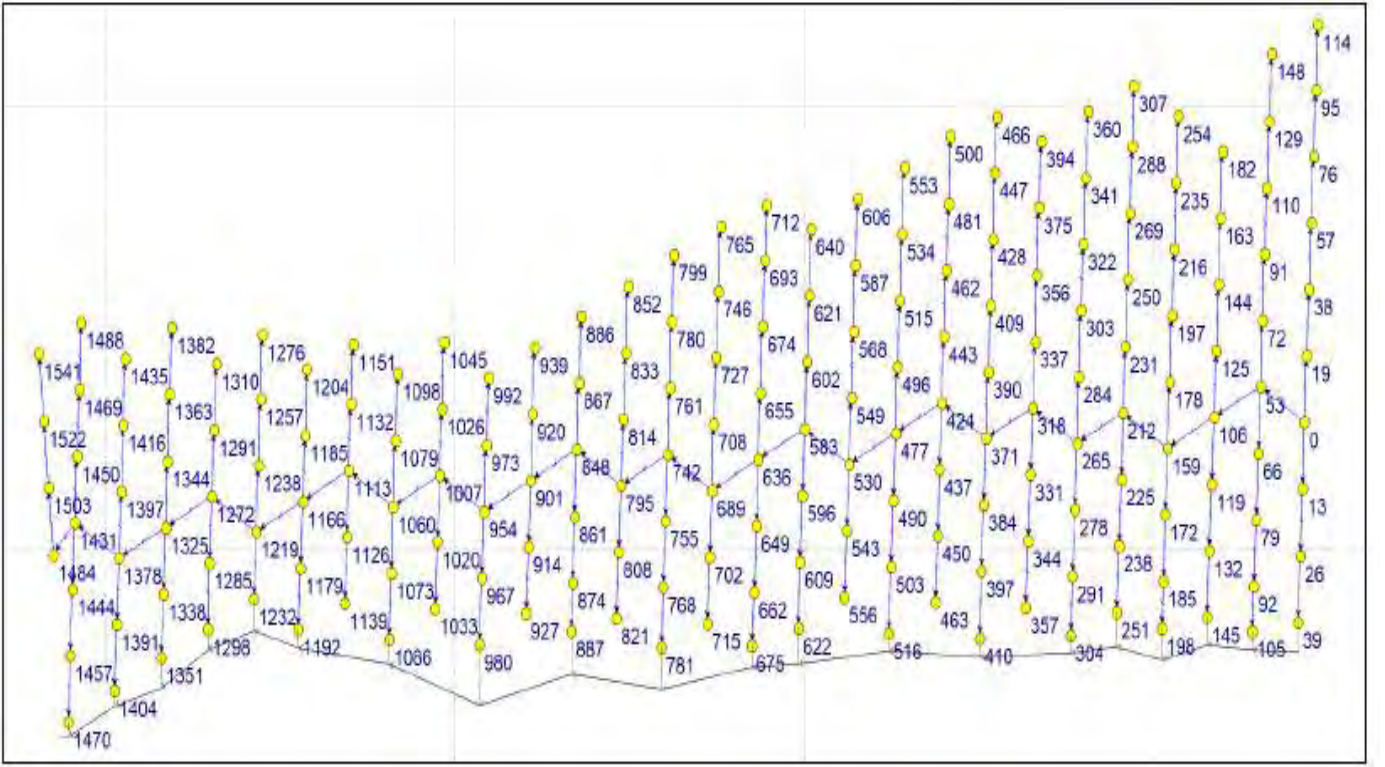


Şekil 5. Patlatma sonrası tansiyon çatlakları

2.2 Saha_A'da Cevherli Bölgede Elektronik Ateşleme Sistemi İle Yapılan Patlatma Uygulaması

199+1 delik şeklinde gerçekleştirilen patlamaya ait bilgiler Tablo 1'de verilmiştir. Bu patlatmada kullanılan toplam patlayıcı ve kapsül miktarları: 1320 kg ağır Anfo, 1325 kg Anfo olmak üzere toplamda 2645 kg yemlemeye duyarlı patlayıcı, 99.5 kg kapsüle duyarlı patlayıcı (her bir adedi 0.5 kg) ile birlikte 199 adet elektronik kapsüldür.

Şekil 6'da ise deliklere uygulanan elektronik kapsül gecikmeleri ve gecikmelerin takip ettikleri hat görülmektedir. Hat üzerinde orta çekme uygulaması ve bu uygulamayı takip eden gecikmelerin sıralanışı gösterilmiştir.



Şekil 6. Deliklere uygulanan elektronik kapsül gecikmeleri

Delikler üzerinde uygulanan patlatma tasarımında ise orta çekme metoduyla tasarlanan patlatma düzeninde orta hat üzerinde 53 ms'lik bir gecikme artışı tercih edilmişken aynaya doğru ilerleyen hat üzerinde 13 ms'lik gecikme artışları ile bir üst aynaya doğru ilerleyen hatta 19 ms'lik bir atış modeli gerçekleştirilmiştir. Toplam 199 delikte gerçekleştirilen patlatmada ilk delik referans olarak 0 ms de son delik ise 1541 ms sonra ateşlenmektedir bu da patlatmanın baştan sona 1541 ms'lik bir zaman zarfında gerçekleştiği anlamına gelmektedir.

Şekil 7, cevherde yapılan patlatmanın ve sismografların yerlerini göstermektedir. Sismograflar, elektronik kapsülle yapılan ateşleme sonucu meydana gelen patlama enerjisi ile ilgili analiz yapabilmek ve bunları nonelle aynı koşullarda yapılan patlatma sonuçları ile karşılaştırmak için yakın mesafelere yerleştirilmiştir.



Şekil 7. Cevherde yapılan pilot ve grup patlatmanın ve sismografların yerleri

Tablo 4, pilot ve grup patlatmalardan oluşan sismik dalgaların sismograflarda ölçülen parçacık hız ve frekans değerlerini göstermektedir.

Tablo 4. Pilot ve grup patlatmadan kaydedilen titreşim ve frekans değerleri

Sismograf	Patlatma	Ölçüm Mesafe, m	T mm/s	V mm/s	L mm/s	PVS mm/s	Frekans Hz
12270	Pilot	5	32.510	28.830	85.850	86.180	22
	Grup	10	52.070	60.830	125.100	125.600	21
13368	Pilot	35	9.398	5.969	13.330	14.820	24
	Grup	45	29.840	30.350	30.070	31.720	20
12269	Pilot	55	0.635	1.016	1.778	1.934	22
	Grup	60	2.794	3.429	4.572	4.808	22
micro	Pilot	72	1.025	0.567	1.135	1.445	23
	Grup	36	12.860	13.560	18.470	22.750	23
14465	Pilot	242	-	-	-	-	-
	Grup	157	1.553	1.495	2.413	2.534	20

Sahada, 121 delikli ve nonel ateşleme ile yapılan ve tarafımızca da sismik ölçümleri alınan 13.01.2021 tarihli bir grup patlatmasıyla elektronik kapsül uygulamasının yapıldığı 13.04.2021 tarihli patlatma karşılaştırılmıştır. Tablo 5’de 13.01.2021 tarihli patlatmadan alınan sismik ölçüm değerleri verilmiştir. Delik geometrisi, elektronik kapsül uygulamasındaki ile aynı olup delik başına düşen Anfo miktarı 14 kg dır. Nonel ateşlemede 13.01.2021 tarihinde 42 ms delikler arası, 67 ms sıralar arası gecikme süresi uygulanmıştır.

Tablo 5. Pilot ve grup patlatmadan kaydedilen titreşim ve frekans değerleri (13.01.2021 tarihli nonel ateşleme ile yapılan patlatmalar)

Sismograf	Patlatma	Ölçüm Mesafe,m	T mm/s	V mm/s	L mm/s	PVS mm/s	Frekans Hz
12269	Grup- cevher	20	18.80	17.02	30.35	34.49	11
14465	Grup- cevher	30	14.48	38.32	72.01	75.76	11
12270	Grup- cevher	50	18.54	15.87	21.21	29.20	10
micro	Grup- cevher	60	21.10	6.526	35.27	38.98	5

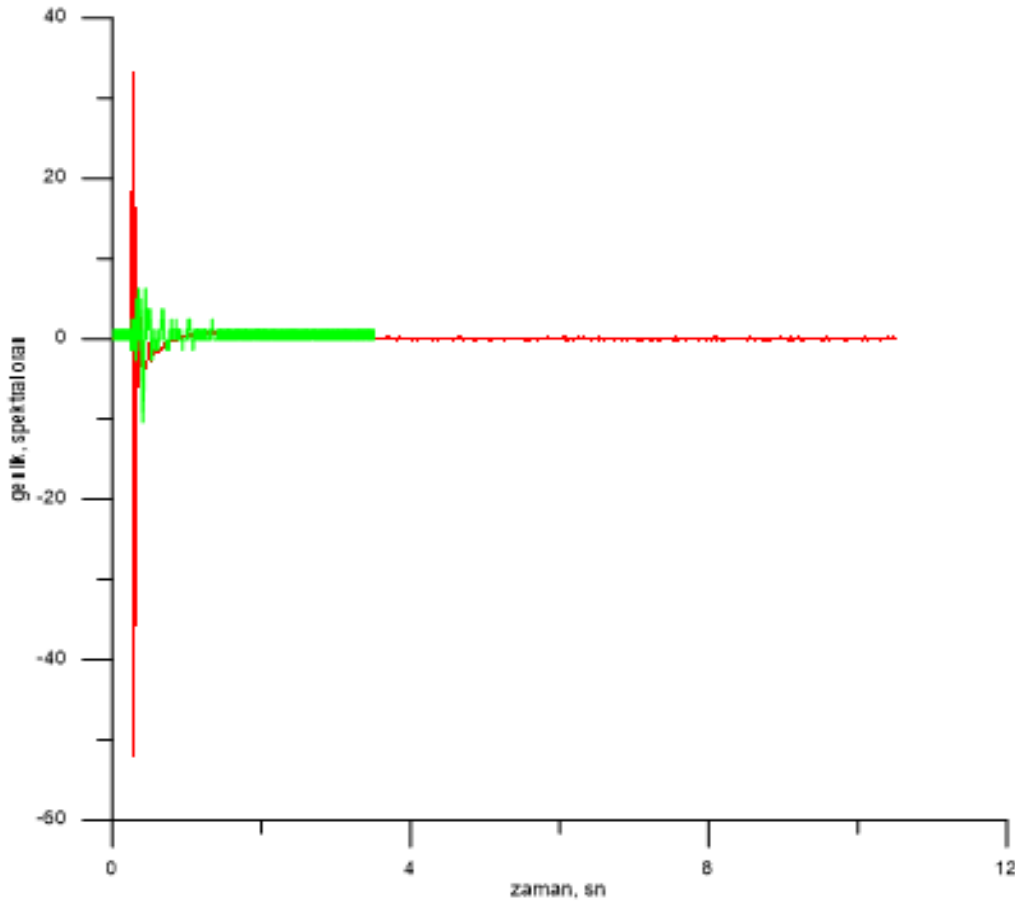
Tablo 4’de verilen elektronik kapsül uygulamasında, patlatmadan 45 m uzağa yerleştirilen sismograf- 13638’de ölçülen en yüksek titreşim hızı vektörel toplamda 31.720 mm/s dir. Frekans değeri 20 Hz’dir. Tablo 5’de, aynı koşullarda 13.01.2021’de nonel ateşleme sistemi ile yapılan patlatmada, patlatmaya 50 m uzağa yerleştirilen sismograf-12270’te ölçülen en yüksek titreşim hızı vektörel toplamda 29.20 mm/s dir. Frekans değeri 10 Hz’dir. Nonel ateşleme sistemi ile yapılan patlatmadan kaynaklı sismik dalga aynı mesafede hemen hemen aynı

titreşime sebebiyet vermiştir. Ancak frekans değeri düşüktür. Elektronik kapsülün yüksek frekanslı dalga yaratma avantajı görülmüştür.

Tablo 4’de verilen elektronik kapsül uygulamasında, patlatmadan 60 m uzağa yerleştirilen sismograf- 12269’da ölçülen en yüksek titreşim hızı vektörel toplamda 4.808 mm/s dir. Frekans değeri 12 Hz’dir. Tablo 5’te, aynı koşullarda 13.01.2021’de nonel ateşleme sistemi ile yapılan patlatmada, patlatmaya 60 m uzağa yerleştirilen sismograf-micro’da ölçülen en yüksek titreşim hızı vektörel toplamda 38.98 mm/s dir. Frekans değeri 5 Hz’dir. Nonel ateşleme sistemi ile yapılan patlatmadan kaynaklı sismik dalga aynı mesafede 9 kattan daha fazla titreşime sebebiyet vermiştir. Frekans açısından incelendiğinde ise, elektronik kapsülle yapılan ateşlemelerde, literatürde de denildiği gibi (Cardu 2013, Kara ve ark. 2014, Mishra ve ark. 2017, IME 2017) daha yüksek frekanslı dalgalar oluşmaktadır.

Patlatma sonrasında geriye doğru fazla kırma ve tansiyon çatlaklarının fazla olmadığı ve yerinde parçalanmanın da iyi olduğu belirlenmiştir. Bu da nihai şevlere yaklaşıldığında fazla kırma ve tansiyon çatlakları yaratarak şevli örselemenin önüne geçileceği anlamına gelmektedir ki yapısal süreksizlik içeren ocaklarda şev stabilitesi ve kama tipi kaymayı önlemek için çok büyük önem arz etmektedir. Bu durum Ocaktaki şev stabilite problemlerinin çözümünde kullanılabilir.

Patlatma sırasında oluşan enerjinin yönlendirilmesi açısından karşılaştırılma, bu uygulama için de yapılmıştır. Şekil 8, 13.01.2021 tarihinde sahada aynı miktarda patlayıcı ve delik ile nonelle yapılan patlatmanın kaynak verisi ve 13.04.2021 tarihinde elektronik kapsülle yapılan patlatmanın kaynak verisinin karşılaştırılmasını göstermektedir.



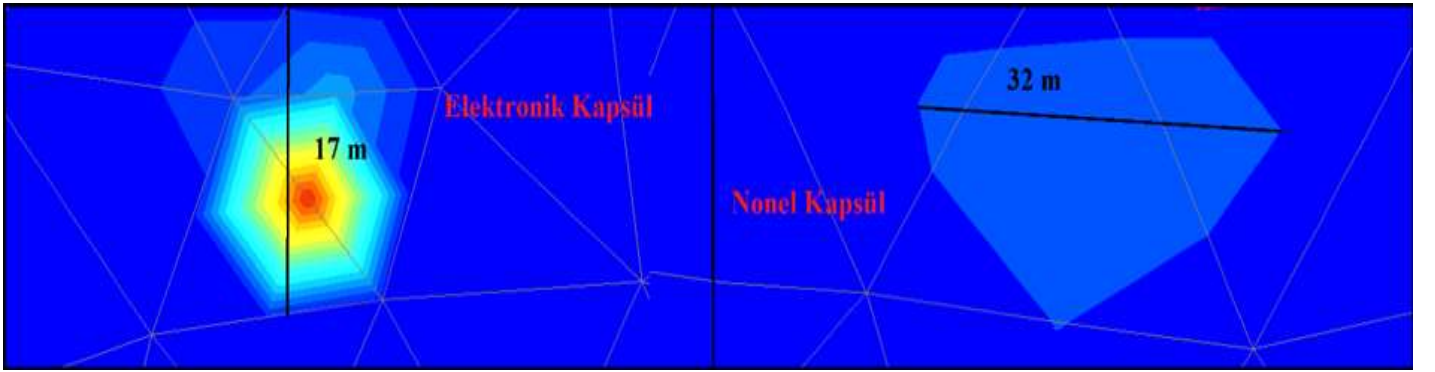
Şekil 8. 13.01.2021 tarihinde sahada nonelle yapılan patlatmanın kaynak verisi (yeşil) ile 13.04.2021 tarihinde elektronik kapsülle yapılan patlatmanın kaynak verisinin (kırmızı) karşılaştırılması

Şekil 8’de kırmızı renkli genlik grafiği, elektronik kapsül uygulamasında delikler arasında zamanlamanın istenilen şekilde ayarlanabilmesi ile patlayıcı enerjisinin kayayı kırmak ya da

ötelemek için yönlendirilebileceğini göstermektedir. Bu çalışmada burden relief (yük hafifletmesi) 20 ms/m seçilmiş ve tüm patlamanın 2 saniye içerisinde bitmesi amaçlanmıştır. Bu amaca uygun verilen gecikmeler patlatmanın enerjisinin ötelemeden çok kırmaya harcanmasına sebep olduğu için şok enerjisinin yüksek görülmesine sebep olmuştur. 13.01.2021'de aynı sahada aynı delik sayısı ve patlayıcı miktarı ile nonel kapsüller kullanılarak yapılan patlatmanın şok enerjisinin düşük görüldüğü fark edilmektedir (yeşil).

3 3B DİNAMİK NÜMERİK MODELLEME

Sahada elektronik ve nonel ateşleme ile gerçekleştirilen bu patlatmaların 3 Boyutlu Nümerik Modelleme ile analizleri ve etkilerinin değerlendirilmesi yapılmıştır. Bu çalışma başka bir yayın konusu olup burada sadece sonuçlarından bahsedilecektir. Patlatmadan 6 m uzaklıktaki noktada elektronik kapsül ile yapılan patlatmada oluşan yerçekimsel ivme miktarı yaklaşık 11 mm/sn² (1.15 g) iken nonel kapsülle yapılan patlatmada bu değer yaklaşık iki katından fazla olmakta ve 26.46 mm/sn² (2.7 g) değerini almaktadır. Şekil 9'da heyelanlı bölgede nonel ve elektronik kapsülle yapılan patlatmaların modelle bulunan etki alanları verilmektedir. Şekil incelendiğinde, heyelanlı bölgede nonel kapsül ile yapılan patlatmanın etki alanı 32 m iken elektronik kapsülle yapılan patlatmanın etki alanınının 17 m olduğu görülmektedir



Şekil 9. Heyelanlı Bölgede Elektronik ve Nonel Kapsül ile yapılan patlatmaların etki alanları

4 SONUÇLAR

Pasada yapılan patlatmada, Nonel ateşleme sistemi ile yapılan patlatmadan kaynaklı sismik dalganın, elektronik kapsülle yapılan patlatmadan kaynaklı sismik dalganın kaydedildiği sismograftan daha uzak mesafede olmasına rağmen %25- 35 daha fazla titreşime sebebiyet vermesi dikkat çekicidir. Cevherde bu fark 9 kata kadar çıkmaktadır.

Frekans açısından incelendiğinde ise, elektronik kapsülle yapılan ateşlemelerde, literatürde de belirtildiği gibi daha yüksek frekanslı dalgalar oluştuğu görülmüştür. Yüksek frekanslı dalgalar çabuk soğrulma özelliği taşıdıkları için titreşime neden olarak zarar verme özelliklerini yitirmektedirler. Bu açıdan, şevlerin duraylılığına tehdit oluşturmadan soğrulma yöneliminde olmaları istenilen bir özelliktir.

Bir başka karşılaştırma, patlatma kaynaklı enerjinin yönlendirilmesi açısından yapılmıştır. Elektronik kapsülle, patlatma enerjisinin istediğimiz yönde (kıрма ya da öteleme) kullanılması için gerekli gecikmelerin verilebileceği anlaşılabilmektedir. Bu çalışmada cevherde elektronik kapsülle yapılan patlatmada enerjinin kırmada kullanımının, nonelle yapılanaya göre daha fazla olduğu; pasada ise tam tersi olduğu görülmüştür. Tabi ki, bu durum, çalışma sırasında modellemede verdiğimiz "burden relief" miktarı ile ilgilidir.

Yapılan elektronik kapsül uygulamasında patlatma sonrasında geriye doğru fazla kıрма ve tansiyon çatlaklarının fazla olmadığı, hatta grubun arka sırasındaki delikten geriye doğru 2.6 m ile kırmanın sonlandığı belirlenmiştir. Bu da nihai şevlere yaklaşıldığında fazla kıрма ve

tansiyon çatlakları yaratarak sevi örselemenin önüne geçileceği anlamına gelmektedir ki yapısal süreksizlik içeren ocaklarda şev stabilitesi ve kama tipi kaymayı önlemek için çok büyük önem arz etmektedir. Bu durum sıklıkla akmaların yaşandığı bölgede şev stabilize problemlerinin çözümünde kullanılabilir.

Sahada Ocak 2021 tarihinde nonel kapsül ile yapılan 204 delikli patlatma deneyi ile yine aynı ocakta Nisan 2021 tarihinde elektronik kapsül ile yapılan 200 delikli patlatma sonuçları 3 boyutlu dinamik (zamana bağlı) nümerik modelleme analizleri ile incelenmiştir:

Patlatmadan 6 m uzaklıktaki noktada elektronik kapsül ile yapılan patlatmada oluşan yerçekimsel ivme miktarı yaklaşık 11 mm/sn² (1.15 g) iken nonel kapsülle yapılan patlatmada bu değer yaklaşık iki katından fazla olmakta ve 26.46 mm/sn² (2.7 g) değerini almaktadır.

Heyelanlı bölgede nonel kapsül ile yapılan patlatmanın etki alanı 32 m iken elektronik kapsülle yapılan patlatmanın etki alanınının 17 m olduğu görülmektedir.

Yapılan incelemeler ve 3 boyutlu zamana bağlı dinamik nümerik modelleme analizleri sonucunda sahanın şu anki durumu da göz önüne alındığında özellikle heyelanlı bölgeye yakın alanlarda elektronik kapsül kullanılması önem arz etmektedir.

Yapılan incelemeler sonucu elektronik kapsül ile yapılan patlatmaların yarattığı sismik dalgalar ile nonel kapsül ile yapılan patlatmaların oluşturduğu sismik dalgalar sonucunda oluşan partikül hızları yakın olsa da, elektronik kapsül ile yapılan patlatmalar sonucunda oluşan ivme değerinin çok daha düşük ve frekansların ise çok daha yüksek olması nedeniyle çabuk soğuruldukları görülmüştür. Bu nedenle, elektronik kapsül ile yapılan patlatmalarda deformasyon miktarları ve etki alanları çok daha düşüktür. Teknik açıdan ve ocağın geleceği düşünüldüğünde sahada elektronik kapsül ile patlatmaların arttırılması ocak stabilitesi ve Güvenli Madencilik için önem arz etmektedir.

Genel sonuçlar değerlendirildiğinde;

Bu incelemenin sonuçları, elektronik kapsül kullanımının titreşim azaltma, artan frekanslar, hava şoku, patlatma enerjisinin yönlendirilmesi (kayacı kırmaya ya da ötelemeye) istenilen parçalanma, kazılabilirlik ve aşırı kırma, tansiyon çatlaklarının oluşumunun kontrolü açısından avantajlı olduğunu göstermektedir. Kırma maliyeti tasarrufu (birincil ve ikincil parçalanma sırasında daha az enerji kullanılır) da sağlayacağı ve ardışık maliyetlerde de azalmaya sebebiyet vereceği açıktır ancak maliyetlerle ilgili çalışma henüz tarafımızca yapılmamıştır.

Bununla birlikte, doğru bir patlatma tasarımı ve yeterli ve doğru delik delme ve şarjı garanti edildiğinde elektronik kapsüllerin avantajlarından bahsedilebilir.

KAYNAKLAR

- Cardu M., 2013. A review of the benefits of electronic capsüls, Rem Revista Escola de Mines.
 IME, 2017. "EBIS Guideline, Electronic Blast Initiation System".
 Kara S., Adamson W.R., Reis W.J., Trousell R., 2014. The Latest generation of the electronic system enhanced safety and productivity. Proceda Engineering, Vol. 83, s.432-440.
 Mishra A.K., Nigem Y.K., Singh D.R. 2017. Controlled Blasting in a Limestone Mine Using Electronic Detonators, Journal of Geological Society of India.

Bir Kontrollü Patlatma Uygulamasında Elektronik Kapsül Kullanımından Elde Edilen Faydalar

The Benefits of Using Electronic Detonators in a Controlled Blasting Application

Ü. Kılıç

Madser Ltd. Şti., Ankara, ukilic@madser.com.tr

M. Derya

Madser Ltd. Şti., Ankara, mderya@madser.com.tr

V. Alabaş

Madser Ltd. Şti., Ankara, valabas@madser.com.tr

ÖZET Son zamanlarda kullanımı giderek artan elektronik kapsüllerin sağladığı faydaları bilmek kullanıcının operasyon sırasında bu ürünün hangi özelliklerinden yararlanabileceğini belirlemesi açısından önemlidir.

Bu çalışmada bir kontrollü patlatma uygulamasında elektronik kapsül kullanımının pratikte sağladığı faydalar anlatılmaktadır. Birim fiyatının pahalı olması nedeniyle başlangıçta düşünülmeyen bu ürünler, duyulan bir ihtiyaç sonucu kullanılmaya başlanmış ve uygulamalar sırasında gözlenen faydaları yorumlanarak operasyona katkı yapmıştır.

Anahtar kelimeler: Patlatma, Elektronik kapsül, Fayda

ABSTRACT Knowing the benefits of electronic detonators, which have been increasingly used in recent years, is important for the user to determine which features of this product can benefit from during the operation.

This study describes the benefits of using electronic detonators in a controlled blasting application in practice. Products, which were not initially thought due to its high unit price, started to be used because of a need, and contributed to the operation by interpreting the benefits observed during the applications.

Keywords: Blasting, Electronic Detonator, Benefit

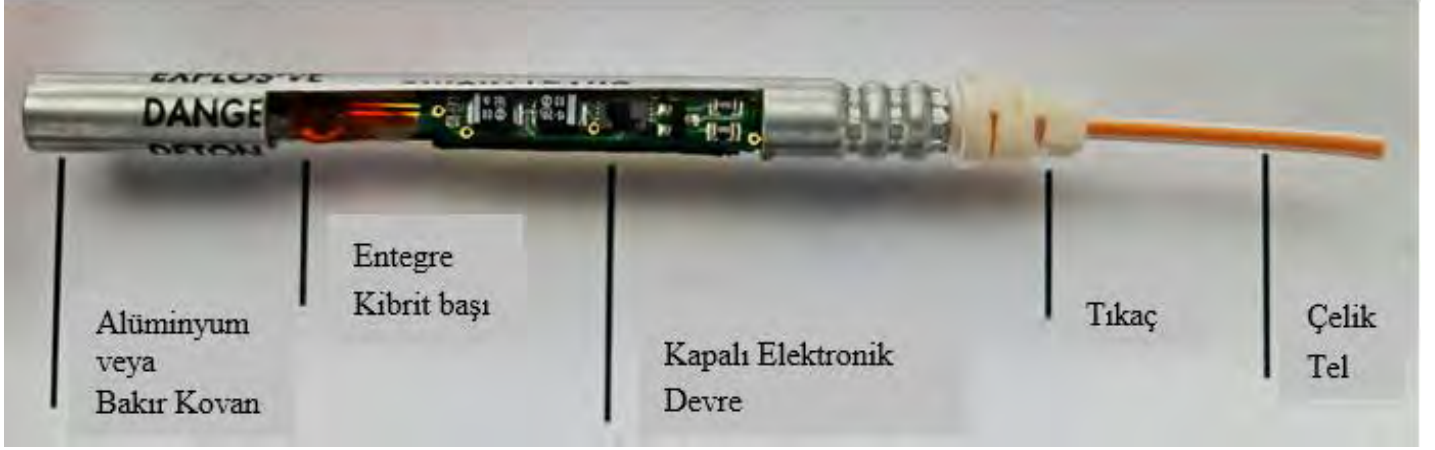
1 ELEKTRONİK KAPSÜLLERİN YAPISI VE FAYDALARI

1990'lı yıllarda sahneye çıkan elektronik kapsüllerin kullanımı günümüzde giderek yaygınlaşmaktadır. Tüm yeni ürünlerin olduğu gibi elektronik kapsüllerin ortaya çıkmasının temel sebebi de ihtiyaçtır. Ateşleme sistemlerinin tarihsel gelişimi incelendiğinde, adi kapsül-emniyetli fitil birlikteliğinden elektrikli kapsüllere, infilaklı fitillere, elektriksiz kapsüllere doğru emniyeti ve verimliliği esas alan bir gelişim süreci yaşanmıştır. Her yeni ürün kendisinden öncekilerin maruz kaldığı tehlikelere ve yetersizliklere karşı kullanıcıların elini rahatlatan seçenekler sunmuştur. Elektronik kapsüller kendisinden önceki ürünlerle sağlanması mümkün olmayan bazı faydalar sunmaktadır. Bunlar genel olarak şunlardır:

- Gecikme sürelerinin kullanıcı tarafından tayin edilmesi
- Gecikme sürelerinin daha fazla sayıda ve esnek seçilebilmesi (1'er ms aralıklı)
- Gecikme sürelerindeki sapmanın sıfıra yakın olması
- Güvenlikle ilgili detaylar

1.1 Elektronik Kapsüllerin Yapısı

Elektronik kapsüllerin genel yapısı elektrikli ve elektriksiz kapsüllerin yapısına benzemektedir olup temel farklılık gecikmenin piroteknik bir gecikme elemanı tarafından değil elektronik bir çip ile kontrol ediliyor olmasıdır. Diğer kapsüllerde olduğu gibi kovanın dip kısmına yerleştirilmiş bir ana şarj ve onun üstünde kibrit başından ilk enerjiyi alarak ateşlemeyi başlatan birincil şarj vardır. Birincil şarjı üzerinde bulunan kibrit başı, entegre olduğu bir çip tarafından kontrol edilmektedir (Şek. 1)



Şekil 1. Elektronik Kapsülün Genel Yapısı (Davey Bickford Elektronik Kapsül Numunesi)

Enerji, kapsül telleri ile çip üzerindeki devreye iletilir ve devrede bulunan kapasitörde depolanır. Elektronik devre, kullanıcı tarafından bildirilen gecikme süresi sonrası kibrit başını ateşler. Kibrit başı birincil şarjı ve birincil şarj da ana şarjı ateşleyerek kapsül patlatılmış olur. Elektronik devrenin yüklediği gecikme süresi, kibrit başının ateşlenme süresi, birincil şarjın ateşleme süresinin toplamı toplam gecikme süresini tayin eder. Tüm bu süreçlerde neredeyse sıfıra yakın sapma ile planlanan gecikme süresini sağlayabilmektedir.

1.2 Genel Faydaları

Bu bölümde kısaca elektronik kapsüllerin 1.Bölümde verilen genel faydalarından bahsedilecektir.

1.2.1 Gecikme sürelerinin kullanıcı tarafından belirlenebilmesi

Elektronik kapsüllerin dışındaki ateşleme sistemlerinde (elektrikli gecikmeli kapsüller, elektriksiz kapsüller, gecikme röleleri vb.) gecikme süresi üreticiler tarafından sağlanan ürünler ile sınırlı kalmaktadır. Şöyle ki ülkemizde kullanılan elektrikli kapsüller genellikle her biri arasında 30 ms aralıklı olmak üzere 16 adet gecikmeden oluşmaktadır. Aynı şekilde yüzey veya yeraltı uygulamalarında daha yaygın şekilde kullanılmakta olan elektriksiz kapsüllerin gecikme süreleri de üretici firma tarafından sağlanan belirli gecikmelerden ibarettir. Elektrikli veya elektriksiz ateşleme sistemleri ile sunulanlardan farklı gecikme süresi kullanımı sadece elektronik kapsüller ile mümkündür. Kimi özel uygulamalarda kullanılmak istenen gecikme süreleri ancak elektronik kapsüller ile sağlanabilmektedir.

Elektronik kapsüllerin gecikme sürelerinin kullanıcı tarafından belirlenmesi ayrıca depolama açısından da oldukça önemli fayda sağlamaktadır. Bu sayede kullanıcı açısından herhangi bir gecikmeye sahip kapsülün stokta kalıp kalmadığı kaygısı ortadan kalkmaktadır. Tedarikçi firmalar açısından da çok fazla sayıda gecikmelerin yurtdışından ithali, depolarda stoklanması ve stok takibi gibi süreçlerde rahatlama sağlanmaktadır.

1.2.2 Gecikme sürelerinin fazla sayıda seçilmesi

Bir önceki bölümde anlatıldığı gibi elektronik kapsüller dışındaki ateşleme sistemlerinde gecikme süreleri ve sayıları ancak piyasada mevcut ürünler ile sınırlı kalmaktadır. Bu durum özellikle kontrollü patlatma gibi özel uygulamalar yapılmak istendiğinde kullanıcıların elini bağlayan bir durumdur. Örneğin büyükşehirlerde yapılan metro inşaatları gibi yeraltı kazılarında sarsıntıyı kontrol altında tutmak için her deliğin ayrı ayrı zamanlarda patlatılması gündeme gelebilmektedir. Böyle bir uygulamada yer üstü ve yeraltı kapsülleri aynı paternde kullanılsa dahi yeterli gecikme sayısının sağlanamadığı durumlar ortaya çıkabilmektedir. Oysa elektronik kapsüllerde üreticilere göre değişmekle birlikte 1'er ms aralıklarla 0 ms'den 30.000 ms'ye kadar gecikme verilebilme imkanı vardır. Aynı şekilde yer üstü patlatmalarında sıra sayısı arttıkça farklı sıralardaki bazı deliklerin gecikme süreleri çakışabilmekte veya birbirlerine çok yaklaşabilmektedir. Bu durum sarsıntı sorunu olan bölgelerde kullanıcı açısından dezavantaj oluşturur. Elektronik kapsüllerin kullanıldığı çok büyük atımlarda dahi (örneğin 1.000 delik/atım) bir yazılım yardımıyla her deliği gecikme süreleri çakışmayacak ve birbirlerine belirli bir gecikme süresinden daha az sürede yaklaşmayacak şekilde (örneğin 8ms) programlamak mümkün olabilmektedir.

1.2.3 Gecikme sürelerindeki sapmanın sıfıra yakın olması

Bölüm 1.1'de belirtildiği gibi elektronik kapsüllerin gecikme süreleri bünyelerindeki bir çip tarafından kontrol edilmektedir. Böylece piroteknik gecikme elemanlarında görülen görece çok büyük sapmalar elektronik kapsüllerde görülmez. Farklı üreticiler tarafından farklı sapma değerleri verilmekle birlikte bu sistemlerde en fazla 1-2 ms sapma görülebilir. Oysa 500 ms gecikmeye sahip bir elektriksiz kapsülü ele alırsak, bu kapsül başlatıldığında gecikme süresinde 50 ms'ye kadar sapma görülebilir ki bu durumda söz konusu kapsül 450 ms ile 550 ms aralığında herhangi bir sürede ateşlenebilir. Hassas unsurların yakınlarında patlatma yapmak, cevher pasa ayırımını efektif yapabilmek, fazla kazıyı önlemek gibi özel uygulamalarda, planlanan gecikmenin uygulamada doğru olarak elde edilmesi önem kazanmaktadır. Ayrıca parça boyutunu kontrol etmek adına bazı uygulamalarda delikler arası gecikmeler 1-2 ms gibi küçük değerlerde seçilebilmektedir ki böylesi küçük gecikmelerin hassas şekilde elde edilmesi ancak elektronik kapsüller ile mümkün olabilmektedir.

1.2.4 Güvenlikle ilgili detaylar

Patlatma operasyonlarında öncelikli hedefin atımı güvenli şekilde gerçekleştirmek olduğu tartışılmazdır. Atım verimi ve işin ekonomik boyutu ancak patlatmanın güvenli bir şekilde gerçekleştiğinden emin olunduktan sonra yapılmalıdır. Ülkemizdeki delme patlatma konusunda duayen isimlerden Ömer Yılmaz Erkoç, TMMOB Maden Müh. Odası tarafından 13-14 Mart 2019 tarihinde Ankara'da düzenlenen "İleri Seviye Delme Patlatma Eğitimi" kapsamında vermiş olduğu derste konuyu şöyle vurgulamıştır: **"Güvenliği sağlanmayan hiçbir uygulamanın ekonomisinden bahsedilemez"** (Erkoç 2019).

Elektronik kapsüller, programlama cihazları ile 2 yönlü iletişim kurarak dolumdan önce, dolum sırasında ve ateşleme cihazına bağlandıktan sonra atımdan hemen önce olmak üzere 3 aşamada test edilir. Bu test sonucu herhangi bir arızalı kapsülün varlığı, devreye bağlı kapsül sayısı, cihaz ile iletişime geçmeyen bir kapsülün varlığı durumunda bu kapsülün hangi kapsül olduğu kontrol edilebilmektedir. Bilindiği gibi elektriksiz kapsüllerin en büyük dezavantajı kontrollerinin ancak elle ve gözle yapılabilir olmasıdır. Oysa elektronik kapsüllerin anlatıldığı gibi 3 aşamadaki kontrolü ile ateşlemeden önce tüm kapsüllerin sağlam ve devreye bağlanmış olduğu ve ateşleme cihazıyla kapsüllerin iletişiminde sorun olmadığı anlaşılabilir.

Ayrıca elektronik kapsüllerin gecikmesinin delik içerisinde verilmesi ile önce patlayan deliklerden fırlayan kaya parçalarından veya zemin hareketi ile delik içi hattının kesilmesi sonucu atım kesme riski ortadan kalkmaktadır.

2 PROJE HAKKINDA KISA BİLGİ

Bir açık ocak maden işletmesine yapılacak olan yeni bir tesisin temel kazıları aşamasında delme patlatmalı kazı yapılması gerekmiştir. Ancak kazı yapılacak bölgenin çok yakınlarında çeşitli madencilik unsurları, yüksek gerilim hatları ve ofis binaları bulunması nedeniyle çalışmalar öncesinde ciddi bir ofis çalışması yapılmıştır. Yapılan ofis çalışmasında kazı alanı risk bölgelerine göre ayrılmış ve yakınlarındaki unsurlar için limit PPV değerleri belirlenmiştir. Yapılacak patlatmaların bu değerlerin altında kalması için mesafeye bağlı olarak birim zamanda devreye girecek şarj miktarı sınırlandırılmıştır. Bu nedenle delik boyu en fazla 7,50 m olarak belirlenmiştir. Ayrıca kaya fırlamasını kontrol altında tutabilmek için deliklerin 4 m'den daha az delinmemesi önerilmiştir (Kılıç ve ark. 2017).

Sarsıntı hesabı ile birlikte kaya fırlaması ile ilgili bir modelleme yapılmıştır. Richards ve Moore yaklaşımı ile ileri, geri ve yukarı yönlü kaya fırlama mesafeleri hesaplanarak patlatma gölgelerinin en yakınlarındaki unsurların kaya fırlamasından etkilenip etkilenmeyecekleri kontrol edilmiştir. Sarsıntı hesabına göre risk oluşturmayan her bölge için aynı zamanda kaya fırlaması hesabı yapılarak gerekli yerlerde delme-patlatma parametreleri revize edilmiştir. Kaya fırlaması modellemesi ile patlatmalar sırasında makineler ve insanlar için güvenlik mesafeleri de belirlenmiştir (Kılıç ve diğ., 2017).

Yüksek gerilim hattının (YGH) altında yapılan atımlarda (hattın iz düşümünün 15 m sağında ve solunda kalan koridor içerisinde) patlatma hasırı kullanılması önerilmiştir (Kılıç ve ark. 2017).

Her patlatma için 3 farklı sabit noktadan titreşim ölçümü alınmıştır.

3 ELEKTRONİK KAPSÜLLERİN KULLANILMAYA BAŞLANMASI VE GÖRÜLEN FAYDALARI

3.1 Elektronik Kapsüllere Neden İhtiyaç Duyulur?

Projedeki delme-patlatma işleri, belirlenen parametreler ile kontrollü şekilde devam ederken YGH'nın altındaki bölgelerde patlatma hasırı kullanılmadan atım yapılamıyordu. Patlatma hasırının serilmesi ve toplanması ancak bir vinç yardımıyla yapılmakta olup fazla zaman almaktaydı. Atımlardan sonra ateşleyicinin sahaya giriş izni verebilmesi için tüm deliklerin patladığından emin olunması gerekmektedir. Patlatma hasırı kullanılan atımlarda bu durum fazladan zaman kaybına neden olmaktadır. Çünkü atımdan sonra patlatma hasırlarının kaldırılması gerekmektedir. İşletme yetkilileri, yaşanan bu zaman kaybının önüne geçmek için yazarlardan destek istemişler ve atımdan sonra patlatma hasırını beklemeden tekrar sahadaki çalışmaları başlatmak istediklerini, bunun için atımdan sonra kapsüllerin tamamının patladığından emin olunacak bir sistemin olup olmadığını sormuşlardır. Yazarlar kendilerine elektronik kapsülleri önermiştir.

3.2 Elektronik Kapsüllerin Kullanılmaya Başlanması

Bölüm 3.1'de belirtilen ihtiyaca cevap verebilecek olan elektronik kapsüllerin Bölüm 1.2.4'de anlatılan faydaları işletme yetkililerine uygulamalı olarak anlatılmış ve kendilerinden onay alındıktan sonra YGH'nın altında yapılan atımlarda kullanılmaya başlanmıştır. YGH'nın altında elektronik kapsüller ile yapılan atımlarda, atımdan sonra patlatma hasırları kaldırılmadan sahaya giriş izni verilmesi ile diğer imalatların da zaman kaybına uğramasının önüne geçilmiştir (Kılıç ve ark. 2017).

3.3 Elektronik Kapsüllerin Kullanıldığı Atımlarda Titreşim Seviyelerinde Azalma

Proje kapsamındaki patlatmalar planlandığı şekilde yürütülürken YGH'nın altında yapılan atımlarda elektronik kapsüller ve diğer bölgelerde elektriksiz kapsüller kullanılmaktaydı. Her atımın raporu yazılırken 3 sabit noktadan alınan titreşim değerlerinin belirlenen limitlerin altında kalıp kalmadığı da belirtiliyordu. Elektronik kapsüllerin kullanılmaya başlanmasından sonra, bu ürünlerin kullanıldığı atımlarda cihazların ölçtüğü titreşim değerleri ile daha önce elektriksiz kapsüller ile yapılan atımlar sonucu ölçülen değerler arasında olumlu yönde farklar gözlenmiştir (Tab. 1). Örneğin 01 Mart 2016 ve 03 Mart 2016 tarihlerinde aynı delme parametrelerinin kullanıldığı, gecikme başına en fazla şarj miktarının eşit olduğu (çünkü delik boyu en fazla 7.50m) ve ölçüm noktalarına aynı mesafede yapılan 2 atımdan birisinde elektronik kapsüller kullanılırken diğerinde elektriksiz kapsüller kullanılmıştır.

Tablo 1. Elektronik ve elektriksiz kapsüllerle yapılan atım sonucu ölçülen titreşim değerleri

Ölçüm Noktası	01 Mart 2016 Tarihli Atım (Elektriksiz Kapsüller Kullanılmıştır)		03 Mart 2016 Tarihli Atım (Elektronik Kapsüller Kullanılmıştır)		Fark (%)
	Vektörel Gövde Hızı (mm/s)	Mesafe (m)	Vektörel Gövde Hızı (mm/s)	Mesafe (m)	
1.Nokta	3.705	152.25	1.783	174.58	52%
2. Nokta	7.007	187.80	4.623	178.10	34%
3. Nokta	4.271	229.64	1.778	251.43	58%

03 Mart 2016 tarihinde elektronik kapsüllerin kullanıldığı atım sonrası alınan titreşim kayıtları ile 01 Mart 2016 tarihli elektriksiz kapsüllerin kullanıldığı atımın kayıtları karşılaştırılmış ve Tablo 1'de görüldüğü gibi titreşim değerlerinde 1.Ölçüm noktasında %52, 2.Ölçüm noktasında %34 ve 3.Ölçüm noktasında %58 gibi önemli azalma olduğu fark edilmiştir (Kılıç ve ark. 2017).

3.4 Delik Boyunun Arttırılması

Bölüm 3.3'de anlatılan titreşim seviyesindeki düşüş işletme yetkililerine rapor edilmiş ve elektronik kapsüllerin tüm sahada kullanılarak delik boyunun kademeli olarak arttırma önerisi dile getirilmiştir. İşletme yetkilileri ile yapılan görüşme sonucu en yüksek delik boyunun önce 7.50 m'den 10.00 m'ye çıkarılması ve bu atımların sonuçları değerlendirildikten sonra mümkün ise 12,00 m'ye çıkarılması kararlaştırılmıştır.

En yüksek delik boyu önce 10 m'ye çıkarılmıştır. Arttırılan delik boyu ile birim zamanda devreye giren patlayıcı madde miktarı da artmış, ancak kaydedilen titreşim değerleri belirlenen limitlerin altında kalmaya devam etmiştir.

10 m'lik delikler ile yapılan atımların sonuçları değerlendirilerek delik boyunun azami 12 m'ye çıkarılmasına karar verilmiştir. 12 m'lik delikler ile yapılan atımlar sırasında da titreşim değerleri limitlerin altında kalmaya devam etmiştir (Kılıç ve ark. 2017).

3.5 Kazı Hızının Arttırılması

Bölüm 3.4'de değinildiği gibi elektronik kapsüllerle yapılan atımlarda delik boyu arttırıldığı için kazı hızını da arttırmak mümkün olmuştur. Delik boyunun arttırılması ile atım başına patlatılan hacim arttırılabilmektedir. Delik boyunun arttırılması ile proje taban kotuna ulaşmak için kimi yerlerde ikinci kez delme-patlatma işi yapılmasına gerek kalmamıştır. Örneğin, topografyaya bağlı olarak taban kotuna 10 m'lik bir örtü olan bölgede elektriksiz kapsüller kullanılıyorsa önce azami 7.50 m'lik delikler delinerek patlatılacak ve yaklaşık 7 m'lik bir dilimi kazmak mümkün olacak, geri kalan 3.00 m'lik kısım için yeniden delme-patlatma yapmak gerekecekti. Oysa aynı bölgede elektronik kapsüller kullanılarak 11 m'lik delikler ile çalışılmış

ve atımlarda limit titreşim değerleri aşılmadan tek seferde bölge kazılabilmektedir. Bu bildiriye anlatılan avantajlardan dolayı projedeki kazı hızı arttırılmıştır.

4 SONUÇLAR

Bir açık ocak maden işletmesinde yeni bir tesisin temel kazıları delme-patlatma yöntemiyle yapılırken, başlangıçta elektriksiz kapsüller kullanılmış, Bölüm 3.1’de detaylı anlatıldığı gibi patlatma hasırı kullanımından kaynaklanan zaman kaybının önüne geçebilmek için elektronik kapsüller kullanılmaya başlanmıştır. Elektronik ateşleme sistemlerinin kullanımından elde edilen faydalar özet olarak aşağıda verilmiştir:

- Elektronik kapsül kullanımı ile atımdan önce ateşleme sisteminin kontrolü etkin ve güvenilir yapılabildiği için kapsüllerden kaynaklı atım kesmesi riski ortadan kaldırılmış ve patlatma sonrası sahaya dönüş için beklemeye gerek kalmamıştır.
- Projedeki aynı kazı bölgesinde, elektriksiz kapsül ve elektronik kapsüller ile yapılan atımlar karşılaştırıldığında, elektronik kapsüllerin kullanıldığı patlatmalarda titreşim seviyelerinde anlamlı düşüşler gözlenmiştir.
- Titreşim seviyeleri ile ilgili tespitten sonra, çevredeki çeşitli unsurlar için belirlenen limit titreşim değerleri aşılmadan, birim zamanda devreye giren patlayıcı madde miktarı arttırılmış, böylece daha uzun delik boyları ile çalışmak mümkün olmuştur.
- Uzun delik boyları ile çalışılması sonucu aynı delik sayısı ile patlatılan hacim arttırılmış ve bazı bölgelerde ikinci kez delme patlatma yapılmasına gerek kalmamıştır.
- Elde edilen bu faydalar sayesinde kazı hızı arttırılarak projedeki kazı işi planlanandan 1 ay önce bitirilebilmiştir. Mevsimin kışa dönmesi nedeniyle beton döküm işinin sekteye uğramasının önüne geçilebilmiştir.

Patlatma sektöründe kullanımı giderek artan elektronik kapsüllerin yaygın kullanılmasının önündeki en büyük engel, birim fiyatının diğer ateşleme sistemlerine göre yüksek olmasıdır. Bununla birlikte her işin kendi özel koşulları değerlendirilerek bu ürünlerin faydalarının toplam maliyet üzerine olan etkisi araştırılmalıdır. Kimi çalışmalarda işin önünü açan kimi çalışmalarda toplam maliyeti düşürebilen faydaları olabilir. Erkoç (2019)’un İleri Seviye Delme Patlatma Eğitimi’nde “Delme-Patlatma ve Maliyet İlişkisi” konusunu işlerken şu çarpıcı vurguları yapmıştır:

“Maliyet, eder değildir.”

“Amacına ulaşmayan, sonucuna ulaşmayan hiçbir uygulamanın maliyeti tartışılmamalıdır”

KAYNAKLAR

- Erkoç, Ö.Y, 2019. İleri Seviye Delme-Patlatma Eğitimi Eğitim Notları, *İleri Seviye Patlatma Eğitimi*, TMMOB Maden Mühendisleri Odası, Ankara, s.9
- Kılıç, Ü, Derya, M, Alabaş, V, 2017. Bir açık ocak altın madeni proses tesisi temel kazılarında gerçekleştirilen kontrollü patlatma uygulamaları, *Türkiye 25. Uluslararası Madencilik Kongresi Bildiriler Kitabı*, s.240-251, Antalya

Not: Ömer Yılmaz Erkoç’un anısına. Saygılarımızla.

Significance of Rock Properties Upon Explosive Characteristics

R. Varol

Technical Services Engineer, Solar Explosives Turkey

ABSTRACT: Any blasting operation is carried out with some rule-of-thumb approach such as 3 to 3 matrix pattern in limestone, staggered. Common assumptions are made as that the rock itself has a massive body, with little discontinuities, etc. Thus, any critical situation emerging from groundwater and porosity is regarded, projected and analyzed by a special team effort, or technical support, to be solved as a crisis, mostly by fixing by multiple tries method.

This work investigates the relation between rock properties and explosive characteristics through some mathematical models and rock mechanical tools. In order to assure the significance of geological situation and field conditions as well as explosive properties, this study asks for a blasting operation to be carried out with a more complex manner, considering rock mechanics as a part of explosive framework itself.

As a rock mechanical tool, Bieniawski Method is taken, specifically Rock Quality Designation (RQD) and Rock Mass Ratio (RMR). Drillhole spacing is considered as a mirror image of rock bolting in tunnels, in which RQD and RMR tools conclude the bolt spacing. As a result, the most efficient drillhole spacing for a specified rock type is determined by a designated optimum. Five different fields with similar geological properties are taken as controlling samples. The final conclusions are summarized by numerical rock properties, each of which requires the explosive characteristics upon that specific formation.

Keywords: *Rock, Explosive, RQD, RMR*

1. INTRODUCTION

The basic question of this work is that if we can generate any mathematical relation between explosive properties and rock properties, we will be able to analyze the effect of any explosive property on a specified rock. In literature, we have the below empirical properties for rocks and explosives, initially.

Rock Properties:

- RQD (Rock Quality Designation)
- RMR (Rock Mass Rating)
- UCS (Uniaxial Compressive Strength)
- Discontinuity Conditions
- Porosity
- Groundwater Weathering Amount

Explosive Properties:

- Velocity of Detonation
- Explosion Pressure
- Blast Wave Energy
- Flaming Temperature

The Bieniawski method will give us the left properties as input, and we will conclude the properties on the right side by a series of calculations and predictions.

2. METHODOLOGY

Numerical values regarding rock properties of these fields with explosive properties emerging from production process are to be examined comprehensively. Uniaxial compressive strength, UCS rating, point load index, discontinuity spacing, groundwater and joint adjustment values of each field sample determine the respective rock quality designation and RMR value. On the other hand, VOD, explosion energy, blast wave energy and several parameters of explosive products come from product performance and characteristic tests. These two separate fields has no common mathematical relation in between, so we need a tool to consider the big picture so as to conclude practical framework. RQD and joint spacing relationship is given in Figure 1.

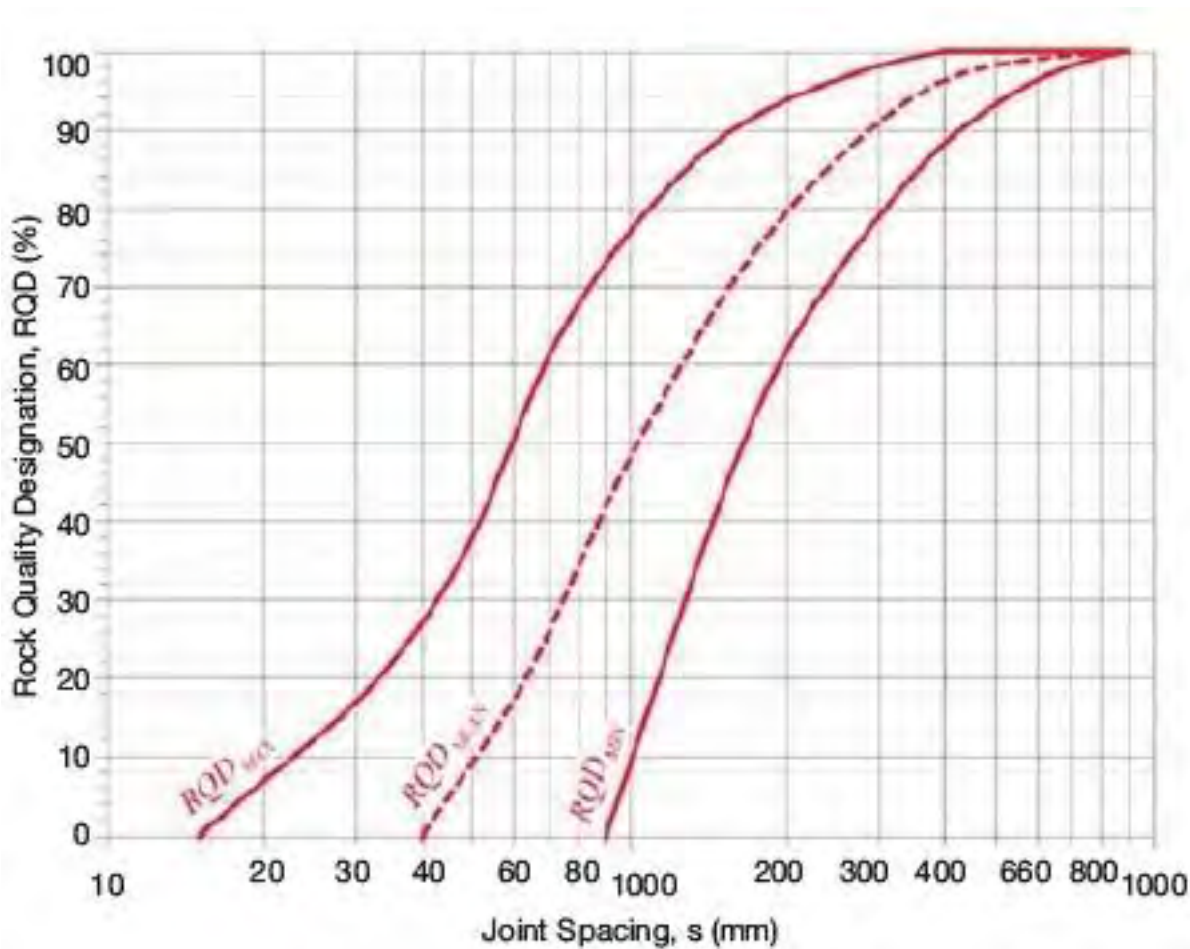


Figure 1. Bieniawski chart (Bieniawski, 1978, 1989)

First step is to designate the RQD and RMR values of these five fields. Then, RQD and joint spacing relation concluded by Bieniawski (1978) is considered as a baseline for drillhole spacing in these fields. Here comes an optimum spacing value telling us the crack lengths, which yields a significant proportion to explosive performance. Thus, we study the explosive characteristics one by one considering that numerical data.

3. RESULTS AND DISCUSSION

Our first sample (Table 1 Customer 1) gives 17% rock quality designation, with respective inputs. Drillhole spacing in the field is 3 meters. According to these two values, joint spacing comes as 60 millimeters. Respective values are represented in Table 1.

Table 1. Joint spacing by Bieniawski (1978, 1989)

RQD %	Joint Spacing (m)	Drillhole Spacing (m)
0	0.00	
10	0.05	
20	0.06	3
30	0.07	
40	0.09	
50	0.11	
60	0.13	
70	0.18	

Drillhole Spacing = 3 meters
Drillhole Diameter = 89 mm

gives

$V = 3.14 \times (3/2) \times (3/2) \times 1 = 7.1$ cubic meters of Unit Rock Block

Rock Density = 2.4 kg/m³ for Limestone

Thus, Unit Rock Block Mass = 7.1 x 2.4 = 16.97 kg/m Rock Mass

Surface Area Exposed to Explosive = 2 x 3.14 x (0,089/2) x 1 = 0.28 m²/m drillhole

Explosion Pressure (SOLARANFO) = 0.95 MPa = 950 kN/m²

Force Applied to 1 m drillhole by ANFO = 950 / 0.28 = 3392 kN

Conversion: 1 kN = 102 kg-f

ANFO Force (Unit Mass) = 3392 x 102 = 346071 kg/m

ANFO Force (Blocks) = 346071 / 16.97 = 20393 times strong for 1 block

Hence, for Customer 1:

RMR = 0.62 fits with 60 mm joint spacing embedded within the rock block (Table 1).

This gives

ANFO Force = 20393 x (1-0.62) = 7749 times strong for 1 block.

Five customers and respective fields are calculated in same manner and presented in Table 2.

Table 2. Rock mechanical data from five fields (Deere, 1964)

Rock Mechanics														
Formation Parameters												Ratios*		
Source Information			Bieniawski Chart									Bieniawski Method		
Customer	Field	Rock	Uniaxial Compressive Strength (Mpa)	UCS Rating	Point Load Index	Discontinuity Spacing (mm)	Discontinuity	Groundwater	Joint Adjustment	RQD %	RMR %	PLI to RMR	DS to RMR	GrW to RMR
Customer 1	Eskişehir - Mahmudiye	Limestone - Aragonite	80	7	3	8	25	7	-5	17	62	0.048	0.129	0.113
Customer 2	Bursa - Gemlik	Limestone - Calcite	95	7	3	15	20	15	-5	17	72	0.042	0.208	0.208
Customer 3	Bursa - Kestel	Limestone - Sandstone Mix (60-40)	55	4	4	10	10	7	-5	13	43	0.093	0.233	0.163
Customer 4	Balıkesir - Bandırma	Limestone Sandstone Mix (70-30)	75	7	4	15	10	7	-5	17	55	0.073	0.273	0.127
Customer 5	Bursa - Kayapa	Limestone Sandstone Mix (75-25)	80	7	4	15	10	7	-5	17	55	0.073	0.273	0.127

Same calculation is held using the respective values in Table 2. Concluded ANFO Force value from these calculations is considered as the empirical agent of crack number emerged by blast waves generated by the explosive itself. Therefore, the amount of ANFO force in term of mass is improvised by the concept of rock mass, as a function of SI kilograms. By applying this hypothesis, a relation between these two separate concepts is tried to be built in order to make expectations for explosive studies.

For the explosive part of the coin, four parameters were put into account as detonation velocity, explosion pressure, blast wave energy and e-mass equivalent, which emerges from the initial three. Velocity of detonation values are taken from Solar product catalogues in Table 3.

Table 3. Velocity of detonation values of solar products

VOD (m/s) Linear adjustment to 65mm tubes for 89mm Drillholes		
Cap-Sensitive Superpower90	Booster Sensitive SolarGel-E	Booster Sensitive SOLAR ANFO
6000	5000	2500

In order to determine the explosion pressures, we use the following expression (SFPE, 1995)

$$P_{\max} / P_a = T_{ad} / T_a$$

$$P_{\max} = (T_{ad} / T_a) P_a$$

Where,

P_{\max} = maximum pressure developed at completion of combustion (kPa)

P_a = initial atmospheric pressure (kPa)

T_{ad} = adiabatic flame temperature (K)

T_a = ambient temperature (K)

By inserting the Solar product inputs to the expression, we get the following values in Table 4.

Table 4. Solar products explosion pressures

Explosion Pressures (P_{\max} - MPa) U.S. Nuclear Regulatory Commission Chart - Version 1805.1		
Cap-Sensitive Superpower90	Booster Sensitive SolarGel-E	Booster Sensitive SOLAR ANFO
0.95	0.95	0.95

Blast wave energy calculation by the formula:

$$E = \alpha \Delta H_c m_f$$

where

E = blast wave energy (kJ) yield

α = yield (as is the fraction of available combustion energy participating in blast wave generation)

ΔH_c = heat of combustion (kJ/kg)

m_f = mass of flammable vapor release (kg)

gives the results in Table 5.

Table 5. Solar products blast wave energies

Blast Wave Energy (kJ) (SFPE, 1995)		
Cap-Sensitive Superpower90	Booster Sensitive SolarGel-E	Booster Sensitive SOLAR ANFO
97295	72558	72791

These values are treated with an approach which uses TNT mass equivalent. Since we deal with cracks and mass-to mass collision approach, we use that formula in order to conclude the explosive data through this manner. The expression is as follows:

$$W = E / 4500$$

where

W_{TNT} = weight of TNT (kg)

E = explosion energy release (kJ)

Hence, we get respective values represented in Table 6.

Table 6. Solar products E-Mass equivalents

Solar Products E-Mass Equivalents (kg) U.S. Nuclear Regulatory Commission Chart - Version 1805.1		
Cap-Sensitive Superpower90	Booster Sensitive SolarGel-E	Booster Sensitive SOLAR ANFO
21.62	21.75	21.82

Here we sum up the whole picture by rock mechanical properties and explosive properties together and present in Table 7.

Table 7. Solar product characteristics versus experimental rock mechanical properties

Source Information		Bienawski Chart			Solar Products Crack Amounts		
Customer	Rock	UCS (MPa)	RQD %	RMR %	CS SPow90	BS Solar Gel-E	BS SOLAR ANFO
Customer 1	Limestone – Aragonite	80	17	62	6958	7144	7749
Customer 2	Limestone – Calcite	95	17	72	5002	5215	5710
Customer 3	Limestone - Sandstone Mix (60-40)	55	13	43	9971	10265	11624
Customer 4	Limestone - Sandstone Mix (70-30)	75	17	55	8437	8976	9176
Customer 5	Limestone - Sandstone Mix (75-25)	80	17	55	8437	8976	9176

Reading Table 7 by respective RMR values gives an understanding that uniaxial compressive strength, RMR and explosive capability of generating new cracks has an empirical relation. We can see more apparently by putting these into Figure 2.

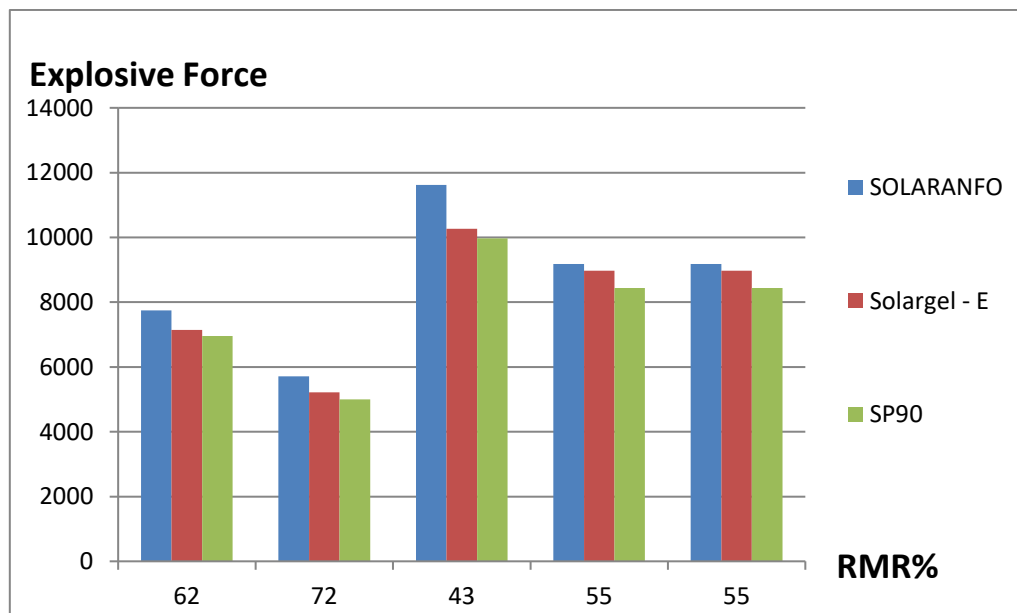


Figure 2. Solar product forces versus RMR

As seen in the results, Rock Mass Rating decreases, discontinuity amount within the rock body increases. Figure 3 represents blast wave energies.

For RMR = 62%,

SOLARANFO generates	7749	new cracks.
SolarGel-E generates	7144	new cracks.
Superpower90 generates	6958	new cracks.

For RMR = 43%,

SOLARANFO generates	11624	new cracks.
SolarGel-E generates	10265	new cracks.
Superpower90 generates	9971	new cracks.

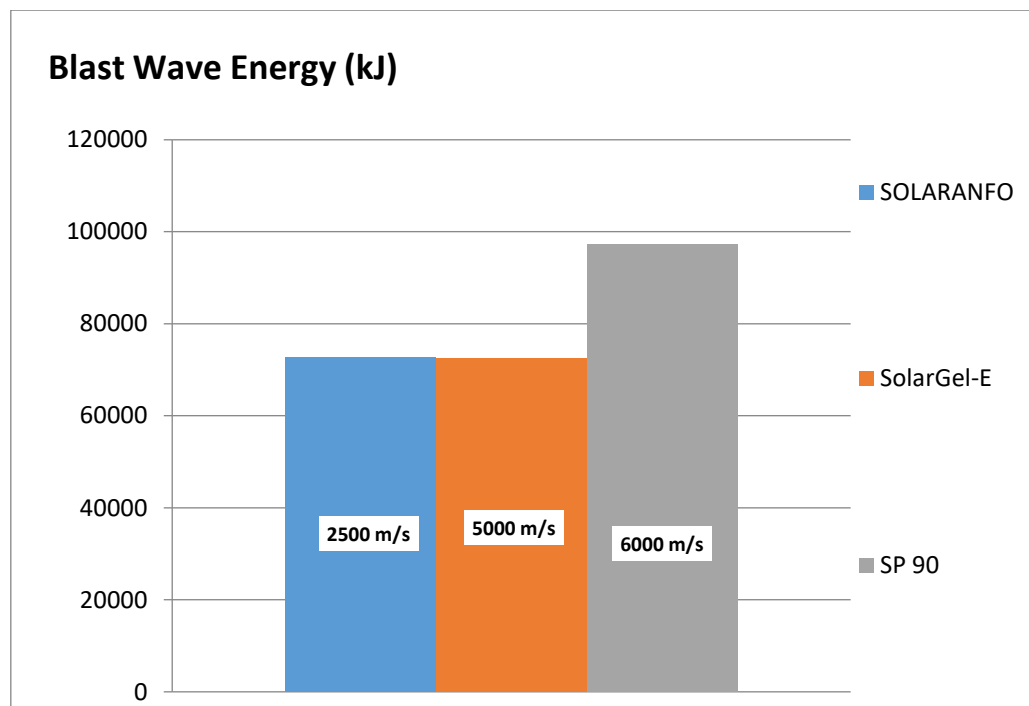


Figure 3. Solar product VOD values and blast wave energies

4. CONCLUSION

As widely seen, blasting technology develops through bulk emulsions at most nowadays, due to the fact that formation properties has the most significant role in performance and productivity. That's why recent studies are mostly focusing on structural geology and its minor forms i.e. in-site blasting within city centers, metro tunnels, etc. Hence, the main question of this work gets its motivation from a similar standpoint, examining the crack and wave theories with rock supporting theories. All the experimental results illustrate the fact that any hypothesis upon rock mechanics versus explosive characteristics would work in order to make future theories and developments both for blasting operations and explosive research and development. Here, with Solar products and active blasting operation fields, we conclude the following questions: it can be seen that as RMR decreases, SOLARANFO generates maximum crack amount whereas Superpower90 generates minimum crack amount. Hence, there is a prediction that gas yield capacity of the explosive plays more significant roles when RMR is low. On the other hand, detonation velocity becomes more important when RMR is high, as well as high blast wave energy becomes a disadvantage when RMR is low. Similar studies would help and assist further and more detailed works upon the issue.

REFERENCES

- Bieniawski, Z. T., 1978. Determining rock mass deformability. *Int. J. Rock Mech. Min.Sci:* v. 15, 335–343.
- Bieniawski, Z. T., 1989. Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering.
- Deere, D.U., 1964. Technical description of rock cores, *Rock Mechanics Engineering Geology*.
- SFPE Handbook of Fire Protection Engineering, 2nd Edition, 1995.
- Solar Product TDS Documents: SOLARANFO PPE Packaged.
- Solar Product TDS Documents: SolarGel-E Booster Sensitive Product.
- Solar Product TDS Documents: Superpower90 Capsule Sensitive Product.
- U.S. Nuclear Regulatory Commission Chart - Version 1805.1.

COMPUTER APPLICATIONS AND MODELLING
BİLGİSAYAR UYGULAMALARI VE MODELLEME

Optimization of Explosion Pattern in Open-Pit Mines Using Artificial Neural Network (Case Study: Hashtrood Copper Mine)

N. Badakhshan

Amir Kabir University of Technology, Iran, Naserbadakhshan@aut.ac.ir.

K. Shahriar

Amir Kabir University of Technology, Iran, k.shahriar@aut.ac.ir.

A.D. Mehrabad

Amir Kabir University of Technology, Iran, Amirdne@aut.ac.ir.

ABSTRACT Due to the adverse effects of blasting operations in the Hashtrood Bashmaq copper mine, such as earthquakes, rock-throws, and setbacks that cause damage (creating additional costs) and local opposition, it was necessary to design the blast pattern in a way that minimizes adverse effects. In this research to solve this problem and optimize the explosion pattern, the design of the explosion pattern and its optimization was done by an artificial neural network to minimize the adverse phenomena of earthquakes, setbacks, and rock-throwing that were the basic needs of the mine. 100 databases of real events such as earthquakes, rock throws, and setbacks and effective parameters were collected to achieve this goal. It was concluded that the blast pattern design process results are 10 optimal blast patterns for the Hashtrood Bashmaq copper mine. Among these 10 optimal explosion patterns, the most optimal pattern was obtained with a diameter of 6 inches, a thickness of 4.5 meters, a row spacing of 6 meters, a length of 10.14 meters, a thickness of 3.44 meters, a specific flow rate of 0.401 kg / m Cube, row delay between 17 milliseconds, number of rows per blast 4, the distance of monitoring point from blast 1406 meters, maximum hole in delay 16, charge per delay 1956 kg, point load index 6.6 MPa, the specific gravity of explosive 2411 kg / Cubic meters and the cost of each hole equal to 86 kg. According to these values, the amount of rock throw was 35 m, the maximum particle velocity was 17 mm / s and the setback was 1.3. From these findings, it can be concluded that the proposed model led to a reduction in the adverse effects of the explosion compared to the previous explosion model, where the rock throw values, maximum particle velocity, and setback were respectively 96 m, 33 mm / s and 1.8 m. The currently obtained results show that by selecting the appropriate values for the effective parameters in the explosion pattern, the adverse effects of the explosion operation can be reduced.

Keywords: *Explosion Pattern Optimization, Artificial Neural Network, Open Mines, Hashtrood Bashmaq Copper Mine*

1 INTRODUCTION

What is the purpose of appropriate designing of explosion patterns in open-pit mines? What are the destructive factors caused by the explosion that can affect the optimality of the explosion pattern? The purpose of designing an explosion pattern in open-pit mining is to make reasonable use of drilling holes and explosives so that with high safety and low destructive effects (less ground vibration, less air vibration, low blast noise production, reduction or elimination of bounce and less stone-throwing) attempt to crush and break the stones [1]. Energy loss in blasting operations is between 80 to 85% of the energy produced from the explosion of explosive material and only about 15 to 20% of this energy is spent on crushing and breaking rock. Its main reason in blasting operations is that there is the mismatch between the design parameters of the blast and the properties of the explosive material and rock mass. In open-pit mines, drilling and blasting are the most important sections that pay attention to the costs of transportation, loading, crushing, increasing the cost (due to high backlash or crushing of stones in large dimensions and thus the need for secondary explosion). Also, if the explosion does not take place optimally, it will cause damage to the structures around the mine (due to excessive ground vibration) and endanger the safety of the people in the area (due to throwing stones, making loud noises, and stealing holes). The result of an explosion depends on the design of the explosion, the explosives used, and the properties of the rock. To increase explosive energy for crushing and breaking rock and to displace rock mass, blast design parameters can be changed and optimized. Optimized blasting also minimizes the destructive side effects of blasting operations such as tremors, setbacks, air tremors, excessive pulverization, rock-throwing, and terrible noise [2]. These costs can be reduced and its destructive consequences can be reduced with proper design of blast pattern such as proper selection of hole diameter, load thickness, row spacing of holes, the thickness of drilling, extra drilling length, proper selection of explosives, etc. A lot of research has been done designing the explosion pattern and optimizing it with different approaches such as: reducing earthquake, reducing bounce, sound control, reducing rock throwing, etc in recent years. It should be noted that if the design and pattern of the explosion are optimal and desirable, the destructive factors caused by the explosion operation will simultaneously reach their allowable and optimal value. A very important question in the field of done research is whether it is possible to optimize the design of the explosion pattern without considering all the destructive factors caused by the explosion operation.

The expert's concentration in blasting operations in open mines to one of the destructive factors will not have a good result due to lack of coordination between all destructive factors caused by blasting operations and not controlling all of them (preventing the size of destructive factors from exceeding their allowable limits in open mines). That's why the optimal validity of the explosion pattern is not very reliable. For example, the goal has been to reduce earthquakes caused by blasting operations in most studies, in this approach, however the goal of reducing earthquakes may be achieved rock throwing and pulverization may also be increased. In other researches, explosion pattern design optimization has been done to reduce and control retardation. In these approaches, the mine blasting specialist may also achieve what he or she wants (reduce backlog), However there may be other negative consequences, such as high dispersion (which leads to increased dilution and increased loading costs) and high powdering (which leads to losing a part of the explosive material)., Optimization of pattern design should be done with the approach of considering and reducing all destructive factors at the same time to solve this gap and problem. It should be noted that a mine may be close to a village, in this case, the priority is an earthquake and the second priority is sound control, which

is caused by the explosion operation. This is a special condition of the studied mine, in this case, the explosion specialist must make decisions according to the nature of the area. According to the author's reviews, some of the most important studies performed in explosion pattern design are shown in Figure 1.

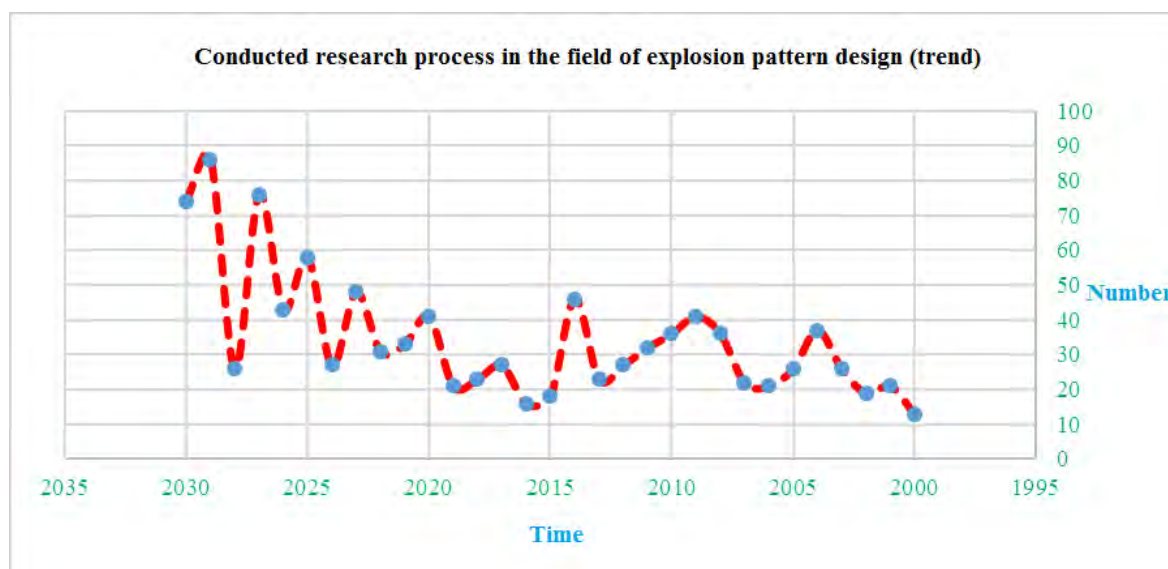


Figure 1. Research trends and conducted studies in the field of explosion pattern (from 2000 to 2030)

Table 1 also shows some of the most important efforts made by researchers in mine blasting operations.

Table 1. Studies conducted in the field of explosion pattern design

Disadvantages of the method	Approach	Description of the research method
<ul style="list-style-type: none"> - Focusing on one of the destructive factors (earthquake) - Two-step work leads to increased error. 	Earthquake reduction	In this research, blast pattern design optimization was performed using two-stage modeling in an open metal mine. In the first stage, earthquake prediction was performed by developing the gene expression programming (GEP) model. In the second stage, the GEP model was developed as the objective function for the method (grasshopper optimization algorithm (GOA)) to optimize the design of the explosion pattern concerning earthquakes. The required information and data were collected and input variables including burden, spacing, charge per delay, and distance from the blast face and earthquake were provided as output variables
<ul style="list-style-type: none"> Reducing retardation - focus on one of the destructive factors (retardation) -High number of optimal explosive patterns provided for the mine (16 patterns). When the optimal argument is raised, it means that there is a single pattern that is the most desirable pattern. 	Reduce retardation	. In this study, the effective factors in blasting operations of Mahdiabad lead and zinc open metal mine (including, well length, stone load thickness, row spacing of holes, flotation length, special cost, number of rows, and hole diameter) were designed in such a way that the phenomenon Unwanted and unintended setbacks, which are one of the main problems caused by the explosion operation in this mine, are reduced. In this study, a combined artificial neural network algorithm and genetic algorithm have been used to optimize blast operations.

<ul style="list-style-type: none"> - Increased stone throw as a result of not paying attention to the existence of soft layers and not using multi-stage spending - Focus on one of the destructive factors (retardation) -Crushing of rocks into irregular (heterogeneous) parts 	<p>Reduce retardation</p>	<p>In this study, according to the mining conditions, the researchers optimized the explosion pattern with the regression reduction approach. In order to predict the regression, the random forest method was used, which R2 is equal to 0.9791 and the root mean square error (RMSE: Root mean square error) is equal to 0.87899 and for linear regression R2 is equal to 9797 and RMSE was equal to 0.87899. Researchers' field studies and desert experiments showed that in case of using low density emulsion, in addition to reducing retardation, the costs of blasting operations were also reduced, which was confirmed by the random forest method.</p>
<ul style="list-style-type: none"> -Focusing only on predicting the throwing of the stone and not providing a practical solution to reduce it - Focus on one of the destructive factors (throwing stones) - not changing the pattern of the explosion to reduce the particles thrown at greater distances 	<p>Rock throw prediction</p>	<p>In this study, researchers tried to present new techniques for predicting and simulating rock throwing in mines (caused by blasting operations). Combined decision tree, genetic programming (GP) and decision forest (RF) techniques were used to predict stone throwing distance. The effective parameters in stone throwing were identified and measured at 6 different mine sites (in Malaysia). After determining the throwing distance, they used the Monte Carlo simulation (MCS) along with the developed GP to investigate and analyze the throwing risk at 6 sites. The results of these researchers showed that 10% of the thrown gravel travels more than 290 meters.</p>
<ul style="list-style-type: none"> -Focusing on one of the destructive factors (throwing stones) -not changing the pattern of the explosion to reduce the particles thrown at greater distance 	<p>Rock throw prediction</p>	<p>In this research, researchers use an integrated intelligent model for approximation and prediction of rock-throwing based on the adaptive neuro-fuzzy inference system (ANFIS) in combination with the locust optimization algorithm (GOV) and ANFIS in combination with the cultural algorithm (CA). The results of these studies showed that the ANFIS-GOA model (R2 = 0.974) is an efficient model for predicting rock throw compared to the ANFIS-CA model (R2 = 0.953.)</p>
<ul style="list-style-type: none"> -Focusing on one of the destructive factors (retardation) and not paying attention to the increase in rock throw and air vibration due to reduced retardation 	<p>Reduce retardation</p>	<p>In this study, the factors influencing the blasting operation of the Songun copper mine (including, well length, rock load thickness, row spacing of holes, flotation length, special cost, number of pit rows, and hole diameter) were designed to reduce undesirable and unintended regression phenomenon. In this study, a genetic algorithm was used to optimize the design of the explosion pattern.</p>
<ul style="list-style-type: none"> - Predicting an earthquake with attention to an earthquake factor (PPV) and ignoring other factors -Focusing on one of the destructive factors (earthquake) 	<p>Earthquake reduction</p>	<p>In this study, the main goal was to reduce the adverse phenomenon of mine shaking caused by blasting operations. This research was conducted in one of the limestone mines of Iran. In this study, the artificial neural network (ANN) model, experimental method, and multivariate regression analysis were used to predict the peak velocity (PPV) of particles (PPV), which is the most important factor in earthquake. Based on the performed studies, it was found that the ANN model is more accurate than other predictions. According to the studies, the most important cause of earthquakes is the distance of the explosion and the amount of delay between the explosions of the holes.</p>

Not playing attention	Explosion pattern optimization	<p>In this study, researchers used multi-criteria decision making methods (hierarchical analysis, TOPSIS and Prometheus), the most appropriate explosion pattern for the Sangan iron mine in Iran.</p> <p>The results showed that the drilling pattern with the row spacing of the holes is 5 meters, the thickness of the rock load is 4 meters, the depth of the hole is 10 meters and the diameter of the hole is 15 centimeters is the best pattern. Also, the flowering length of the proposed pattern is 2.3 meters and the filling factor is 2.6 grams per cubic centimeter</p>
-Not paying attention to the bounce and earthquake in the proposed explosion pattern	Reduce stone-throwing	<p>In this study, researchers proposed an explosion pattern by using intelligent approaches (artificial neural network and particle swarm optimization algorithm (PSO)) and determined that the rock throw rate is reduced from 109 meters to 34 meters if this rock throw explosion pattern be used</p>
-Not paying attention to bounce, air vibration and sound production in the proposed explosion pattern	Explosion pattern optimization	<p>In this study, the researcher used Delpat software to simulate and optimize the explosion pattern in the carcass rock mine in Iran.</p> <p>By comparing the costs of the explosion pattern based on the diameter of the different holes, it was found that as the diameter of the hole increases, the costs decrease. However, the use of high pit diameters will increase the volume of explosives consumed, resulting in earthquakes, rock throwing, and damage to surrounding equipment and buildings. Based on the modeling results, the use of pits with a diameter of 102 mm reduced the overall cost compared to the pits with a diameter of 76 mm used in the mine and therefore was considered as the optimal pit diameter for the mine.</p> <p>Other blast parameters were estimated based on the diameter of the pit and suggested for practical use in the mine. The practical implementation of the explosion based on the proposed model improved the crushing of the rock and reduced the costs and adverse effects of the explosion compared to the previous model</p>

In this research, to design an optimal and feasible explosion pattern in the Hashtrud copper mine in Iran, an artificial neural network is used by considering the undesirable phenomena (including throwing rocks, setbacks, and earthquakes). Negative phenomena are one of the main problems of blasting operations in mines due to improper blasting patterns. In this study, by using modeling with the help of artificial neural networks, the explosion pattern is optimized to reduce earthquakes, rock throws, and setbacks.

2 REQUIRED INFORMATION AND METHODS

2.1 Study Area: Hashtrud Bashmaq Copper Mine

Bashmaq's polymetallic area is located 9 km northeast of Hashtrud city and 120 km southeast of Tabriz. Bashmaq copper mine is extracting and mineral depot and construction plant are being processed. The average height of the stairs is 10 meters, their width is 20 meters and their length is 60 meters (Figure 2) [12].

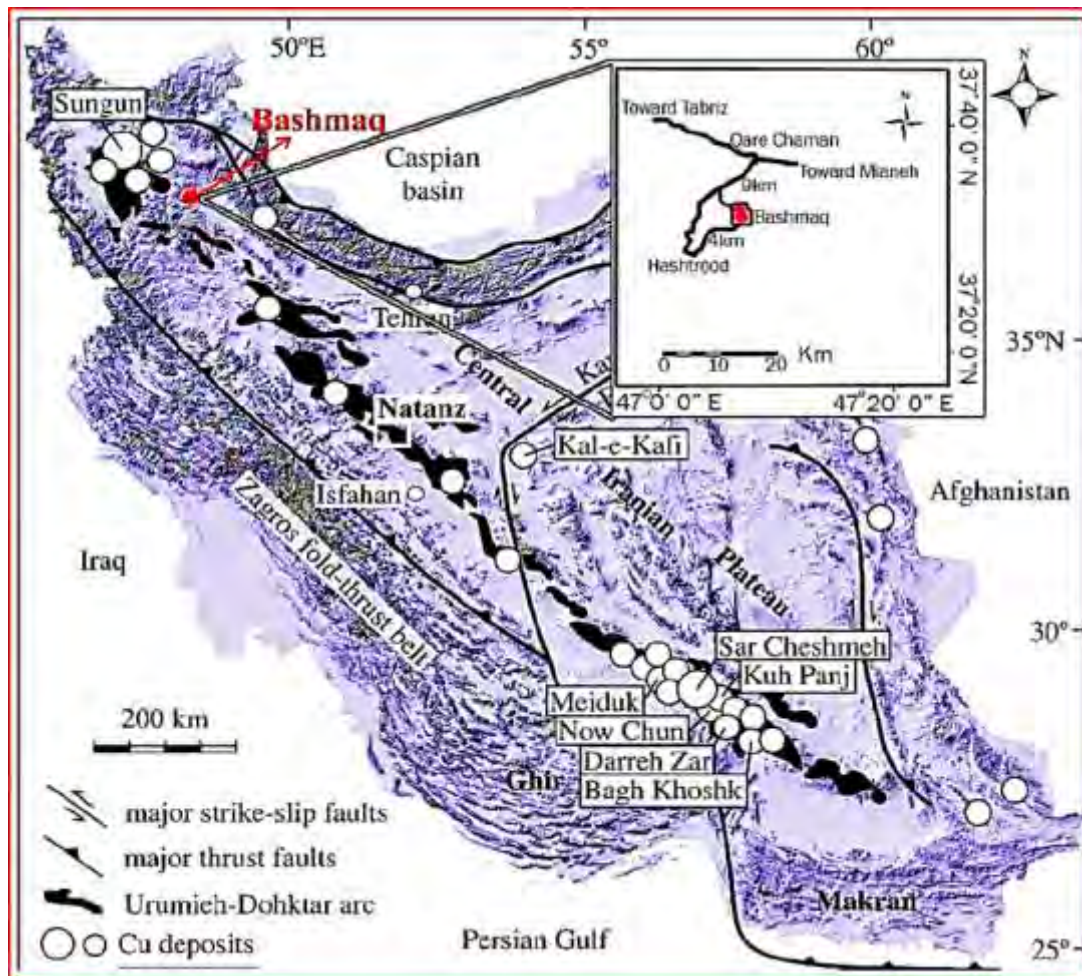


Figure 2. Location of the area relative to Iran's copper mines with a red arrow with access road map [12].

2.2 Artificial Neural Network

The artificial neural network (ANN) is inspired by studies of human brain modeling, and a neural network is a computational tool that discusses computational intelligence [14]. In nature, the structure of neural networks is determined by how they are connected between components. Therefore, an artificial structure can be constructed following natural networks and the manner of connection between its components can be determined, by adjusting the values of each connection under the weight of the connection...

In general, the network structure consists of five general parts: 1- The number of inputs and outputs of the network, 2- The number of network layers, how the layers are connected 4- The conversion function of each layer 5- The number of neurons in each layer [13]. Here are some of the classifications of applications in which artificial neural networks are used:

- Classification, which is the purpose of predicting a class of an input vector.
- Pattern matching, which aims to produce the best pattern associated with a given input vector.
- Complete the pattern, which is intended to complete the missing parts of the input vector.
- Optimization, which aims to find the optimal values of the parameters in an optimization problem.
- Control, by giving an input vector, appropriate action is suggested.

Function approximation/time series modeling, index function approximation that aims to learn the functional relationship between the desired output and input vectors.

- Data mining, which aims to discover hidden patterns of data - also refers to the discovery of knowledge.

The neural network is essentially the realization of a nonlinear mapping from R^I to R^K , in other words (Equation 1):

$$f_{NN} = R^I \rightarrow R^K \quad (1)$$

In this regard, I and K are the input and target space (optimal output), respectively. The f function is usually a complex function of a set of nonlinear functions for each neuron in the network [14].

Artificial neural networks work in such a way that each input variable is first assigned an arbitrary weight in the range (+1 and -1). This weight is then multiplied by the input value and the sum of these values reaches the neurons in the hidden layer, then it is added to a value called bias, which is actually the weight of the neuron and is usually equal to one, and is affected by a transfer function (step, linear and sigmoid) in the neuron. To this amount, the weight is reassigned and transferred to the next neuron (in the next hidden layer or output layer) and thus the values obtained are collected from all hidden layer neurons. A training course is completed and the obtained output values are compared with measured values. The average squares of the error are calculated from their difference, and this error is adjusted by a return algorithm in the return path. The weights are adjusted and another training course is started again. This process is repeated until the network shutdown criterion (defined number of training courses or desired error rate) is met. In this way, the network is trained and tested with a number of other data whose output is not transmitted to the network, and the network performance is measured by comparing the obtained results from the network and the actual measured results [3].

3 FINDINGS

As the neural networks succeeded in predicting the relationship between explosion pattern parameters and its phenomena in this study, a neural network is considered with inputs containing 7 effective explosion pattern parameters (hole diameter, load thickness, row spacing of holes, hole length, flotation thickness, special charge, the number of rows of holes) and the output including rock throw, earthquake and setback that predicted the undesirable phenomena of rock-throwing, ground shaking, and setback (Figure 2).

One of the most important steps in preparing a neural network model is data collection for neural network training. In data collection, network input parameters must be carefully selected. If the right input parameters are selected, the network will be able to understand the complex relationships between inputs and outputs well. The parameters of the explosion pattern used to predict and model rock-throwing, tremors, and setbacks are shown in Table 2.

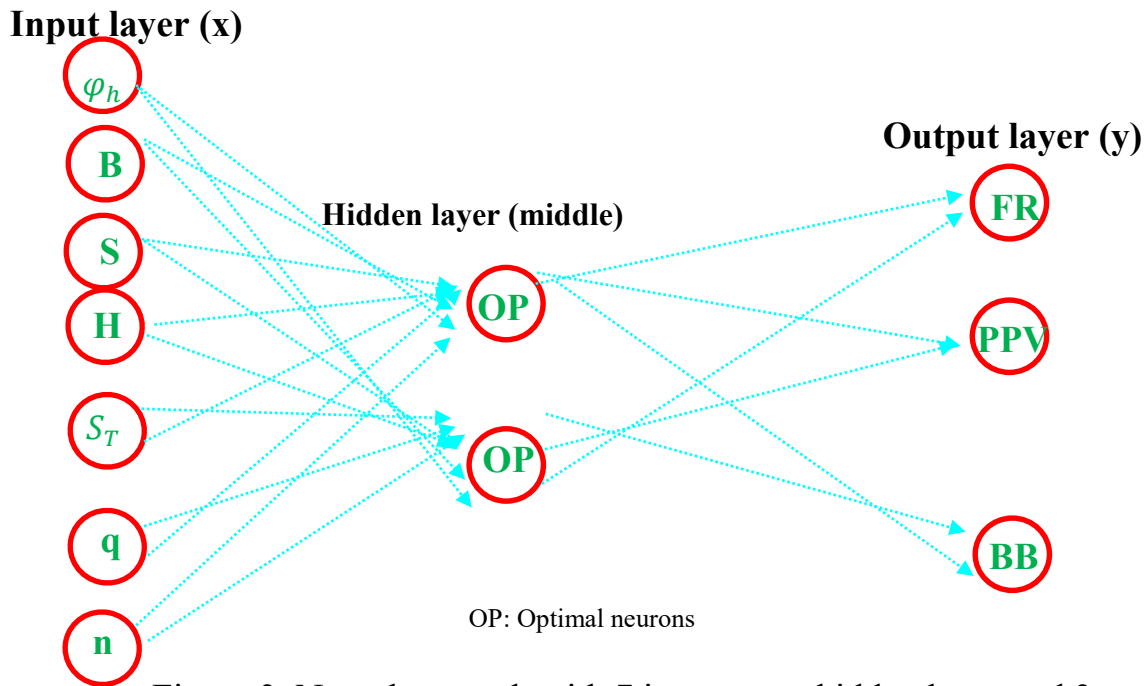


Table 2. Network input and output parameters

Variation Range	Unit	Symbol	Parameter	Parameter Type
5-7)Inches(φ_h	Hole diameter	Input
3-7)Meter(B	Thickness of stone	
4-6)Meter(S	Row spacing of hole	
8-12)Meter(H	The length of the hole	
2-4)Meter(S_T	Thickening thickness	
0.450-0.500	(Kg per cubic meter)	q	Special expenses	
13-15)Millisecond(De	Delay between rows	
3-5)Number(n	Number of rows per blast	
110-2000	(meter)	μ	Distance monitoring point from the explosion	
7-19)Number)	ϑ	Maximum latency	
630-3600	(Kilogram)	cr	Expense any delay	
5.5-7.8)Mega Pascal(σ	Point load index	
1900-2588	(Kg per cubic meter)	D	The specific gravity of explosive	
72-96	(kilogram)	ch	The cost of each hole	
29-107)Meter(FR	Throwing rocks	Output
54-.0.61)Mm per second(PPV	Maximum particle velocity PPV	
1-2)Meter(BB	Retreat	

The input data to the neural network were normalized before training. This is because the input parameters have very different intervals. Equation 2 was used for normalization.

$$X_j = 2 \times \left(\frac{X_i - X_{min}}{X_{max} - X_{min}} \right) - 1 \quad (2)$$

In this case, X_j is the normalized value, X_i initial input value, X_{min} is the minimum amount of input data, and X_{max} is and is the maximum amount of input data.

After normalization, the data are randomly selected and placed in two categories of training and testing. The purpose of neural network training is to determine the optimal network parameters such as the number of hidden layers, hidden layer neurons, layer transfer function, and weight values to access the best network to achieve the best goal., It is necessary to adjust the defined parameters for the network in such a way that the amount of network error reaches its minimum value in training and test mode to achieve the optimal network. In this study, the number of neurons in the input layer (number of input parameters) is 7 and the number of neurons in the output layer (number of output parameters) is 3, and also 20 neurons were considered for the middle layer. The optimal number of neurons in the middle layers is also equal to 2 neurons, when neurons are reduced one by one to one neuron and compared with the obtained results. The number of middle layers was also considered by trial and error method 1. To select the best network, the mean square error criterion (MSE) was used. MSE is obtained from Equation 3.

$$MSE = \frac{\sum_{i=1}^n (X_i - O_i)^2}{n} \quad (3)$$

In this case, X_i is the output value estimated by the model, O_i is the actual output value; n is the number of data.

After preparing the artificial neural network structure and performing the written code in a MATLAB environment, the following results were obtained. Table 3 shows the average square error values and the coefficient of determination obtained from the artificial neural network. The available results indicate and determine the high accuracy of the neural network prediction of the actual value or final output.

Table 3. Average squared error and determination between neural network results and actual outputs

	outputs		
<i>MSE_{tr}</i>	<i>MSE_{ts}</i>	<i>R²_{tr}</i>	<i>R²_{ts}</i>
0.0603	0.1406	0.8471	0.6417

Diagrams are used to show the status of the output of the training and neural network test relative to the actual output during the training process and the neural network test, which can be seen in Figures 4 to 7.

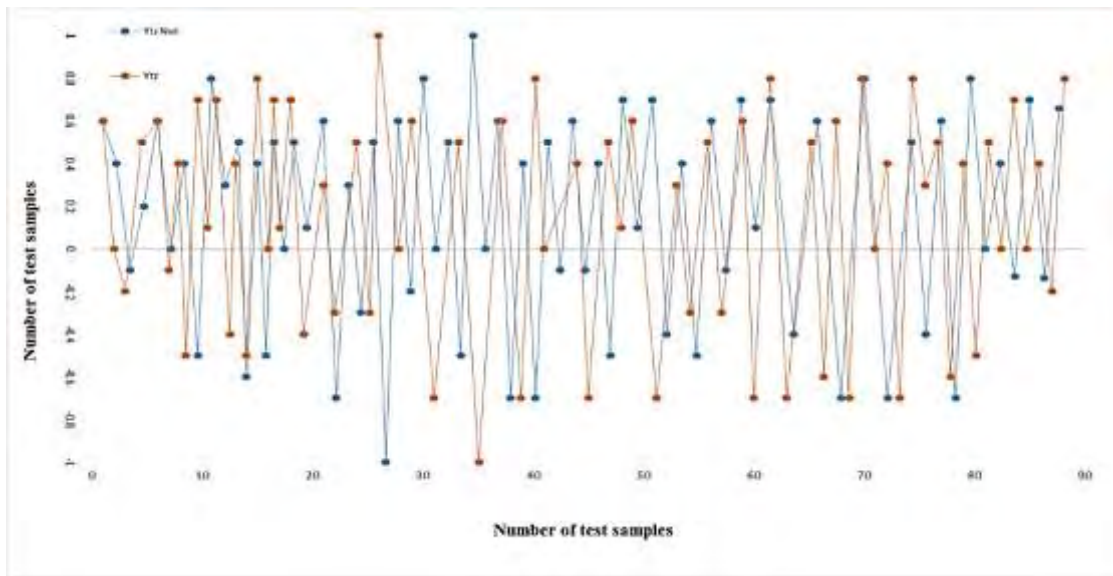


Figure 4. Comparison between neural network outputs and actual outputs during the training process

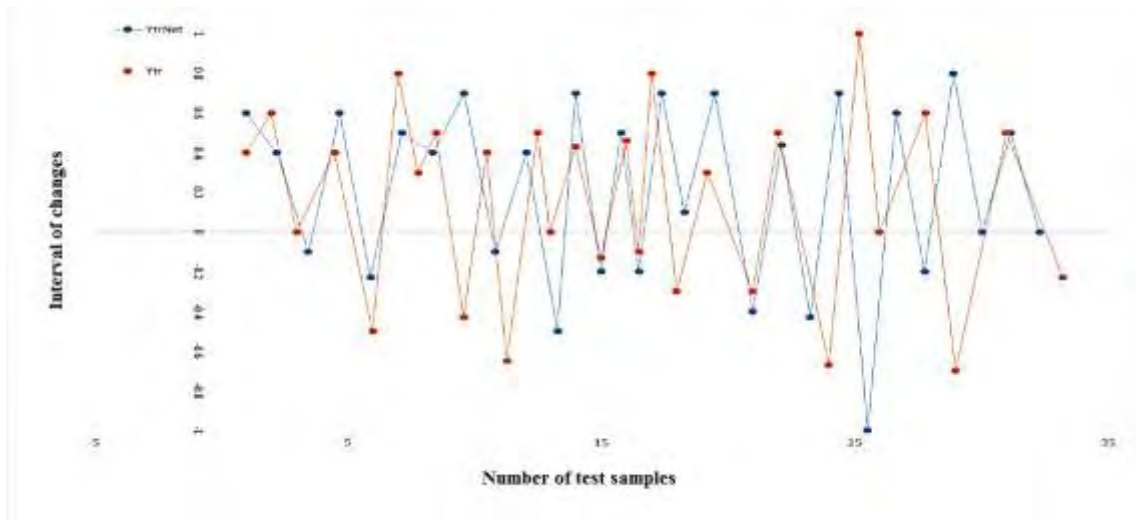


Figure 5. Comparison between neural network outputs and actual outputs during the test process

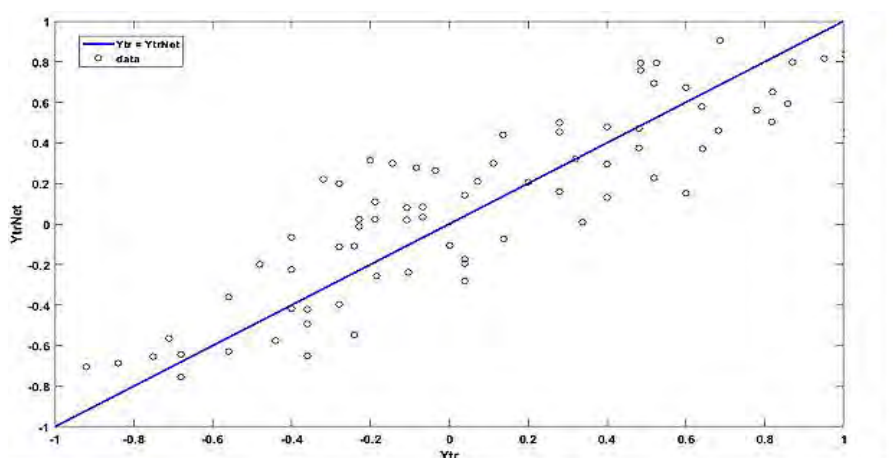


Figure 6. Relationship between model outputs and actual outputs after the neural network model training process

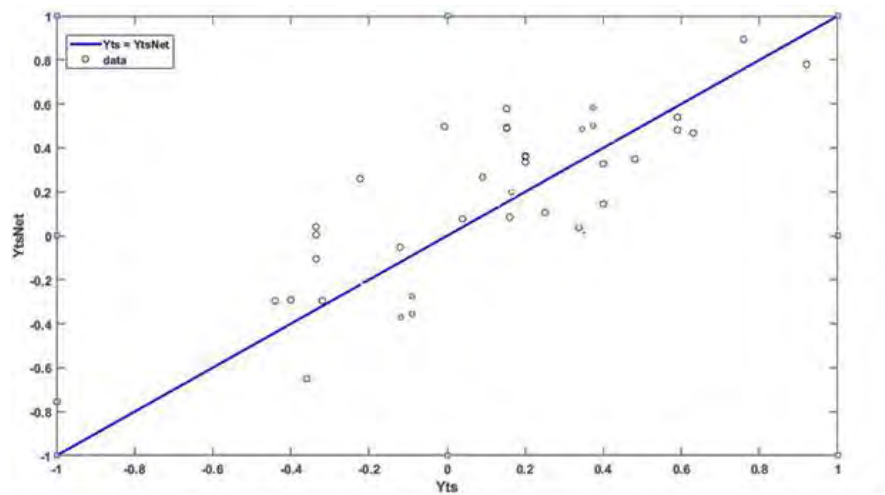


Figure 7. Relationship between model outputs and actual outputs after the neural network model test process

According to the calculations, 10 optimal models have been obtained and a proposal for the Hashtrood Bashmaq copper mine is given in Table 4.

Table 4. The most optimal parameters of the explosion design pattern and their corresponding output values

φ_h	B	S	H	S_T	q	De	n	μ	ϑ	cr	σ	D	ch	FR	PPV	BB
6.5	3.5	5.5	8.31	3.63	0.371	23	3	1311	13	1843	6.3	2013	78	38	24	1.1
6	4.5	6	10/14	3.44	0.401	17	4	1406	16	1956	6.8	2411	86	35	17	1.3
7	4.5	6	9.16	2.74	0.363	31	4	1936	18	3130	5.8	1981	76	41	23	1.2
5.5	5		8.28	3.11	0.453	21	5	1861	19	3011	5.6	2114	84	44	34	1.2
6.5	4.5	4.5	8.46	3.06	0.491	20	4	1771	16	3041	5.8	2016	91	38	36	1.3
6.5	4	4.5	11.02	3.01	0.381	16	4	1841	17	2891	7.3	2321	93	51	27	1.4
6	4.5	4.5	10.97	2.66	0.471	22	4	1604	16	2046	6.8	1984	88	33	24	1.4
6.5	3.5	5	9.31	3.74	0.396	29	3	1941	12	2741	6.4	2064	84	29	33	1.5
7	4	6	10.01	2.74	0.411	16	4	1486	11	2411	7.3	2206	89	53	28	1.3
6	4.5	6	11.63	2.71	0.364	34	4	1641	9	2316	7.1	2216	76	41	39	1.4

4 DISCUSSION AND CONCLUSION

Explosion pattern design directly impacts on the costs of loading, freighting, crushing, explosives, and other costs. Blast pattern design aims to minimize these costs while reducing the adverse effects of blasting operations. Earthquakes, setbacks, and rock-throwing are among the most important destructive factors in blast operations. Therefore, by properly selecting the explosion parameters, some costs that have a significant amount can be reduced and the destructive factors of the explosion operation can be reduced.

The studies that have been done in this field have been very useful and have guided this research, However, because the aim of the study was to design the explosion model and implement it in practice, the most important adverse effects should be included (including earthquake due to proximity to habitat, throwing stones because HSE problems and setbacks were considered due to the desirability of blasting operations in terms of homogeneity of crushed parts. In some research on blast pattern design in the past, the aim was to reduce one of the adverse effects.

In this research, the design of the explosion pattern and its optimization was done in Hashtrud Bashmaq copper mine and by using a neural network, the basic needs of the mine such as adverse earthquake phenomena, retreat and rock-throwing were minimized. For this purpose, 100 databases of real events of the earthquake, rock throw, and setback and effective parameters were collected (Table 1). It was concluded that the results of the blast pattern design process are 10 optimal blast patterns for the Hashtrud Bashmaq copper mine. The most optimal explosion pattern among the 10 obtained patterns is the pattern with the specifications of Table 5.

Table 5. Values of effective parameters in blasting operation and its adverse effects for optimal blast pattern

The optimal amount	Unit	symbol	Parameter	Parameter type
6)Inches(φ_h	Hole diameter	
4.5)Meter(B	Thickness of stone	
6)Meter(S	Row spacing of holes	
10.14)Meter(H	The length of the hole	
3.44)Meter(S_T	Thickening thickness	
0.401)Kg per cubic meter(q	Special expenses	
17	Millisecond	De	Delay between rows	Input
4	(number)	n	Number of rows per blast	
1406)Meter(μ	Distance monitoring point from the explosion	
16)number(ϑ	Maximum latency	
1956)Kilogram(cr	Expense any delay	
6.8)Mega Pascal(σ	Point load index	
2411	(Kg per cubic meter)	D	The specific gravity of explosive	
86)Kilogram(ch	The cost of each hole	
35)Meter(FR	Throwing rocks	
17)Mm per second(PPV	Maximum particle velocity (PPV)	Output
1.3)Meter(BB	Retreat	

The values of adverse effects of rock-throwing, maximum particle velocity, and retraction are 96 m, 33 mm / s, and 1.8 m, respectively, which achieves the proposed pattern of significant reduction of these adverse effects. In this research, determining the maximum particle velocity was faced with equipment limitations in the mine, therefore, its range was determined based on experimental methods. So, it is suggested that, up-to-date and efficient methods with accurate equipment be used to determine the exact amount of PPV in future research.

REFERENCES

- [1] Rahmatullah Ostovar, 1396. Firefighting in mines. University Jihad (Amirkabir University of Technology), Volume 2.
- [2] Bayat, P., Monjezi, M., Mehrdanesh, A., & Khandelwal, M. (2021). Blasting pattern optimization using gene expression programming and grasshopper optimization algorithm to minimize blast-induced ground vibrations. *Engineering with Computers*, 1-10.
- [3] Abolfazl Heidari, Seyed Hassan Khoshrou. 1399. Optimization of explosion pattern of Mehdiabad lead and zinc mine to reduce backwardness using artificial neural network and genetic algorithm. *Third International Conference on Development of Materials Engineering Technology, Mining, and Geology*
- [4] Kumar, S., Mishra, A. K., & Choudhary, B. S. (2021). Prediction of the back break in blasting using random decision trees. *Engineering with Computers*, 1-7.

- [5] Ye, J., Koopialipoor, M., Zhou, J., Armaghani, D. J., & He, X. (2021). A novel combination of tree-based modeling and Monte Carlo simulation for assessing risk levels of flyrock induced by mine blasting. *Natural Resources Research*, 30 (1), 225-243.
- [6] Fattahi, H., & Hasanipanah, M. (2021). An integrated approach of ANFIS-grasshopper optimization algorithm to approximate flyrock distance in mine blasting. *Engineering with Computers*, 1-13.
- [7] Abolfazl Heidari1399. Optimization of explosion pattern to reduce retreat in Songun copper mine using genetic algorithm. *Third International Conference on Development of Materials Engineering Technology, Mining, and Geology*
- [8] Rezaeineshat, A., Monjezi, M., Mehrdanesh, A., & Khandelwal, M. (2020). Optimization of blasting design in open pit limestone mines to reduce ground vibration using robust techniques. *Geomechanics and Geophysics for Geo-Energy and Geo-Resources*, 6, 1-14.
- [9] Rahimdel, M. J., Aryafar, A., & Tavakkoli, E. (2020). Selection of the most proper drilling and blasting pattern by using MADM methods (A case study: Sangan Iron Ore Mine, Iran). *Rudarsko-geološko-naftni zbornik*, 35 (3).
- [10] Zhou, J., Koopialipoor, M., Murlidhar, B. R., Fatemi, S. A., Tahir, M. M., Armaghani, D. J., & Li, C. (2019). Use of intelligent methods to design effective pattern parameters of mine blasting to minimize flyrock distance. *Natural Resources Research*, 1-15.
- [11] Rezaei, M. (2019). Modeling and optimizing the drilling and blasting pattern of the Boghde-Kandi quarry rubble mine of Saghez. *Scientific Quarterly Journal of Iranian Association of Engineering Geology*, 11 (4), 41-53.
- [12] Amir Amirpour Asl Miandoab, Gharaman Sohrabi *, Mohammad Nasiri. *Ghamjineh Book*. Application of the magnetometric method for exploration of copper and gold mineralization in Hashtrood polymetallic exploration range. *Geophysics of Iran*. 39-48.
- [13] Behzad Takhmachi, Mohammad Lotfi, Hamid Seifi, Maryam Sadat Hosseini. 2016. Combining information, a new approach to decision making in geology, mining and petroleum engineering. *Amirkabir University of Technology (Tehran Polytechnic)*
- [14] Ardeshir Harazkhani, Bashir Shokooh Seljuki. 1394. *Wavelets in Computational Intelligence*. University Jihad (Amirkabir University of Technology), Volume 1.

Evaluation of Technological Advancements in Non-Intrusive Fragmentation Analysis and Blast-Induced Dilution Control in Hard Rock Mines

P. R Netshapapame¹, S. Akinci², D.K Akorli³

¹Hexagon Mining, Customer Success, Johannesburg

²Hexagon Mining, General Manager, Dubai

³Hexagon Mining, Senior Mine Services Engineer/Consultant, Ghana

ABSTRACT This paper investigates the latest technologies in fragmentation analysis and blast-induced dilution control for hard rock mines. Efficiency in these drill and blast value chain components can increase substantially operational cost savings for a hard rock mine. Technology plays a significant role in ensuring that mines efficiently measure and monitor the factors mentioned above. The study was conducted by evaluating the hardware and software components of Hexagon's drill and blast technology portfolio. The focus was mainly on how these systems are configured and used in hard rock mines. To illustrate potential savings that can be achieved by effectively monitoring blast-induced dilution at a hard rock mine, a case study from the Damang gold mine is included as part of this study. From the study, it can be deduced that significant advancements have been made in the development of fragmentation analysis and blast-induced dilution control technologies. It is critical to note that to get the most value out of actual fragmentation data collected using technologies covered in this paper, a feedback loop back into blast planning and design stages of drill and blast should be allowed. This will ensure that the efficacy of the drill and blast planning process is improved. Furthermore, from the case study, the Damang mine in Ghana recovered USD145,577 per blast and managed to improve its mine call factor from 85% to 100% by adopting Hexagon's Blast Monitoring Technology.

Keywords: *Fragmentation analysis, Blast-induced dilution, Technology*

1. INTRODUCTION

The primary objective of rock blasting is to attain a successful fragmentation. The classification and size distribution of muck piles are the critical components of managing any blasting operation. The fragmentation affects all downstream operations, including loading, hauling, and crushing, and can be used to minimize these costs (Sereshki et al., 2016). The potential gains associated with attaining the correct fragmentation have resulted in significant developments in fragmentation measurement. Historically, sieve screening has been the direct method for evaluating fragmentation size distribution; even though this approach is accurate, it is time-consuming and unsuitable for production blasting. Sudhakar et al. (2004) noted that image processing software had overcome this by providing a rapid, less intrusive method for analyzing fragmentation accurately. This is because images can be collected quickly using mobile video cameras, photo cameras, and orthophotos from drones, ensuring minimal disruption to the production process.

However, fragmentation is just one piece of the drill and blast puzzle; other aspects such as minimizing blast-induced dilution can result in substantial cost savings for a mine site. As much

as blasting is primarily to attain a correct fragmentation, rock excavation in an open-pit mine aims to produce an optimum mill feed to maximize recovery at a minimum operating cost. Because of this, the grade control process becomes a crucial component for open pit mining operations with diverse orebodies. Traditionally, grade control delineates ore/waste boundaries using geostatistical estimation. Still, according to Ohadi et al. (2018), these ore and waste boundaries are moved after bench blasting, and they are no longer accurate to be used as dig lines. Thus, the challenge for a mine site becomes how to delineate the post-blasting boundaries accurately. Several methods have been employed in the mining industry, notably poly pipes, sandbags, magnetic targets, etc. However, none of these approaches found widespread industry acceptance until researchers at the University of Queensland concluded that the accuracy required for grade control blast movement modelling is impossible. This admission led to the development of the blast monitoring concept. The system forms part of Hexagon technology that helps mines across the globe solve the challenge of post blasting ore /waste boundary translation and mill feed dilution reduction.

This white paper highlights how Hexagon technologies have addressed the mining fragmentation measurement challenge by harnessing the efficiency of photometric processing software. The paper also seeks to investigate the efficacy of Hexagon's Blast Movement Monitoring (BMM) System and how mining sites use this to reduce dilution. These two systems are part of Hexagon's D&B Portfolio, including various technologies that seek to solve drill and blast challenges.

1 FRAGMENTATION ANALYSIS AND BLAST-INDUCED DILUTION CONTROL SYSTEMS OVERVIEW

2 Fragmentation Measurement System.

Essential to effective fragmentation measurement is the collection of good quality data in a timeous manner. To cater to this requirement, Hexagon Split Engineering provides various methods of data collection. Central to this, the Split-Online software provides the key metric of rock fragmentation at crucial points in the mining value chain. This is achieved by deploying cameras at shovels with Split-ShovelCam, haul trucks with Split-TruckCam, and conveyors with Split-ConveyorCam, as depicted in Figure 1.

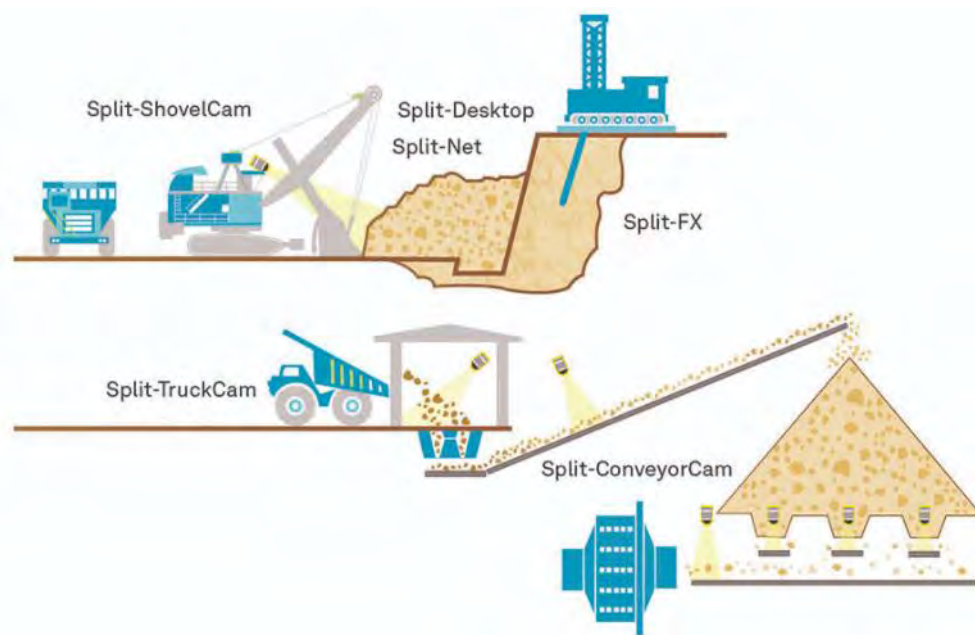


Figure 1. Split Engineering camera deployment

ShovelCam allows for real-time automated measurement of post-blast muck pile particle size distribution (PSD) information with shovel location. In addition, ShovelCam automatically triggers images of the blasted muck pile. This allows for automation of the image capturing process, and there is less disruption to the mining process. This also reduces the amount of image editing that is synonymous with offline manual capturing systems. Once captured, the images are transmitted via FTP over the mine's wireless mesh network to the Split-Server allowing for instantaneous access to fragmentation data. The images are then sorted and processed automatically for particle size distribution by the Split-Server. The last stage entails providing immediate feedback to the mine on blast performance via reports that allow for closing the drill and blast loop by constantly contrasting the achieved fragmentation with what was planned or forecasted. This process is depicted in Figure 2.

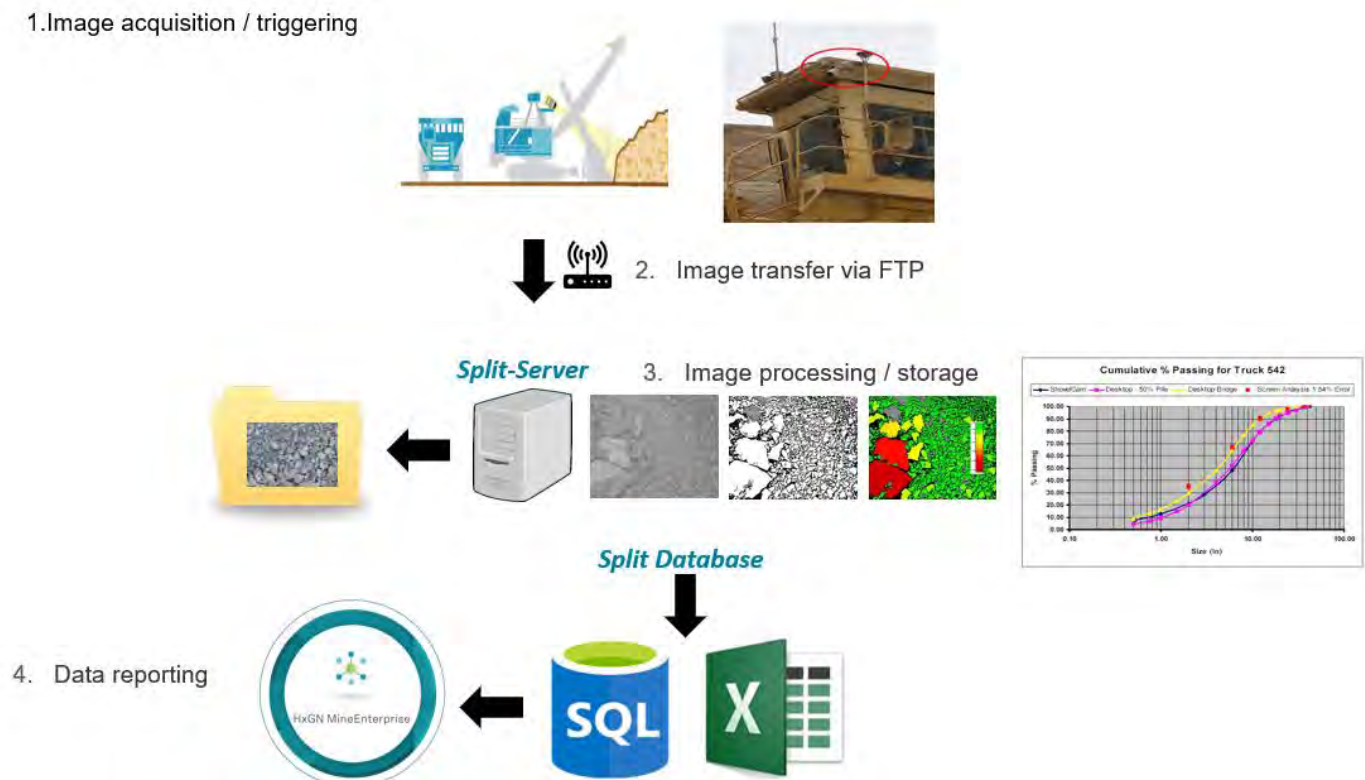


Figure 2. ShovelCam process overview

Split-TruckCam quantifies the fragmentation before entering the crusher. This allows for the monitoring of primary crusher feed protects and protects the crusher from oversize damage. Furthermore, according to Kemeny et al. (2014), a Split-Online system installed at a primary crusher serves four functions. First of all, the crusher feed size provides information on post-blast fragmentation. Secondly, the crusher product size provides information on the secondary crusher and ball mill feed size. Thirdly, the feed and product sizes together can be used to estimate the work index, which gives information on the crushability and grindability of the ore. And finally, the feed and product sizes can be used to monitor crusher performance and crusher wear. Kemeny et al. (2014) further noted that the feed cameras are located at the truck dump bays or feed belts, and the product cameras are located above the discharge belts, as depicted in Figure 3.

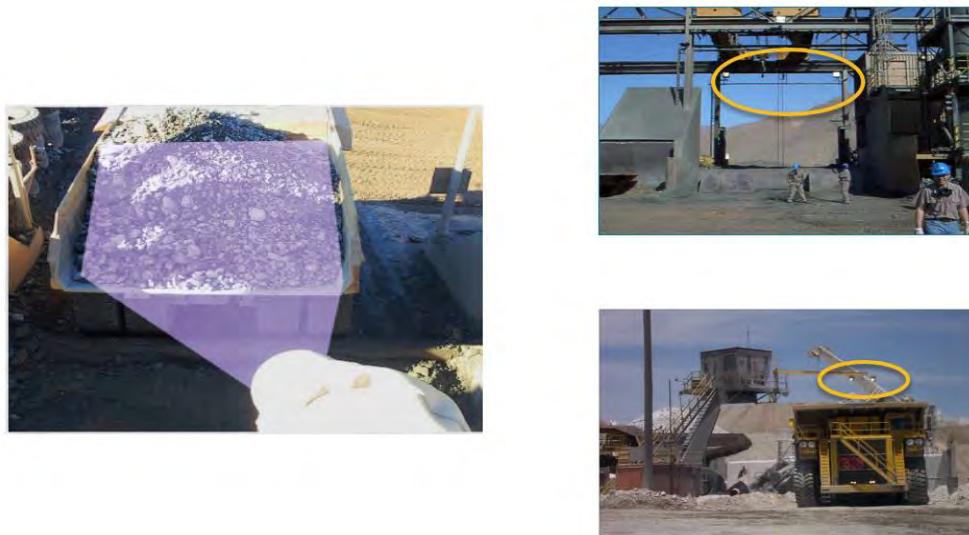


Figure 3. Split-TruckCam

Once the fragmented rock is introduced into the comminution circuit, more opportunities for measurement and control using Split-ConveyorCam, Split-ConveyorCam are available. Installations at the primary crusher, secondary, tertiary, pebble crusher, and screen decks provide an online measurement of the particle size distribution (PSD) information for any conveyor belt location. When installed at primary, secondary, tertiary, and pebble crushers, the operation better understands the PSD and fines generated from the blast performance. However, when installed at screen decks, the system ensures immediate feedback to operations of a potential break in the screen or screening panel. The traditional crushing circuit uses multiple stages of crushers and screen decks to achieve the desired PSD to either feed to a milling stage or as a final product to the heap leach stage, as depicted in Figure 4. In both cases, the crushing process efficiency is dictated by the ore hardness and particle size distribution.

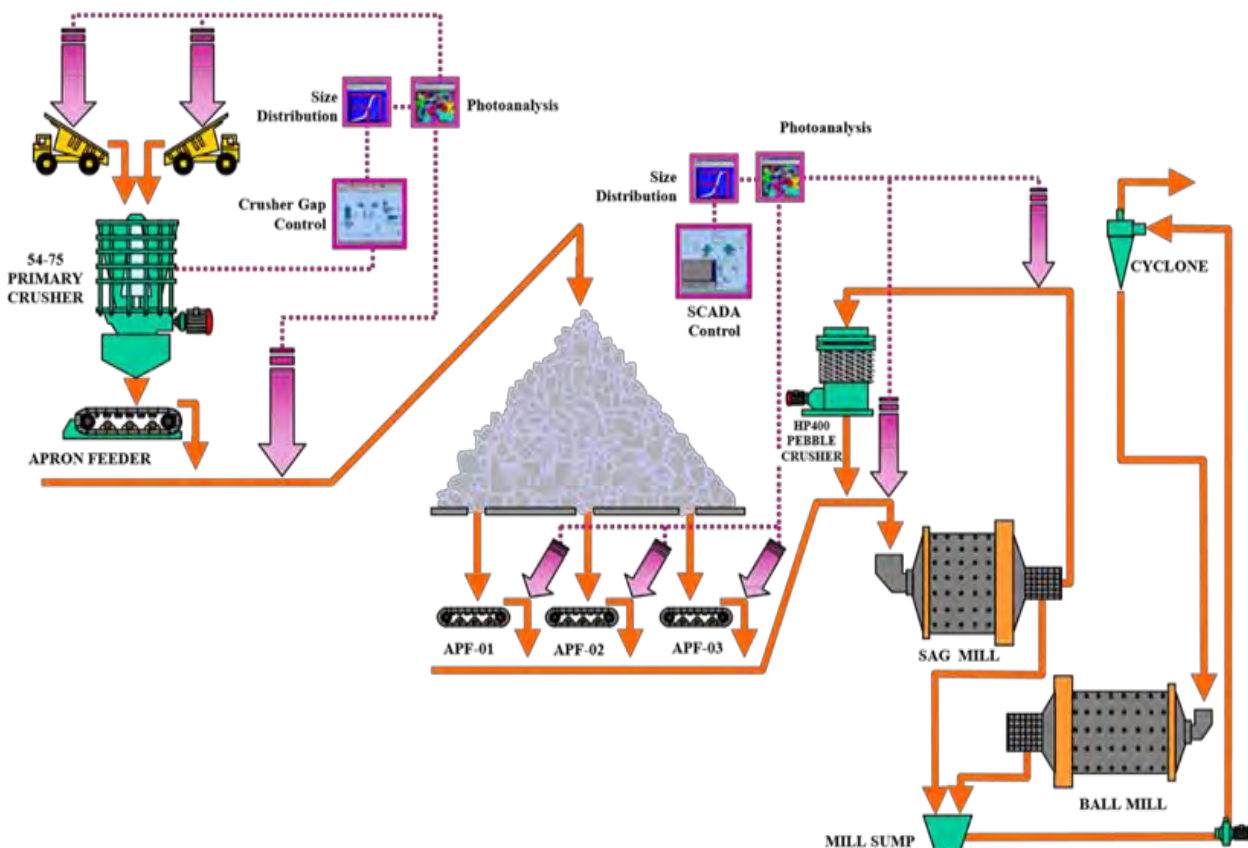


Figure 4. Split-ConveyorCam within a comminution circuit

Hexagon is integrating point sensors (such as PSD systems) into valuable integrated solutions, in line with the greater Hexagon vision for an autonomous future. For example, PSD information from blasting and comminution is a great metric. This metric provides greater value by automatically connecting actual fragmentation data back to the mine plan for further evaluation and adjustment of blast designs allowing for mines to be more effective in the planning stage of drill and blast. This continuous drill and blast improvement process as adapted from Deming's wheel is depicted in Figure 5.

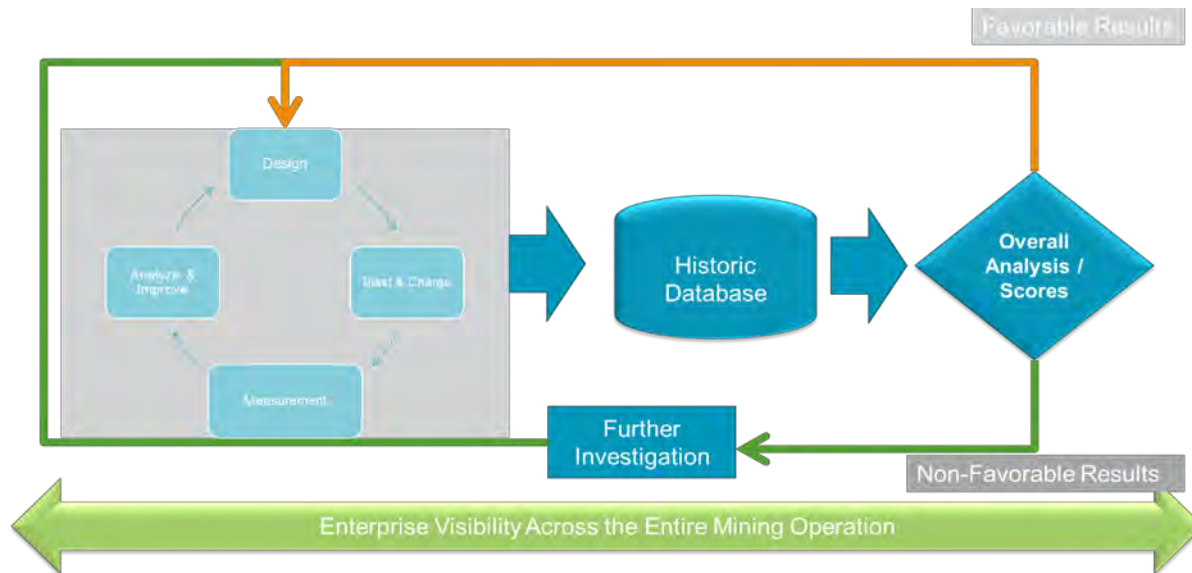


Figure 5. Adapted Deming's wheel (Unpublished internal company document.2020)

1.1. Blast Movement Monitoring

As noted previously, post-blast boundary translation is critical to address the dilution challenge in hard rock mining. Hexagon's blast monitoring technology seeks to address this by collecting data from BMMs, inserted into the blast holes before blasting occurs. Eshun and Dzigbordi (2016) noted that the monitoring holes are planned in addition to production holes. Adam and Thornton (n.d) added that these holes are drilled at the selected locations, and these holes are accurately surveyed for easting, northing, and collar reduce level (R.L.). Before a blast takes place, the BMMs are activated, inserted into the holes, and the holes are stemmed accordingly. Once blasting has taken place, the new position of the BMMs is located with a specially designed detector. The detector zones into the signal produced by the post-blast BMMs. Once located, the depth of the BMM is recorded. Finally, the BMM Explorer software calculates the 3D movement vector of each BMM, redefines ore boundaries or digging levels to account for the measured movement, and calculates the value of recovered ore, dilution, and misclassification that would have occurred if the ore polygons were mined insitu. These new dig lines ensure that excavation takes place in areas with an accurate delineation of the ore/waste or ore/ore boundaries, thus limiting dilution. The blast monitoring process is depicted in Figure 6 below. It is important to note that steps 1,2,4, and 5 are extra activities to be incorporated into the grade control and blast process to realize the potential increased profits per blast.

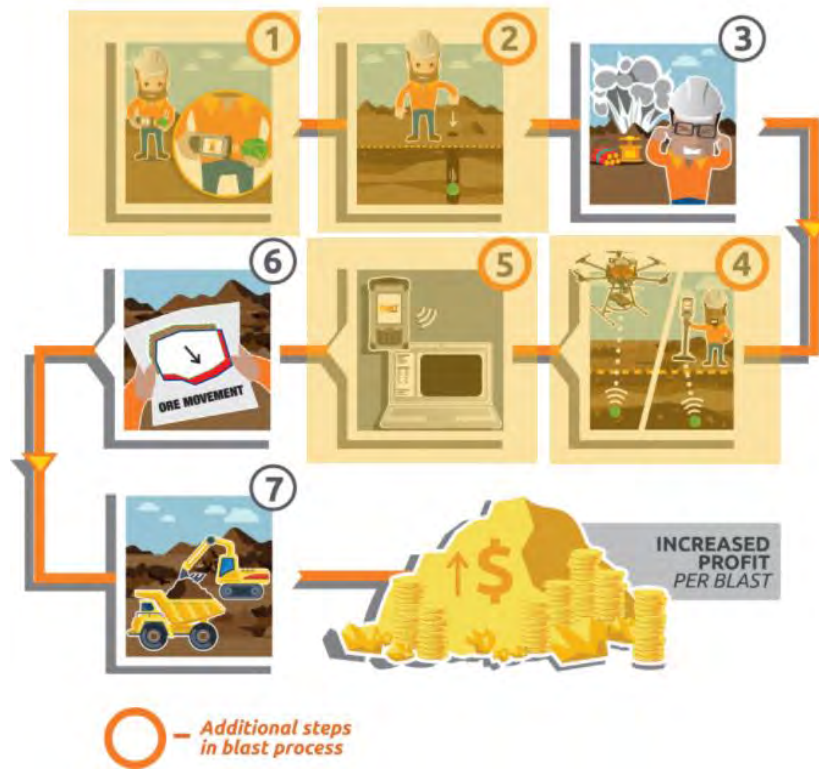


Figure 6. The blast monitoring process

Below is a summary of the hardware and software components requirements for the blast monitoring process depicted in Figure 6.

1. For activation of standard BMMs, a handheld remote-controlled BMM® activator is used. In addition to turning the transmitter on, the device has a delayed start-up/transmission time if required. This activation is done during the installation of the BMMs. An example of this activation is shown in Figure 7 from a mine in Canada; the grade control team at Anaconda Mining can be seen activating and installing a BMM in a shot before blasting.

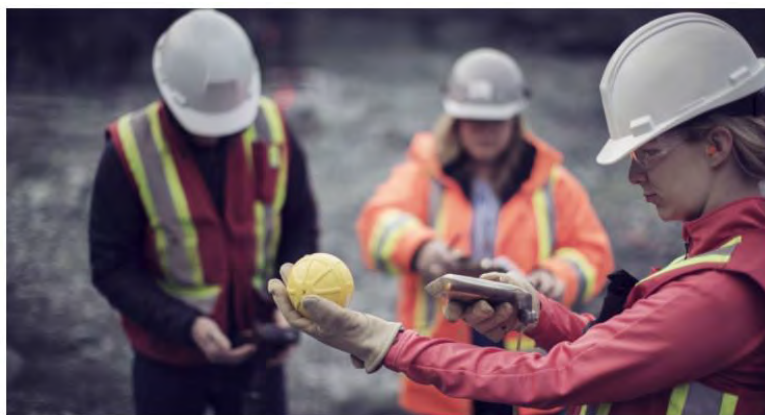


Figure 7. BMM® activator Anaconda mine

Depending on the blasting conditions, BMMs can also activate on sensing a blast. This allows for the installation to occur days or weeks ahead of the blast, further reducing the disruption of the blasting process.

1 Installing BMMs in dedicated monitoring holes before blasting

BMMs are available in four colours, as depicted in Figure 8 and Figure 9; this means that multiple balls can be placed in a single hole to monitor mid-bench or flitch-boundary movement.



Figure 8. BMMs



Figure 9. Placement of BMMs

A maximum of 4 BMM's could be installed in a single hole to monitor all flitches (i.e., in a narrow vein gold deposit).

According to Adam and Thornton (n.d), experience dictates that the balls should be at least 10m from each other to avoid overlapping signals. Some failures are likely to occur if the current BMMs are closer than 1.5 m from a 115 mm blast ho.

- 4 Detect BMMs by walking the muck pile with our detector to locate the 3D position of each BMM sensor

To record the position of each of the BMM's, either one of the three types of detectors: standard, survey-enabled, and flight-enabled detectors, can be used. The detector senses and records the location of BMMs in the blast pattern (pre-blast) and muck pile (post-blast). This is depicted in Figure 10.



Figure 10. Locating BMMs in the blast pattern (pre-blast) and muck pile (post-blast).

Although not common, Yennamani et al. (2014) has noted that it is sometimes difficult to find the post-blast location of the ball. They generally attribute this to reasons such as BMM transmitter damage and wrong time delays for a ball.

- 5 Combine drill and blast, geology, and BMM system data in our software, BMM Explore

BMM Explorer calculates new dig lines for the shovels and areas of ore loss, dilution, and misclassification that would have occurred if blast movement was not accounted for. The interface of BMM software is shown in Figure 11 below.

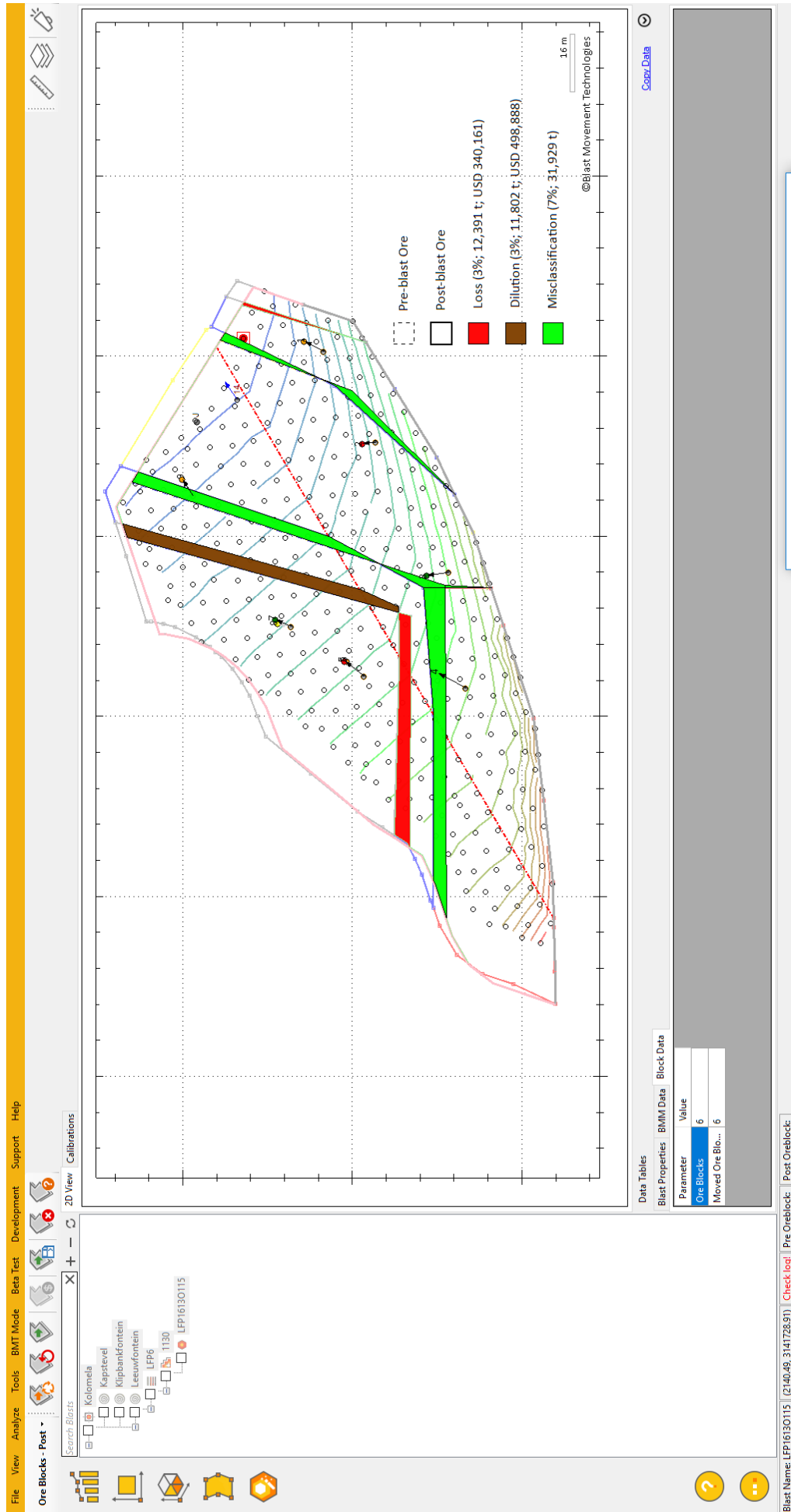


Figure 11. BMM Explorer software

2. TECHNICAL CASE STUDY

2.1. Overview

Damang mine is in southwestern Ghana, approximately 300km by road from Accra, the capital, and about 50km northwest of Tarkwa, the main mining town. Gold Fields holds a 90% attributable portion of the mineral resources and reserve of the mine, with the remaining 10% owned by the Ghanaian government. There are three gold-bearing conglomerate horizons recognized on the western limb of the Damang anticline. These are the Star/Composite, Malta/Breccia, and Gulder Reefs from footwall to hangingwall. There are also three gold-bearing conglomerate horizons recognized on the eastern limb, namely the Lima, Kwesie-K1, and Kwesie-K2 Reefs. Poorly mineralized sandstone units separate these conglomerate horizons. (www.goldfields.com). Fresh rock and transitional zones are drilled and blasted in 6 m lifts, with excavation in 3 m flitches. To optimize ore fragmentation and blast control, blasting in fresh rock utilizes both conventional (Nonel) and electronic detonators. Oxide material, which cannot be free dug, is blasted using lower powder factors. Waste material is hauled to planned dumps located close to the pit exit. Oxide ore is selectively mined to provide incremental feed to the mill with Tomento North and East pits, located at 5.3 km and 6.3 km from the treatment plant, currently serving as the main oxide source. (www.goldfields.com)

Damang mine has experienced high dilution over the past years, decreasing the mine call factor since blasting started. The company initially addressed this challenge by assigning 1 m meter movement to every blast during the modelling process. However, this process resulted in the underestimation of blast movement. As noted in the preceding sections, blast movement modelling is not possible for the accuracy required for grade control.

Hexagon Blast Monitoring Technology was engaged to address this challenge. The solution, as described in 1.2, provided an accurate measurement of blast movement for the mine. Figure 11 below is an extract from the BMM Explorer software used to analyze the top and bottom flitch for Blast WCB_810-1. This depicts the ore loss, dilution, and misclassification areas for Blast WCB_810-1 that would have occurred if blast movement was not accounted for.

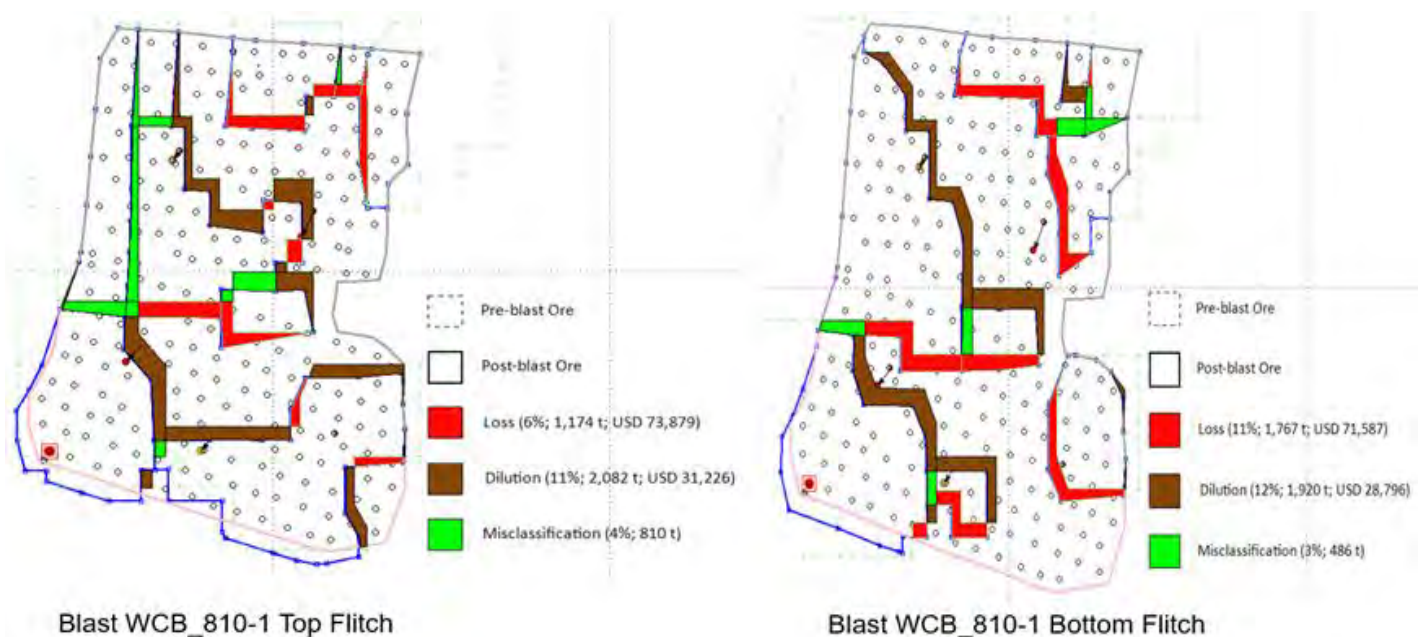


Figure 12. Blast WCB_810-1

2.2. Results

The mine would incur ore loss if ore polygons from blast WCB_810-1 were mined without accounting for blast-induced movement. This would be due to dumping some of the ore at the waste dump, dilution from mixing the high and medium grade ore with waste and misclassification due to mixing different ore grade classes in this blast.

By adopting Hexagon's blast monitoring solution, Damang mine could recover 2,944 tonnes of ore which could have ended up at the waste dump. This amounted to USD145,577 per blast recovered, as shown in Table 1. This figure is less cost of dilution, which would have been spent on reagents to process waste material sent to the plant. In quantifying the savings, an average grade of 1.5 g/t, metal price of \$1,450/ ounce, and an average density of 2.7 t/m³ was assumed.

Table 1. Total Ore Recovered

Ore Loss per Blast				Dilution			Misclassification	
Avg. Grade	Ore Loss	Ore Loss	Ore Loss	Ore	Loss	Loss	In Situ	In Situ Loss
gm/t	Tonne	%	USD (\$)	Tonne	%	USD	Tonne	%
1.50	2,944	8	145,577	4,001	11	\$ 60,021	1,296	4 %
Total Ore Recovered				\$ 145,577				

3. CONCLUSION

The paper highlights advancements in technologies used in non-intrusive fragmentation analysis and blast-induced dilution control in hard rock mines. The main improvement is the ease of use of these novel technologies allowing for large scale deployment in most operating mines. In the case of fragmentation analysis, the slow and tedious sieve screening process has advanced to the less intrusive indirect method through split engineering technology. In contrast, the laborious poly pipes, sandbags, magnetic targets traditionally used in blast movement have evolved through blast monitoring technologies. This advancement has helped address the old debate about whether it is possible to model a blast movement.

Hard rock mines should take a continuous improvement approach when deploying technologies covered in this paper. That will allow for actual data collected by these technologies to be incorporated back into the design stage and tracking of key performance indicators.

The technical study from the Damang mine illustrates that proper adoption of technology can result in substantial cost savings for a mine and can address inherent challenges associated with mining.

REFERENCES

- Sereshki, F., Ataei, M., Hoseini, S.M., 2016. Blast fragmentation analysis using image processing, *International Journal of Mining and Geo-Engineering*. Vol.50, p. 211-218.
- Sudhaka, R., Gupta, R. And Adhikari, G.R., (2006). Comparison of Fragmentation Measurements by Photographic and Image Analysis Techniques. *National Institute of Rock Mechanics*. Vol.39, p. 159-168.
- Kemeny, J., Mofya, E., Kaunda, R And Lever, P. (2002). Article: Improvements in Blast Fragmentation Models Using Digital Image Processing. *Fragblast*, DOI: 10.1076/frag.6.3.311.14051 [Accessed 27 July 2021].
- Eshun, P. A., And Dzigbordi, K. A., (2016), Control of Ore Loss and Dilution at AngloGold Ashanti, Iduapriem Mine using Blast Movement Monitoring System, *Ghana Mining Journal*, Vol. 16, No. 1, pp. 49 - 59.

Adam, M., Thornton, D., (n.d), A New Technology for Measuring Blast Movement. s.l. s.n.

Ohadi, B., Esmaili, K., Mohanty, B., (n.d). Influence of Rock Mass Properties on Blast-Induced Rock Movement. Available from <https://omre-researchgroup.com/wp-content/uploads/2018/05/Ohadi-et-al.-2018.pdf>. [Accessed 27 July 2021].

Hexagon Mining. (2018). 50 more years of intelligent mining. Unpublished internal company document.

Simulation of Blast-Induced Movements in Open Pit Mining Benches

S. Hmoud

McGill University, Montreal, Canada, samer.hmoud@mail.mcgill.ca

M. Kumral

McGill University, Montreal, Canada, mustafa.kumral@mcgill.ca

ABSTRACT

Ore losses and dilution resulting from blast-induced movement lead to significant financial losses in open pit mines. Even if ore and waste polygons on a bench are known accurately in the pre-blasting phase, the locations of these polygons will change because of blast-induced movements, and it is difficult to determine the new locations of these polygons accurately. Therefore, vagueness in blast-induced movements should be incorporated in all subsequent decision-making processes, such as in ore-waste classification and short-term mine scheduling. In this paper, the blast-induced movements of bench flitches are modeled through a Monte Carlo simulation-based approach such that the associated uncertainties are quantified. A D-vine copula is used to model the multivariate relationships between the values of movements of bench flitches. A case study is conducted on a bench in an open pit vein-type gold mine. The results demonstrate that overlooking blast-induced movement in ore-waste discrimination after blasting may over-estimate the financial gain compared to the case considering blast movement. In this research, high-risk ore and waste zones after blasting are also determined. Best blast-induced movement directions are identified after conducting a sensitivity study.

Keywords: *Blast-induced movement; copula; Monte Carlo simulation; risk assessment*

1 INTRODUCTION

In open pit mines, blasting is a crucial daily routine operation conducted before excavating the muckpile in some mines. The main goal of this operation is to break the rocks hosting the mineralization into small rock fragments to (1) reduce the downstream costs of hauling, equipment maintenance, and materials crushing, and (2) facilitate loading-out blasted materials to the specific equipment used in the mine. To achieve this goal, the configuration of the blast design is set in a way that meets the objectives of the blasting operation, taking into consideration the geological characteristics of the blasted rocks. After blasting, blasted materials move in various directions and distances. The extent of blast-induced movement is difficult to predict accurately due to the lack of complete information on the blast design and geological characteristics. This lack of complete information introduces a new source of uncertainty when classifying ore and waste areas within the blasted section of the bench. The financial loss resulting from ore-waste misclassification due to neglecting the effect of blast-induced movement can be significant. This neglect will significantly overestimate the expected profit (Hmoud and Kumral, 2021).

The ore-waste classification is an important step in grade control. It also has a significant impact on cash flow modeling and short-term mine production scheduling. The ore-waste

classification targets to send blasted materials to their optimal destinations to maximize profit while honoring some operational constraints such as equipment selectivity and direction of mining.

Ore and waste zones within the orebody can be identified from blast holes data. These data generate a 3D block model that shows the spatial distribution of ore grades in the deposit. 3D block models are simplified representations of the orebodies, and they consist of a number of small computer-generated blocks called Selective Mining Units (SMUs). SMUs are the smallest volumes of materials on which ore-waste classification decisions are made (Sinclair and Blackwell, 2006).

Due to the importance of understanding the nature of blast-induced movement in blast operations at the open pit mines, these movements should be modeled. This is a critical step before determining ore and waste zones within the blasted section of the bench. In the literature, three methods were proposed for modeling blast-induced movements: (a) simulating blast-induced movements using multi-physical simulation (Zou and Jun, 2020), (b) modeling blast-induced movements based on field measurements (Isaaks *et al.*, 2014; Vasylichuk and Deutsch, 2019), and (c) training supervised machine learning algorithms using former blast-induced movement data to estimate subsequent blast movements in different benches (Yu *et al.*, 2020; Yu *et al.*, 2021).

Field measurements can also be used to validate multi-physical simulated models of blast-induced movement as well as input data into the machine learning algorithms to train them to predict future blast movements. In most cases, the target of physical simulation is to ensure that rock fragmentations reach a specific size regardless of the extent of blast-induced movement. However, the extent of blast-induced movement has a significant impact on the level of ore losses and dilution; increasing blast-induced movement leads to increased ore losses and dilution. Therefore, in practice, a balance between the extent of blast-induced movement and rock fragmentation size should be achieved to reduce ore losses and dilution as well as reduce the costs of hauling and crushing materials so that the overall profit from mining the bench is maximized.

All blast-induced movement modeling approaches assume that blast-induced movement is deterministic. However, La Rosa and Thornton (2011) indicated that measured blast-induced movement has a large variance due to (1) the uncertainty of many of the controlled blasting parameters, and (2) the heterogeneity of the rock mass. They also stated that accurate predictions of blast-induced movement without physical field measurements are near impossible. Another source of uncertainty comes from unanticipated blast-induced movements due to unseen geology and rock characteristics, as well as human error when conducting bench blasting. In fact, training supervised machine learning algorithms to predict future blast-induced movements from historical blast-induced movement data will not produce accurate predictions for blast-induced movements. This inaccuracy happens because the input geological parameters of blasted rocks and the blast designs vary significantly within the same mine. Therefore, assessing the uncertainty in blast-induced movement using physical field measurements obtained from the same blasted bench will help in modeling blast-induced movements more accurately and making better decisions on determining the optimal destinations of blasted materials taking into consideration the inevitable risk associated with this decision. This paper differs from the previous work (Hmoud and Kumral, 2021) in the sense that it evaluates the effects of multiple blast-induced directions. Thus, blasting activities can be designed such that the dilution and loss are minimized.

2 METHODS

The first step in this proposed methodology is to create a block model from blast holes data which should cover the blasted section of the bench. These blocks in the block model represent the SMUs in the mine. The number of SMUs in the vertical direction in the block

model should equal the number of bench levels called bench flitches. A number of estimation methods can be applied to get a good local estimate of metal grade (e.g., ordinary kriging, localized uniform conditioning, and multi-indicator kriging).

The block model is then converted to a monetary-based block model by adding economic and metallurgical parameters to the estimated metal grades to estimate cost, revenue, and profit values for all SMUs. Operational costs, metal price, and ore recoveries are used as input parameters for generating the monetary-based block model and calculating a cut-off grade that separates ore SMUs from waste SMUs.

Blast Movement Monitor (BMM) balls are used to estimate the direction and extent of blast-induced movement at the blasted section of the bench. As observed from various blasting operations, the extent of horizontal blast-induced movements varies significantly in bench flitches due to the configuration of blast design where most of the explosives are installed in the middle of blast holes. This common design moves flitches and forms a D-like shape structure before all blasted rocks settle to the ground due to the gravitational force. Figure 1 shows the D-like shape illustrating blast-induced movements over five flitches.

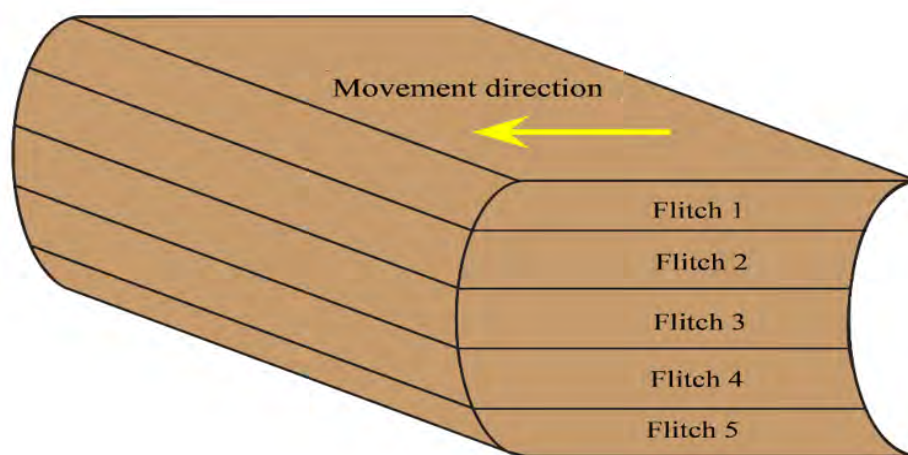


Figure 1. Illustration of bench movement across flitches

The uncertainty in estimating the extent of blast-induced movement remains significant even when using BMM balls because (1) they do not cover the entire blasted section of the bench, and (2) there is an inaccuracy in determining the location of these BMM balls post-blasting, (3) the blast-induced movement distances associated with these balls vary even within the same flitch due to the heterogeneity in geological characteristics and blast design.

After locating BMM balls post-blasting, the directions and extents of movements are determined for each flitch. Then, a multivariate statistical distribution is fitted to the blast movement measurements across these flitches using drawable vine copula (D-Vine) (Aas *et al.*, 2009). This multivariate distribution honors the existing non-linear correlations between flitch movements. D-vine copula consists of bivariate copulas and a nested set of trees (Figure 2). Clayton distribution is used for modeling blast-induced movements data across flitches because blast-induced movement correlations between these flitches are strong near blast holes. They get weaker and weaker when the distance becomes larger from the nearby blast holes.

A number of blast-induced movement realizations are generated from the fitted multivariate distribution using Monte Carlo simulation. These realizations produce the anticipated D-like shape from blast-induced movements. This method can also produce any shape caused by unexpected blast-induced movement behavior due to unforeseen issues with the implementations of blasting operation or due to unseen geological features that affect the extent of blast-induced movements.

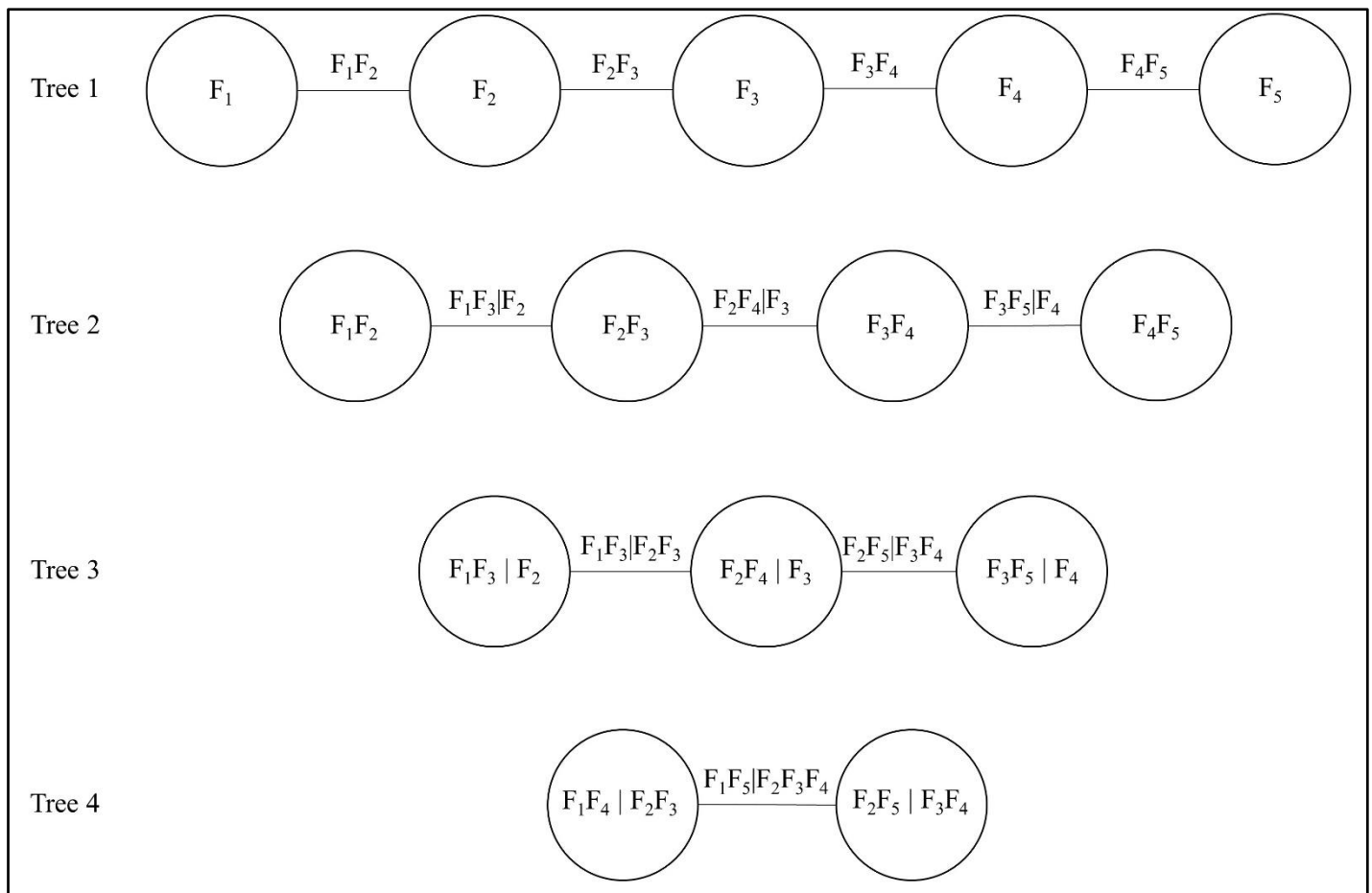


Figure 2. Copula trees for five flitches where F1, F2, F3, F4, and F5 are the blast-induced movements for flitches 1-5, respectively

In this proposed methodology, blast-induced movements can be applied in any possible direction. The user needs to specify the azimuth angle of the overall blast-induced movement direction, and all pre-blast SMUs will be moved in that direction accordingly.

Blast-induced movement realizations obtained from D-vine copula multivariate distribution are applied on the monetary-based block model that contains the geological characteristics of the ore body, ore grade, contained metal, and SMUs profit. To show small-scale movements on the block model, the SMUs in the monetary-based block model are discretized into smaller SMUs before moving their centroids according to the extent of movements obtained from the simulated realizations of blast-induced movements. This discretization stage allows the small movements to become visual when constructing post-blast monetary-based block models so that they can contribute to blast-induced movements. The outcome of this stage is a number of post-blast monetary-based block models. These monetary-based block models are used to assess the risk of ore-waste misclassification due to blast-induced movement uncertainty.

To determine the final destinations of all areas in the blasted section of the bench, the 3D post-blast monetary-based block models are converted into 2D monetary-based block models by projecting the 3D SMUs models into 2D SMUs models and summing the contained metal values of all SMUs that share the same x and y coordinates of their centroids.

The final step in this proposed methodology is to re-grid SMUs back to their original size. Then, the total amount of contained metal and profit are calculated for these re-gridded SMUs. Finally, those re-gridded 2D monetary-based block models are used as an input to generate ore risk maps and determine the distributions of ore losses, dilution, and profit due to blast-induced movement uncertainty.

3 CASE STUDY

To quantify the uncertainty of blast-induced movement and show the effect of this uncertainty on ore-waste misclassification, a case study is conducted. First, a grade block model is formed using blast hole information for a section of a bench at a vein-type gold deposit mining operation. Table 1 summarizes the parameters used in block modeling. Next, this block model is converted into a monetary-based block model using economic and processing parameters given in Table 2.

Table 1: Characteristics of the block model

	X	Y	Z
SMU size (m)	2.5	2.5	3
Number of SMUs in a direction	32	40	3
Minimum centroids (m)	1.25	1.25	1.5
Maximum centroids (m)	78.75	98.75	13.5
Azimuth (degree)		0	
Dip (degree)		0	

Table 2: Input parameters used in the cut-off grade calculation

	Value
Gold price (US\$/gr)	60
Mining cost (US\$/tonne)	3
Mineral Processing cost (US\$/tonne)	20
Processing recovery (%)	80
Bulk density (gr/cm³)	2.75

The bench section is divided into five flitches. Each one of these flitches has a 3m thickness. Blast-induced movement information is simulated from 50 ball-based field measurements covering the five flitches at 10 locations (five BMM balls per blast hole). The overall direction of movement is 45° azimuth, parallel to the orientation of gold veins strike. First, triangular distributions are fitted for the blast movement values of the five bench flitches. Then, these triangular distributions are used to fit bivariate Clayton copulas between flitch blast-induced movements. After fitting Clayton copulas, D-vine copula and MCS are utilized to simulate 1,000 equally probable images of blast-induced movements to verify if multivariate relationships between flitch movements are embraced. The results of this simulation are presented in Figures 3, 4, and 5. Acceptable mimicking of the multivariate associations between BMM measurements and the simulated probable images are detected from these figures.

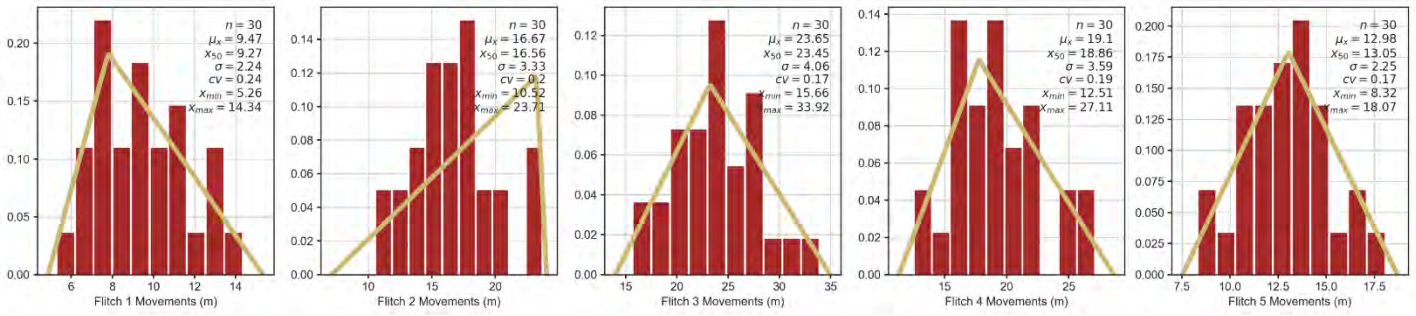


Figure 3. Simulation outcomes associated with blast-induced movement data

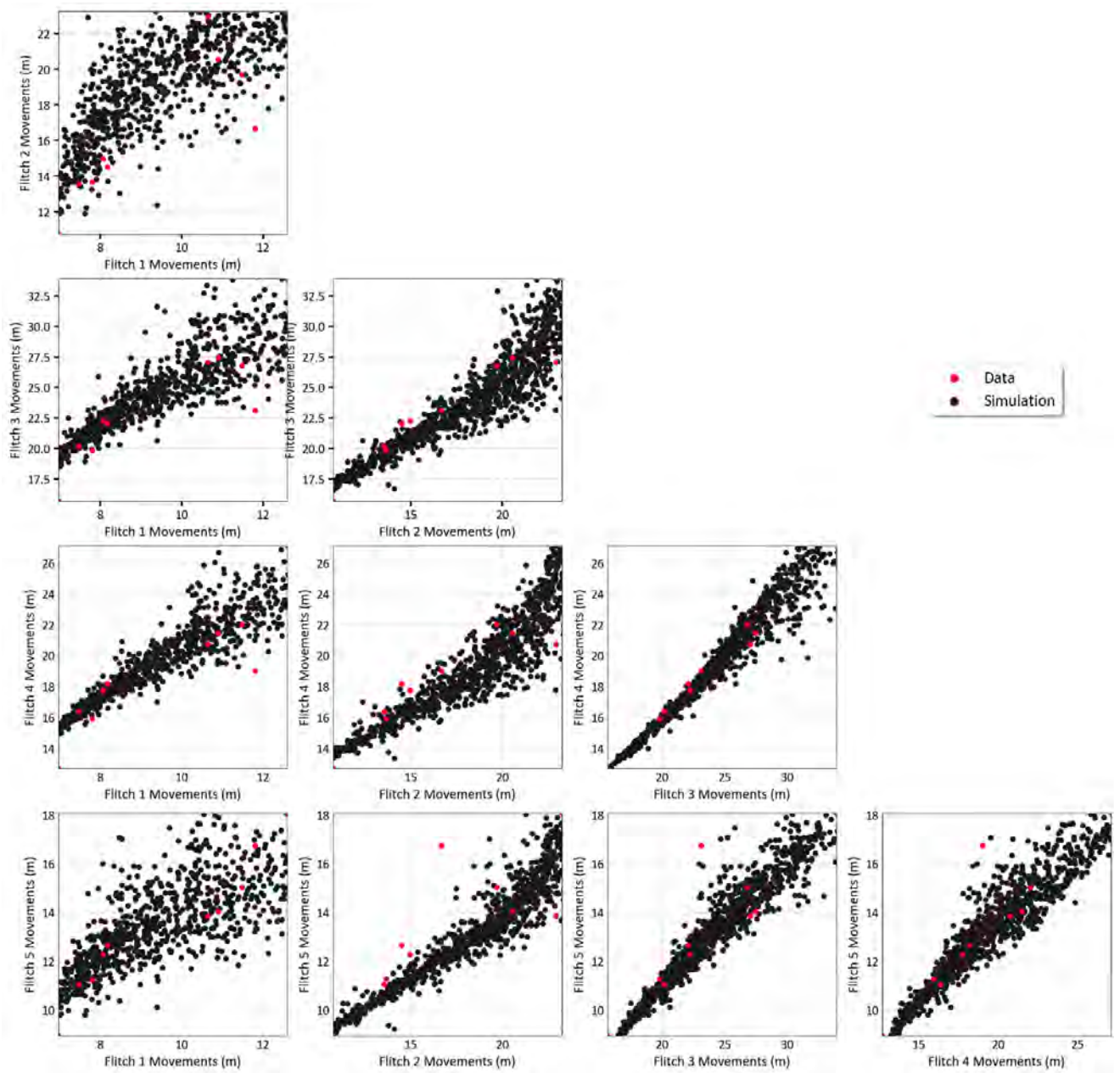


Figure 4. Reproduction of associations between fitches using sample data (shown in red)

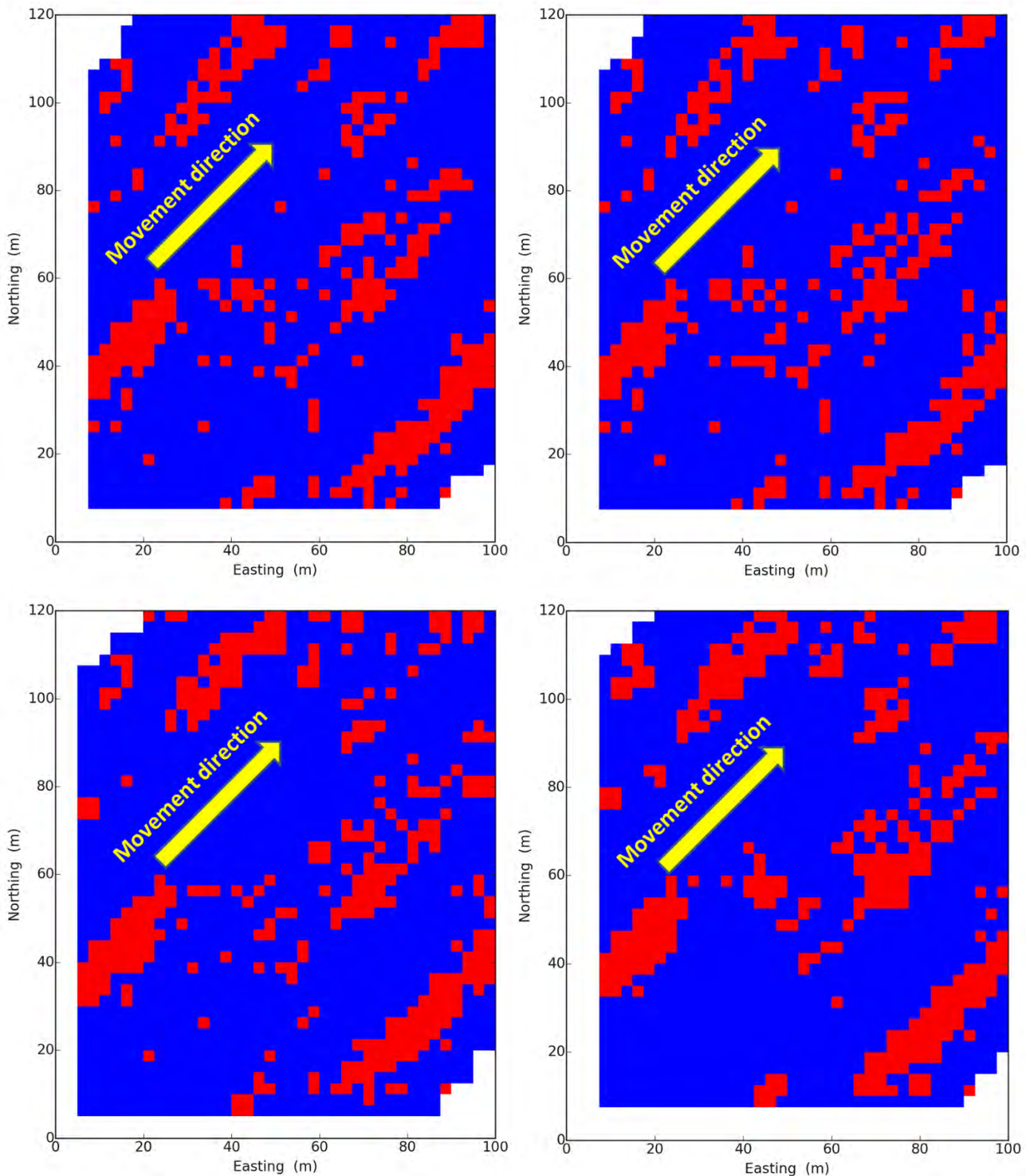


Figure 5. Ore-waste classification based on four different blast-induced movement realizations

Ore probability map is generated from the monetary-based block models adjusted by blast-induced movements (Figure 6). In the map, the areas shown in yellow and navy blues are certain ore and waste areas, respectively. The greenish areas refer to risk areas that need special attention. This map is used to determine areas in which a careful grade control sampling program should be implemented. In addition, this map helps optimize the number of grade control samples so that grade control geologists can design sampling programs that focus on a more detailed sampling of high-risk areas.

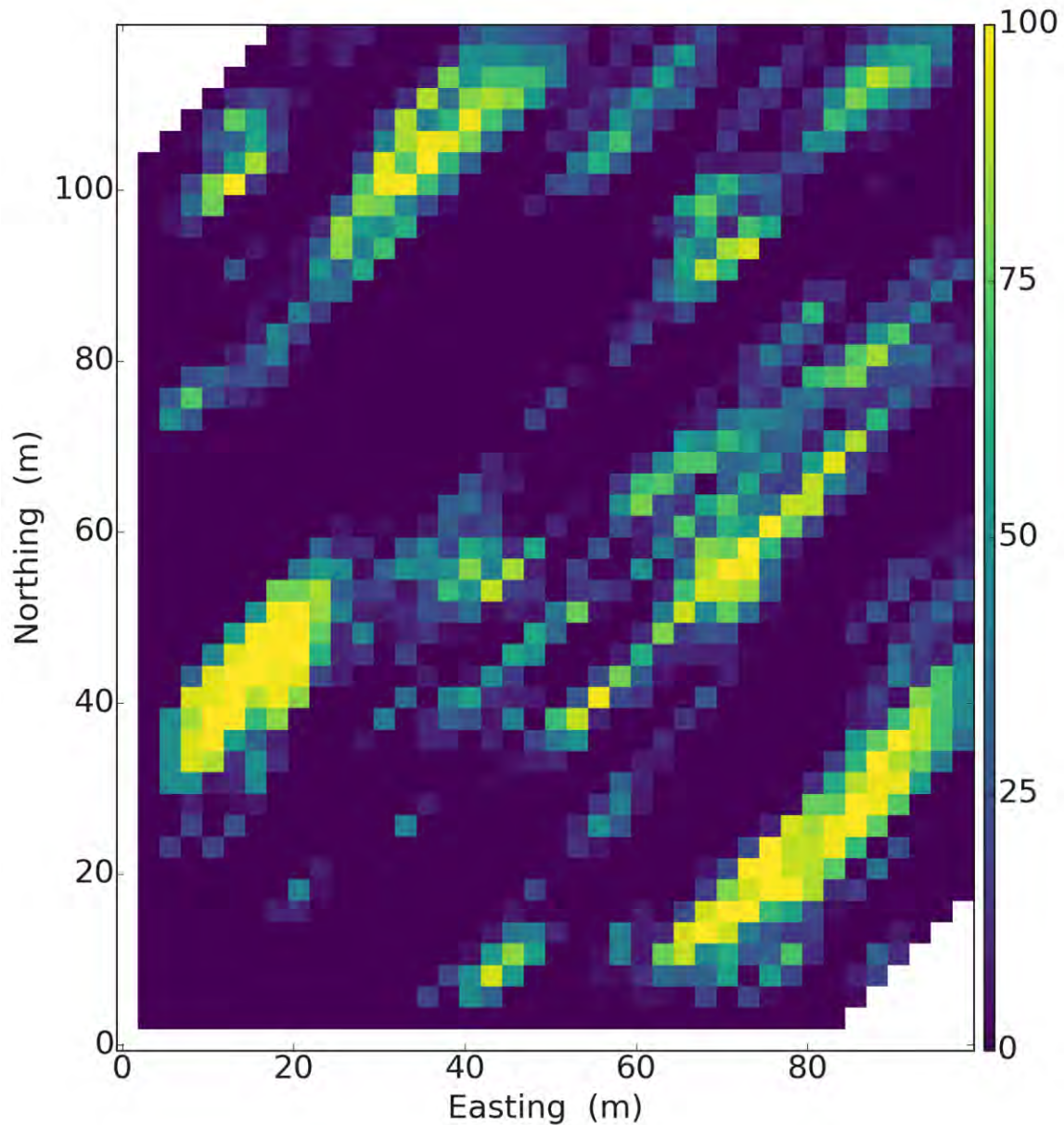


Figure 6. The probability map of having ore SMUs in the blasted section of the bench.

To understand the impact of neglecting the blast-induced movement when estimating profit and classifying SMUs to ore and waste, a comparative study is conducted between two scenarios. The first scenario assumes that blast-induced movement is neglected, so no blast-induced movements are applied to the SMUs. The second scenario incorporates blast-induced movement realizations in determining ore-waste SMUs and estimating the profit. The result of the first scenario is shown in Figure 7.

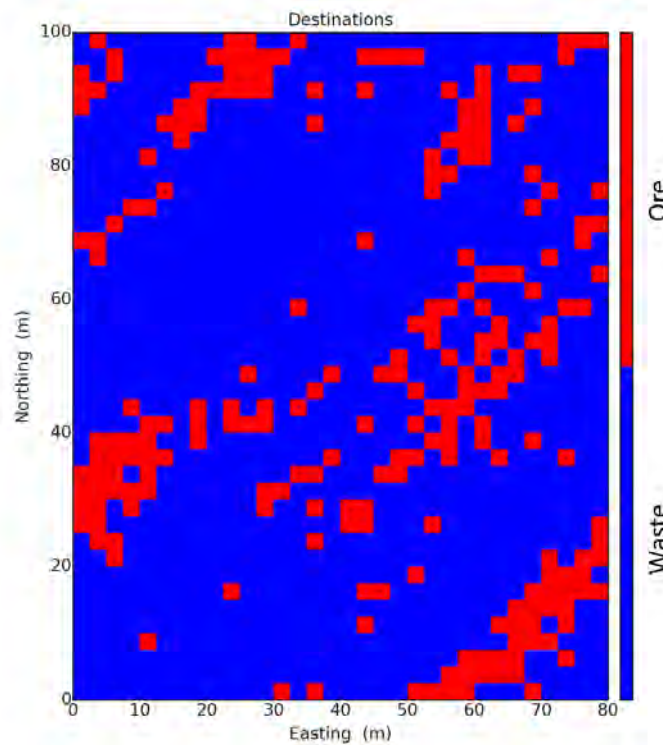


Figure 7. Map of ore-waste classification within the SMUs without incorporating blast-induced movement effect on the destination of these SMUs

Another useful application of this proposed methodology is to test the effect of blast-induced movement direction on ore loss, dilution, and profit. To do so, several directions of blast-induced movements are applied to the monetary-based block model. This study might be required when the decision of selecting the best direction of blast-induced movement is hard to be taken because of the complex geology. However, this study can only be conducted when having historical blast-induced data from benches that share similar geological characteristics and blast designs. Figures 8 to 11 show different scenarios of blast-induced movements where SMUs are moved in several directions.

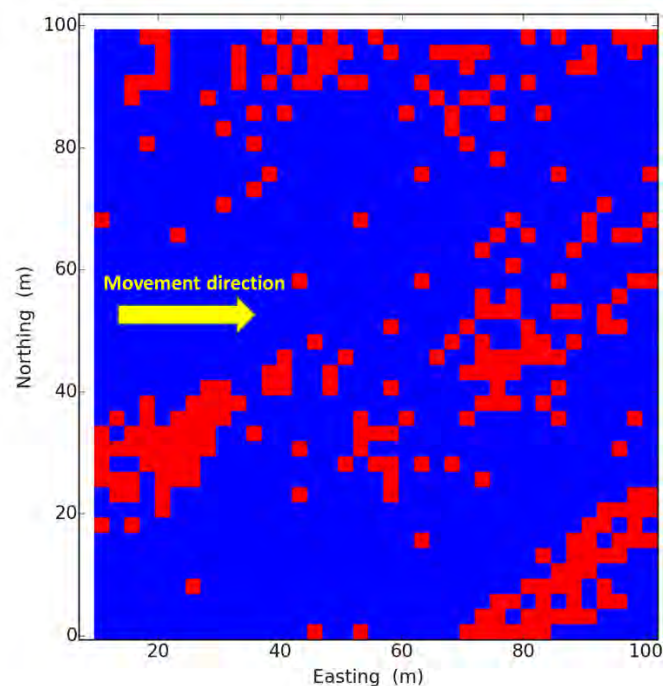


Figure 8. Map showing the areas of ore-waste SMUs after applying blast-induced movement with an azimuth of 90 degrees. Ore SMUs are in red color, and waste SMUs are in blue

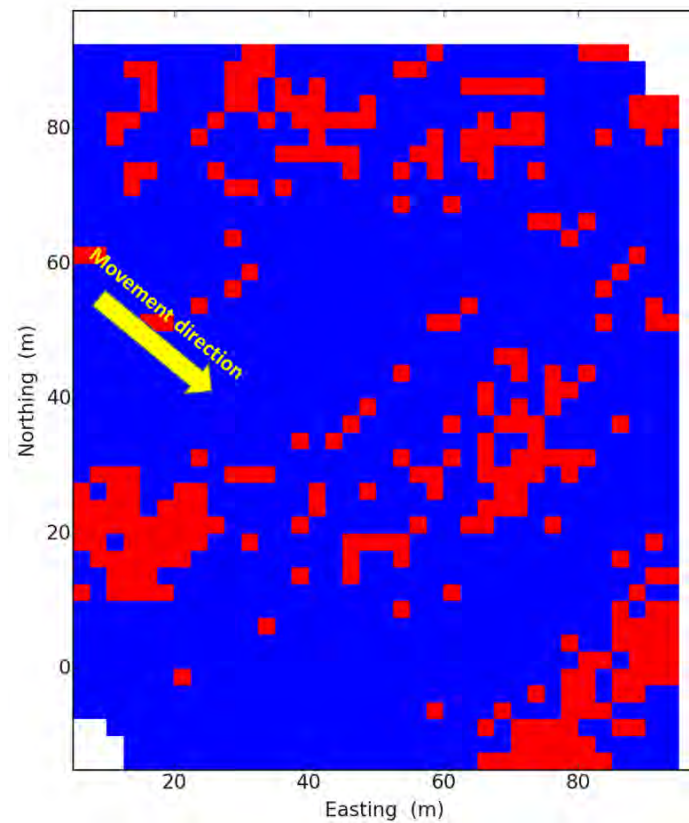


Figure 9. Map showing the areas of ore-waste SMUs after applying blast-induced movement with an azimuth of 135 degrees. Ore SMUs are in red color, and waste SMUs are in blue

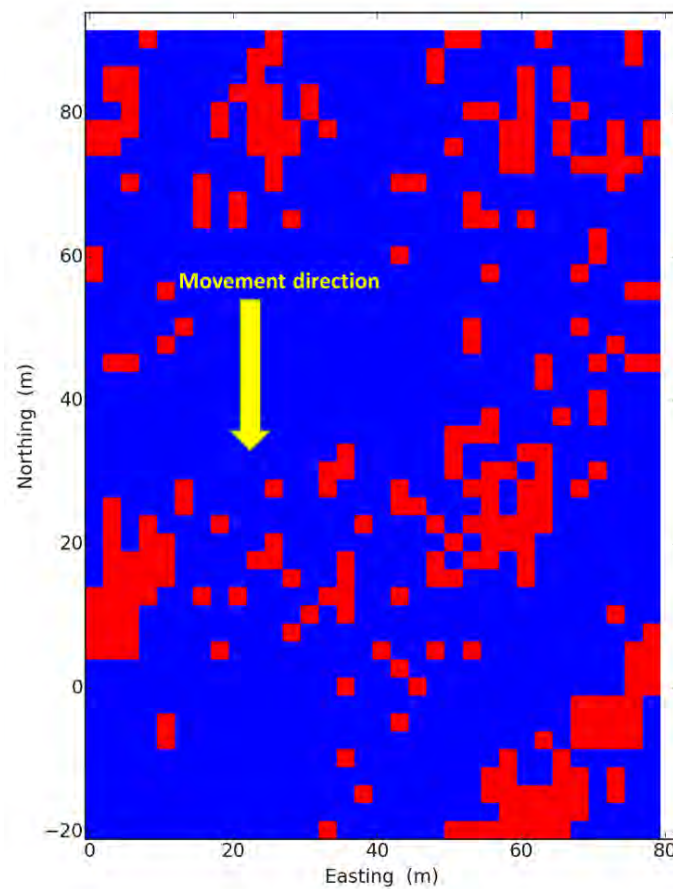


Figure 10. Map showing the areas of ore-waste SMUs after applying blast-induced movement with an azimuth of 180 degrees. Ore SMUs are in red color, and waste SMUs are in blue

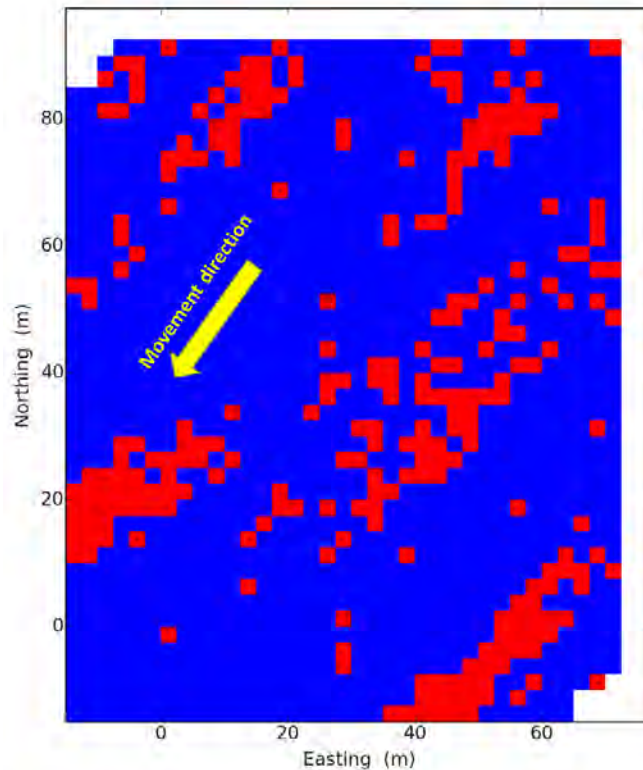


Figure 11. Map showing the areas of ore-waste SMUs after applying blast-induced movement with an azimuth of 225 degrees. Ore SMUs are in red color, and waste SMUs are in blue

The results of this exercise show that blasting this section of the bench parallel to the strike of mineralization (i.e., azimuth of 45° and 225°) results in the least amount of ore loss and dilution and generates the maximum profit. The lowest profit is obtained when blasted materials are moved perpendicular to the strike of mineralization.

4 CONCLUSIONS

Risk assessment in blast-induced movements is important. In this paper, an approach to evaluate the risk associated with blast-induced movement is demonstrated. The historical BMM balls information on blast-induced movement are used to simulate bench sections called flitches using copula. These simulations captured the multivariate distribution appropriately. The simulations were used as an input in MCS. The results of the case study conducted on a section of a bench in a vein-type gold mine show that the expected profit is over-estimated if blast-induced movement is disregarded. Risky post-blasting locations are also determined. Thus, decision makers can pay more attention to the risky zones. A sensitivity analysis study is conducted on the monetary-based block model to show the best direction of blast-induced movements. The results of this sensitivity study show that the investigated section of the bench should be blasted in a direction parallel to the mineralization strike. This direction will reduce ore losses and dilution and increase expected profit.

REFERENCES

- Aas, K., Czado, C., Frigessi, A., and Bakken, H., 2009. Pair-copula constructions of multiple dependence. *Insurance: Mathematics and Economics*, 44(2), 182-198.
- Hmoud, S., and Kumral, M., 2021. Assessing the Effect of Blast Movement Uncertainty on Dig-Limits Optimization in Open Pit Mines, *Natural Resources Research*, Under review.
- Isaaks, E., Treloar, I., and Elenbaas, T., 2014. Optimum dig lines for open pit grade control. *In Proceedings of 9th International Mining Geology Conference 2014*. Australasian Institute of Mining and Metallurgy, pp 425-432

- La Rosa, D., and Thornton, D., 2011. Blast movement modelling and measurement. *In Proceedings of the 35th APCOM Symposium* (pp. 297-310). Melbourne: Australasian Institute of Mining and Metallurgy.
- Sinclair, A. J., and Blackwell, G. H., 2006. *Applied mineral inventory estimation*. Cambridge University Press.
- Vasylchuk, Y. V., and Deutsch, C. V., 2019. Approximate blast movement modelling for improved grade control. *Mining Technology*, 128(3), 152-161.
- Yu, Z., Shi, X., Zhou, J., Chen, X., Miao, X., Teng, B., and Ipangelwa, T., 2020. Prediction of blast-induced rock movement during bench blasting: use of gray wolf optimizer and support vector regression. *Natural Resources Research*, 29(2), 843-865.
- Yu, Z., Shi, X., Zhou, J., Rao, D., Chen, X., Dong, W., Miao, X., and Ipangelwa, T. (2021). Feasibility of the indirect determination of blast-induced rock movement based on three new hybrid intelligent models. *Engineering with Computers*, 1-16.
- Zou, Z., and Jun, Y., 2021. Modelling blast movement and muckpile formation with the position-based dynamics method. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, 1-12.

A Comparative Study on Prediction of Blast Induced Vibrations in a Tunnel Project by Using Machine Learning Methods

U.K. Sahinoglu¹, M.C. Ozyurt¹, U. Ozer¹, A. Karadogan¹, A. Akgundogdu²

¹*Department of Mining Engineering, Faculty of Engineering, Istanbul University-Cerrahpasa, Istanbul, Turkey*

²*Department of Electrical-Electronics Engineering, Faculty of Engineering, Istanbul University-Cerrahpasa, Istanbul, Turkey*

ABSTRACT: In this study, various regression learning methods are comparatively analyzed for a tunnel excavation conducted by the blasting method to predict the vibration attenuation characteristics. Data of 159 vibration records obtained from field studies were used in the analysis. In the first stage, the data pairs of peak particle velocity-scaled distance (PPV-SD) were analyzed statistically ($R = 0.34$), and a significant correlation could not be found. In order to obtain a meaningful result, estimates were made with machine learning methods. Shot sequence, shot number, location information (x, y, z coordinates of the shot and station point, amount of explosive per shot and per delay, distance between the shot and the measurement station, advance rate and total charge) were used as input and PPV as output data. Support Vector Machine, Neural Networks, Linear Regression and, Random Forest Methods were used as analysis methods. According to the analysis results, an acceptable correlation is obtained from the Random Forest Method ($R = 0.70$). As a result, the most suitable machine learning method has been presented to make predictions in data sets where the maximum particle velocity-scale distance relationship cannot be established.

Keywords: drilling and blasting, machine learning, vibration, peak particle velocity

1. INTRODUCTION

Many technical, economic, and environmental results are expected from a successful tunnel blast. Technically speaking, it is planned to achieve the highest efficiency by using the lowest amount of explosives. In addition, it is desired to obtain a cross-section suitable for the project line. Unbreakable parts are negative, as well as excessive dismantling is undesirable. The piece size of the stack should be suitable for loading. The formation of new cracks that require support should be prevented. It is also desired that the advance amount after the shot is as close as possible to the planned value.

It is expected in environmental aspects that blast-induced vibrations will not harm the existing structures on the ground (such as buildings and all kinds of other structures), underground structures (subway tubes, infrastructure, shaft, deep excavations and, foundations), and in ongoing excavations underground.

There are several methods described in the literature to predict the attenuation equation of blast induced vibrations. Today, the most useful of these is to use the site specific vibration propagation equation with the data obtained from a sufficient number of vibration measurements (Eq. 1-2).

$$PPV = k (SD)^{-\beta} \quad (1)$$

$$SD = R / \sqrt{W} \quad (2)$$

SD is scaled distance, R is the distance between the shot point and vibration measurement station point (m), W is the maximum charge per delay (kg), and k and β are statistical site-specific constants.

This equation does not give meaningful results that can represent the field in every study. In this study, when the classical PPV-SD equation does not correlate with representing the field in a tunnel excavation, the most suitable machine learning method is presented to make predictions.

Machine learning is computer algorithms that model a problem according to the data of that problem. The model created with the current data set and the algorithm used is set up to give the highest performance. For this reason, many machine learning methods have been developed, some of which are regression learning methods, decision trees, support vector machines, and artificial neural networks (Atalay and Celik, 2017).

In the linear regression learning method, when $x = \{x^{(1)}, x^{(2)}, \dots, x^{(n)}\}$ training set and Y are accepted as the set of real numbers, the sum of square loss can be calculated as in equation 3, where $x(i) \in R^p$, and $y = \{y^{(1)}, y^{(2)}, \dots, y^{(n)}\}$ where $y(i) \in R$ (Beckham et al., 2016).

$$L(w, b) = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n [(wx^{(i)} + b) - y^{(i)}] \quad (3)$$

$$w := w - \alpha \frac{\partial}{\partial w} L(w, b) \quad (4)$$

$$b := b - \alpha \frac{\partial}{\partial b} L(w, b) \quad (5)$$

Where w is the vector of coefficients and b is the intercept term (Beckham et al., 2016).

In the Random Forest method, when a training set is defined under the condition $D = (1, 2, \dots, n)$, $i = 1, \dots, m$, each sample as $T_i = (x_i, y_i)$ is described by an input attribute vector ($x_i = (x_{i,1}, x_{i,2}, \dots, x_{i,F})$) and sample label y_i , while A is a binary feature of F features in the feature vector (Eq. 6-8).

$$Gini_A(D) = \frac{|n_1|}{|n|} Gini_{D_1} + \frac{|n_2|}{|n|} Gini_{D_2} \quad (6)$$

$$n = n_1 + n_2, D_1 \cup D_2 = D, D_1 \cap D_2 = \emptyset \quad (7)$$

$$Gini(D) = 1 - \sum_{i=1}^n p(y_i = C_i) = \frac{|C_{i,D}|}{|D|} \quad (8)$$

Where D_1 and D_2 are the binary partitions of D by A which each has n_1 and n_2 records respectively, C_i, D , is the number correctly classified samples for the class i (Dehzangi et al., 2010).

The hyperplane formula that can binary classify the Training set in the Support Vector Machine (SVM) method. It can be denoted by Eq. 9.

$$wx + b = 0 \quad (9)$$

Boundaries of the created hyperplane are determined by using Eq. 10-11.

$$wx + b \geq 0 \quad y_i = 1 \quad (10)$$

$$wx + b \leq -1 \quad y_i = -1 \quad (11)$$

Here $\|w\|$ is the weight vector and b is the threshold value. Equation 12-13 can be used to find the norm of the weight vector.

$$d = \frac{2}{\|w\|} \quad (12)$$

$$L(w, b, \alpha) = \frac{1}{2} \|w\|^2 - \sum_{i=1}^I \alpha_i [y_i(wx + b) - 1] \quad (13)$$

The extreme points of the function $L(w, b, \alpha)$ are found by setting the derivatives of the function with respect to the values of w and b to zero.

$$\sum_{i=1}^I \alpha_i y_i \quad \alpha_i \geq 0, \quad i = 1, \dots, I \quad (14)$$

$$w = \sum_{i=1}^I \alpha_i y_i x_i \quad \alpha_i \geq 0, \quad i = 1, \dots, I \quad (15)$$

$a \neq 0$ points are support vectors. Using the KKT conditions theorem at points where equations 12-13 differ from $a \neq 0$ can be calculated by using Eq. 16-17.

$$\alpha_i [y_i(wx + b) - 1], \quad i = 1, \dots, I \quad (16)$$

$$L(\alpha) = \sum_{i=1}^I \alpha_i - \frac{1}{2} \sum_{i=1}^I \sum_{j=1}^J \alpha_i \alpha_j y_i y_j (x_i x_j) \quad (17)$$

Multi-layer Perceptron (MLP), a sub-algorithm of artificial neural networks, is a learning algorithm based on error (Erdal, H., 2015). It performs the two basic functions of learning and decision-making through weighting, activation function, and bias. Weight is the coefficient by which each input is multiplied before going to the next stage. All entries are added up by multiplying them by their respective weights. Then, the response resulting from sending this value to the activation function becomes the system's decision (Fig. 1).

The error is defined as follows for the output cell number j where $d_j(n)$ is the expected value after the training data:

$$e_j(n) = d_j(n) - y_j(n) \quad (18)$$

Total error in output layer, is expressed with Eq. 19.

$$E(n) = \frac{1}{2} \sum_{j \in C} e_j^2(n) \quad (19)$$

Where, C cluster contains all neurons in the output layer. Here, $E(n)$ is minimized using an approach similar to the delta rule. The total of incoming entries can be shown as in Eq.20.

$$v_j(n) = \sum_{i=0}^m w_{ji}(n) x_i(n) \quad (20)$$

$X = (x_1, \dots, x_n)$, j . m is the input value applied to the neuron, w_j (is the weight of the x_i) input, and f is the activation function. xw_{nj0} denotes the deviation element and thus $x_0 = +1$. Equation 20 can calculate the result generated by the network (Erdal, H., 2015).

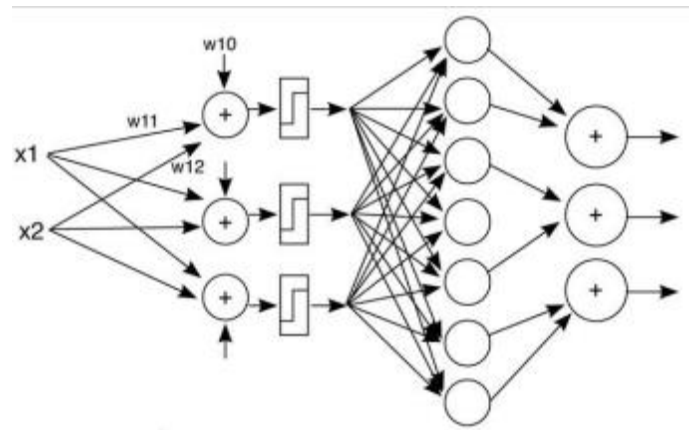


Figure 1: MLP Layers chart.

2. MATERIAL AND METHODS

2.1. Study Area

The study area is located on the European side of Istanbul, Turkey (Fig. 2). Başakşehir Kayaşehir Metro Line is the metro line connecting the Kirazlı - Olympic - Metrokent line to Başakşehir district center. The line, which starts in the Metrokent tail tunnel, is 6.6 km long and consists of 4 stations. On the route, there is İkitelli City Hospital station and Kayaşehir Central Station, which is integrated with Halkalı - 3rd Airport.

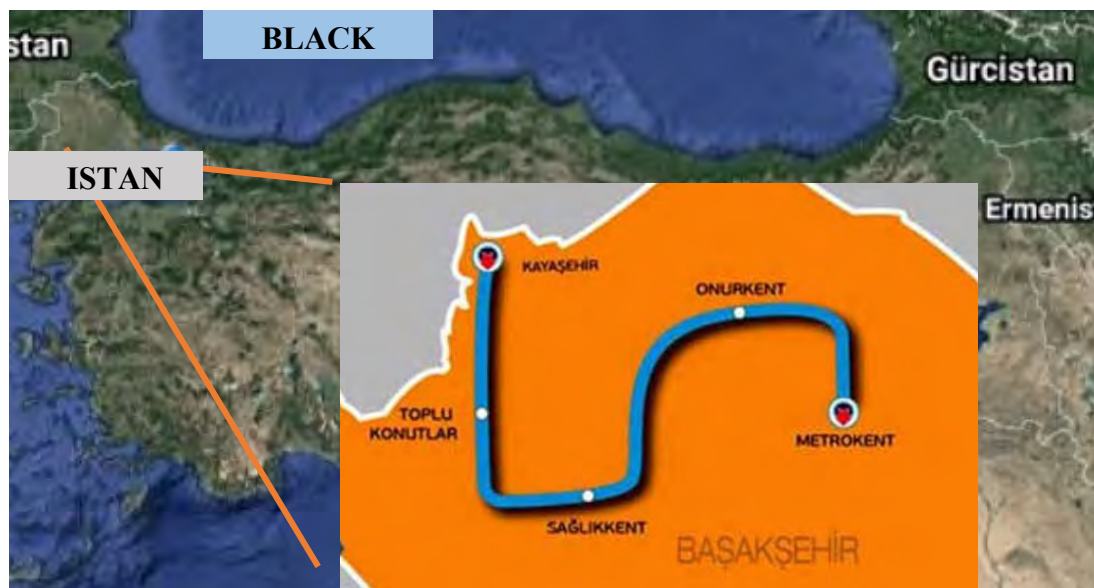


Figure 2. Metro Line location map

1.1. General Geology of the Study Area

Carboniferous, Eocene, Miocene and Quaternary deposits are observed in the study area. The sequence begins at the bottom with the Trakya Formation, a turbiditic sequence deposited in a deep marine environment, consisting of Lower Carboniferous sandstone and shales. The Hamamdere Formation, which consists of mudstones with limestone interbeds, deposited in a shallow sea-shelf environment unconformably over the Trakya Formation, the Hamamdere Formation, which was formed in a shallow marine reef environment, was formed by the Soğucak Formation consisting of reef limestone and the deep sea-basin environment. Ceylan Formation, which is composed of Upper Eocene-Oligocene aged, clastic limestone interbedded marl and mudstone. These formations are vertically and laterally transitive with each other. These units are covered by the Çukurçeşme Formation, whose general geometry is in the form

of cover and formed in the form of sand-gravel-clay deposits of Upper Miocene age, deposited in a stream environment. Quaternary aged alluvial sedimentary units are covering all aged units (Balamir, M., 2014). The excavations carried out within the limestone units of the Trakya formation.

1.2. Başakşehir Kayaşehir Metro Line Excavation Operations

The blast patterns applied in blasting excavations in the field in question are shown in Figure 3. Cap sensitive emulsion type explosives were used as explosives and capsules with 25 and 17 ms surface delay were used for firing. The distances between the throw points and the ground shaking and air shock measurement stations were determined using Topographic devices.

The holes in the middle are drilled at an angle of about 60°. The free surface is provided with middle drawing holes. Under the general tunnel blasting technique, the last burst holes are base (Figure 3a-b). The distance between holes in the perimeter and center holes is 0.7-0.8 m, and around 0.9m in the base holes.

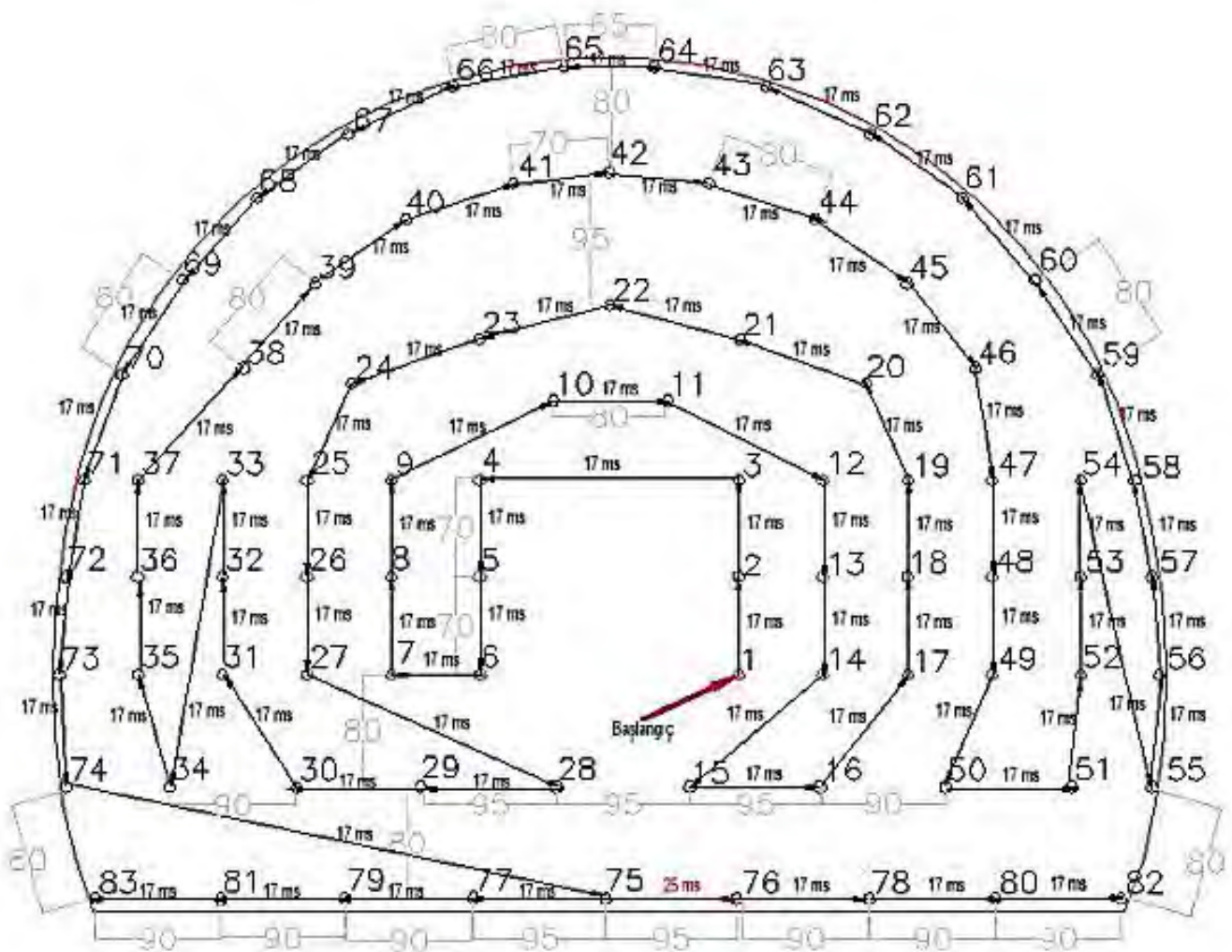


Figure 3-a: The applied blasting design (front view)

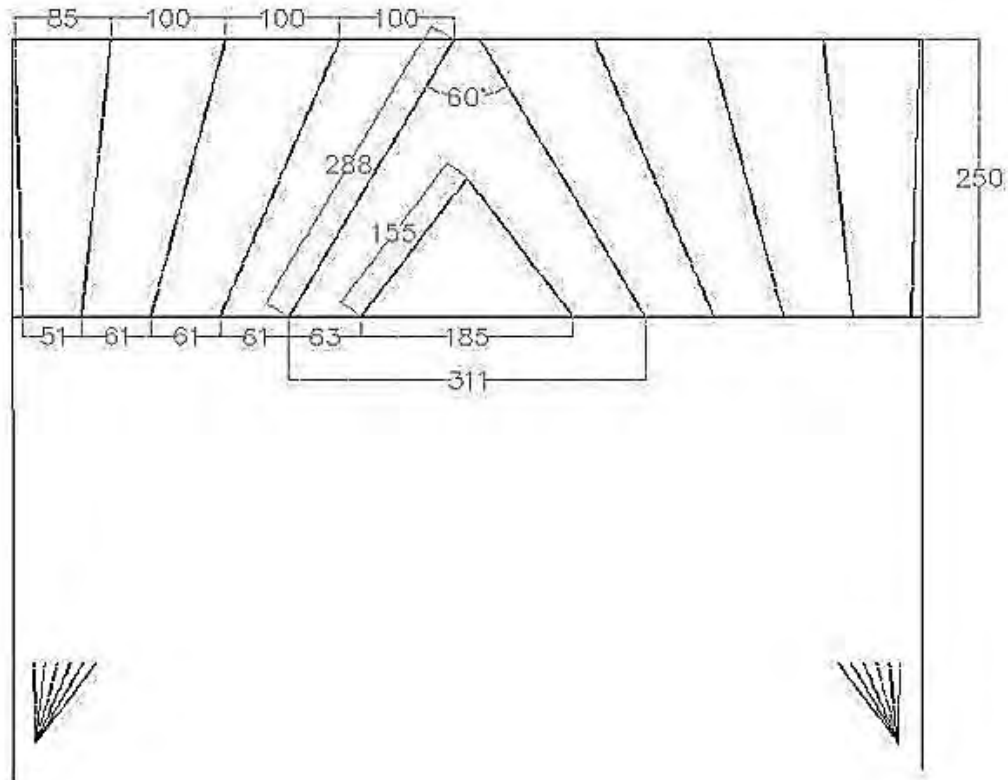


Figure 3-b: The applied blasting design (cross-sectional view)

The number of holes and hole spacing in the applied designs may vary depending on the type of formation.

2.4. Field Study

In this study, 159 events in 129 shots were recorded at 32 stations located around the tunnel lines were obtained from on-site inspection and geological reports. A representative set of collected data is shown in Table 2.

Then recorded blasting vibration data were evaluated with the classical PPV-SD equation given in Eq.1, the prediction equation and regression coefficient resulted as in Eq. 7 (Fig. 4).

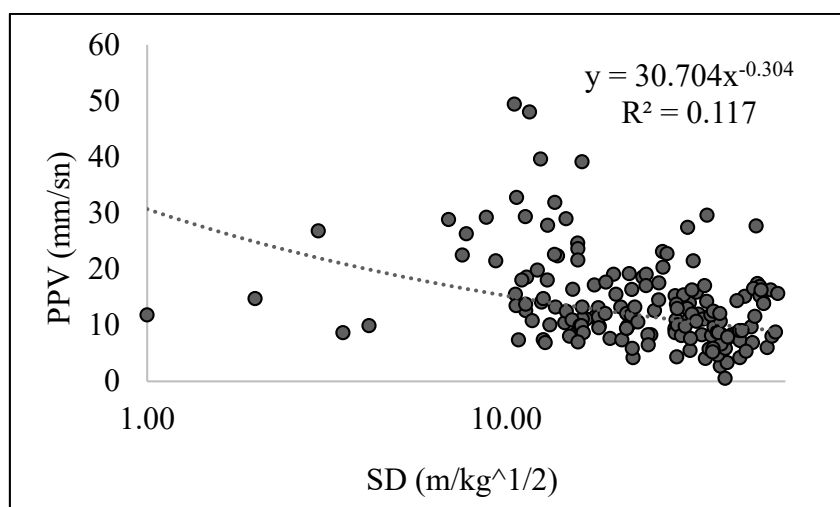


Figure 4: PPV-SD relationship of the field data.

$$PPV=30.74SD^{-0,304} (R=0.34) \tag{33}$$

Table 2: A representative set of obtained data

Shot Number	Date	Time	Vibration Monitor Serial	Peak Particle Velocity (PPV) (mm/s)	Frequency f (Hz)	Air Overpressure (dB)	Total Charge (kg)	Charge Per Delay (W) (kg)	Distance (R) (m)	Scaled Distance (SD)	Station Number	Coordinates of Shot Points			Coordinates of Station Points		
												Y	X	Z	Y	X	Z
1	12.05.2018	20:22	Instantel BE10772	7.874	36.57	136.9	63	2	48.22	38.27	1	397872.55	4553471.31	107.909	397913.45	4553453.789	126.5
			Instantel UM13213	5.927	42.67	134.5	63	2	48.86	38.78	2	397872.55	4553471.31	107.909	397860.70	4553426.31	122.8
			Instantel BE10688	8.255	51.2	133.2	63	2	31.92	25.33	3	397872.55	4553471.31	107.909	397865.89	4553443.561	122.2
2	15/5/2018	18:12	Instantel BE10771	4.191	34.13	134.1	63	2	56.47	44.82	4	397872.55	4553471.31	107.909	397833.21	4553431.87	117.2
			Instantel BE10772	2.667	39.38	132.9	101.5	2	49.8	39.53	1	397869.17	4553468.69	109.25	397913.45	4553453.789	126.5
			Instantel UM13213	4.043	21.33	127.5	101.5	2	45.29	35.95	2	397869.17	4553468.69	109.25	397860.70	4553426.31	122.8
3	18/5/2018	17:46	Instantel BE10688	4.191	64	127.6	101.5	2	28.46	22.59	3	397869.17	4553468.69	109.25	397865.89	4553443.561	122.2
			Instantel BE10771	3.302	36.57	125.0	101.5	2	52.07	41.33	4	397869.17	4553468.69	109.25	397833.21	4553431.87	117.2
			Instantel BE10771	7.62	64	140.2	81	2.5	26.46	19.50	3	397869.26	4553466.72	109.86	397865.89	4553443.561	122.2
4	22/5/2018	17:28	Instantel BE10771	7.366	39.38	139.2	103	2	13.65	10.83	3	397870.17	4553443.29	109.24	397865.89	4553443.561	122.2
			Instantel BE10771	11.43	64	136.8	98.5	2	22.29	17.69	3	397869.53	4553461.59	109.61	397865.89	4553443.561	122.2

A meaningful relationship could not be obtained with the statistical PPV-SD relationship ($R = 0.34$) and analysis was made by machine learning methods. At this stage, all data collected and recorded from the field (shot sequence, shot number, location information (x, y, z coordinates of the shot and station point, amount of explosive per shot and per delay, distance between the shot and the measurement station, advance rate and total charge) were used as input and PPV as output data.

3. THE COMPARISON OF MACHINE LEARNING METHODS

The results of machine learning methods such as Neural Network (NN), Support Vector Machine (SVM) and Linear regression (LR) which are very successful in the literature, were compared with the proposed RF method. The training results are shown in Table 3, the results after the CV method are shown in Table 4.

Table 3: Training Results Summary

Model Summary	SVM	MLP	LR	RF
Correlation coefficient	0.5647	0.7447	0.5932	0.9661
Mean absolute error	4.7286	6.3716	4.9846	1.7537
Root mean squared error	6.9157	7.4435	6.534	2.4142
Relative absolute error	79.7297	107.4339	84.0477	29.5705
Root relative squared error	55.246	91.7126	80.5066	29.7459

Table 4: Cross-Validation Results Summary

Model Summary	SVM	MLP	LR	RF
Correlation coefficient	0.4503	0.4307	0.3759	0.7048
Mean absolute error	5.2413	5.9077	5.814	4.8214
Root mean squared error	7.3957	8.5433	7.8129	7.0569
Relative absolute error	87.658	98.8048	97.2377	81.9349
Root relative squared error	90.574	104.5566	95.6444	78.1321

According to the results of the analysis, what significant results were obtained from the Random Forest method ($R = 0.7$). RF model results are presented in Figure 5 in comparison with the real data collected from the field.

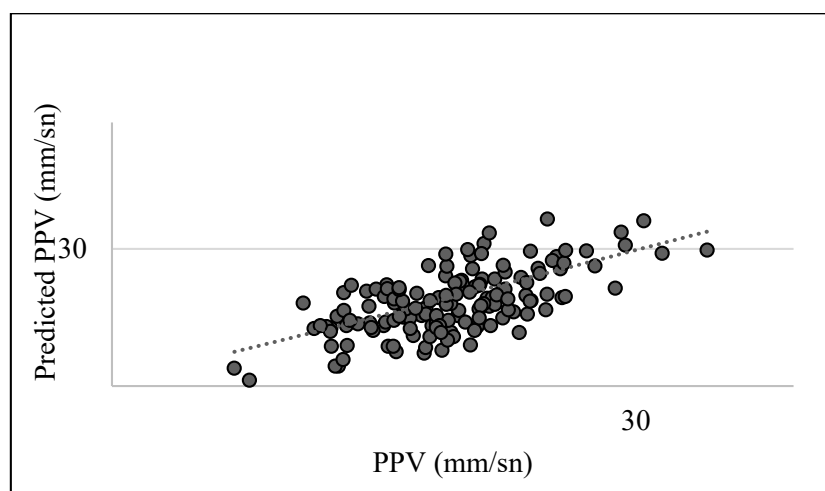


Figure 5: Comparison of Predicted and Measured PPV

As seen in Fig. 5, the regression graph of the RF model can give a successful prediction result.

4. CONCLUSION

This study aims to use blast-supported-excavation parameters (shot sequence, shot number, location information (x, y, z coordinates of the shot and station point, amount of explosive per shot and per delay, distance between the shot and the measurement station, advance rate and total charge) for PPV prediction. The research stages and the significant results of the study are listed below.

In conditions where test shots cannot be made, or the commonly used PPV-SD equation cannot make acceptable predictions as in this study, it is important to evaluate different parameters and develop new models by using various methods. Therefore, this study performed PPV estimation via machine learning and compared the estimation abilities of different machine learning methods. The results of machine learning methods such as Neural Network (NN), Support Vector Machine (SVM), and Linear regression (LR), and Random Forest (RF) method, which are very successful in the literature, were compared with each other. The RF method was found to be the method that achieved the most meaningful and acceptable estimation results. Therefore, it could be said that the RF method was a useful tool to estimate PPV where commonly used formula could not make acceptable predictions.

Acknowledgment

The authors would like to thank Istanbul University-Cerrahpasa Engineering Faculty Revolving Fund (for project: 05/07/2018-21819) and Şenbay-Özgün-Söğüt Joint Venture.

REFERENCES

- Atalay M., Enes Çelik, Büyük Veri Analizinde Yapay Zekâ Ve Makine Öğrenmesi Uygulamaları Artificial Intelligence And Machine Learning Applications In Big Data Analysis Cilt 9 Sayı 22 2017.
- Balamir M., İstanbul İli, Sazlibosna (Arnavutköy) - Kayabaşı (Başakşehir) Civarının Jeolojisi Ve Yapısal Evrimi İstanbul Teknik Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü, Yüksek Lisans Tezi, Jeoloji Mühendisliği Anabilim Dalı Uygulamalı Jeoloji Programı
- Beckham C., Hall M., Beckham EF., Software Metapaper WekaPyScript: Classification, Regression, and Filter Schemes for WEKA Implemented in Python C et al 2016 WekaPyScript: Classification, Regression, and Filter Schemes for WEKA Implemented in Python. Journal of Open Research Software, 4: e33, DOI: dx.doi.org/10.5334/jors.108
- Dehzangi A., Phon-Amnuaisuk S., Dehzangi O., Journal of Information Science and Engineering 26, 1941-1956 (2010) 1941 Using Random Forest For Protein Fold Prediction Problem: An Empirical Study
- Erdal, H., Contribution of Machine Learning Methods to the Construction Industry: Prediction of Compressive Strength, Pamukkale Univ Muh Bilim Derg, 21(3), 109-114, 2015.

Patlatma Kaynaklı Yer Sarsıntısının ANFIS ve Destek Vektör Makineleri İle Tahmin Edilmesi

Prediction of Blast-Induced Ground Vibrations by ANFIS and Support Vector Machines

Y. Ağan, T. Hüdaverdi, Ö. Akyıldız

İTÜ Maden Fakültesi Maden Mühendisliği Bölümü, 34469, Ayazağa, İstanbul

ÖZET Bu çalışmada patlatma kaynaklı yer sarsıntısı uyarlamalı ağ tabanlı bulanık çıkarım sistemi (ANFIS) ve destek vektör makineleri (SVM) yöntemleriyle tahmin edilmiştir. ANFIS modelinde delikler arası mesafe–dilim kalınlığı oranı (S/B), basamak yüksekliği–dilim kalınlığı oranı (H/B) ve ölçekli mesafe (SD) parametreleri girdi olarak kullanılmıştır. Tahmin edilen çıktı en yüksek parçacık hızıdır (ppv). Destek vektör makineleri yönteminde ise en uygun model olarak ‘SVM quadratic’ seçilmiştir. Modellerin oluşturulmasında 69 eğitim verisi ve 26 test verisi kullanılmıştır. Tüm patlatma verileri İstanbul Cendere havzasında bulunan taş ocaklarından toplanmıştır. Geliştirilen modeller klasik ölçekli mesafe denklemi ve çok değişkenli regresyon denklemi ile karşılaştırılmıştır. ANFIS ve SVM modeli ile yapılan tahminlerin regresyon modellerine göre daha başarılı olduğu ortaya konmuştur.

Anahtar kelimeler: ANFIS, Destek Vektör Makineleri, Patlatma, Yer Sarsıntısı

ABSTRACT In this research, blast-induced ground vibrations were estimated by adaptive network-based fuzzy inference system (ANFIS) and support vector machines (SVM) methods. In the ANFIS model, spacing to burden ratio (S/B), bench height to burden ratio (H/B) and scaled distance (SD) were considered as input parameters. The predicted output is peak particle velocity (ppv). In the support vector machines method, the 'SVM quadratic' model was selected as the most suitable model. 69 training data and 26 test data were used to create the models. All the blast data were collected from aggregate quarries located in Cendere Valley, İstanbul. The developed models were compared to classical scaled distance equation and multiple regression equation. It is concluded that the predictions of ANFIS and SVM models are more successful than the regression equations.

Keywords: ANFIS, Support Vector Machines, Blasting, Ground Vibration

1 GİRİŞ

Açık işletmelerde gerçekleştirilen patlatma faaliyetlerinde, patlatma kaynaklı çeşitli çevresel etkileri mevcuttur. Olumsuz çevresel etkileri 4 başlık altında incelemek mümkündür. Bunlar kaya (taş) savrulması, toz emisyonu (yayılımı), hava şoku ve patlatmalardan kaynaklanan yer sarsıntılarıdır. Bu çalışma kapsamında patlatma kaynaklı yer sarsıntılarını ele alınmıştır. Yer sarsıntılarını üzerinde en sık durulan çevresel etkilerden biridir. Yer sarsıntısı patlatmanın diğer etkilerine kıyasla daha uzak mesafelere ulaşabilmektedir. Kısacası yer sarsıntılarını daha geniş bir alana yayılmaktadır.

Yer sarsıntısına karşı önlem almak için her şeyden önce yer sarsıntısının tahmin edilmesi gerekmektedir. Bu amaçla regresyon analizine dayanan klasik ölçekli mesafe denklemleri

sıklıkla kullanılmaktadır. Günümüzde çeşitli esnek hesaplama yöntemleri ve makine öğrenmesi teknikleri de yer sarsıntısı hesaplanmasında ön plana çıkmaktadır. Farklı tekniklerin kullanılması alternatif modellerin geliştirilmesine olanak sağlamaktadır. Yer sarsıntısı tahmininde göz önüne alınan temel parametreler gecikme başına anlık şarj ve ölçüm mesafesidir. Esnek hesaplama dayanan modeller kurulurken patlatma tasarım parametreleri de modellere dahil edilmektedir.

Bu çalışmada bir taş ocağında yer sarsıntısı tahmini için ANFIS (uyarlamalı ağ tabanlı bulanık çıkarım sistemi) ve SVM (Destek vektör makinaları) yöntemleri kullanılmıştır. Geliştirilen modellerin etkinliği ölçekli mesafeye dayalı yer sarsıntısı tahmin denklemiyle karşılaştırılmıştır. Modellerin validasyonu için sekiz farklı hata kriterinden faydalanılmıştır. Bu bildirinin ikinci bölümünde öncelikle çalışma sahası ve ölçüm tekniği anlatılmıştır. Üçüncü bölümde patlatma kaynaklı titreşimlerin tahmin edilmesi için oluşturulan modeller sırasıyla anlatılmaktadır. Takip eden bölümde detaylı bir model validasyonu gerçekleştirilmiştir. Sonuçlar bölümünde bulguların genel değerlendirilmesi verilmiştir.

2 SAHA ÖLÇÜMLERİ

2.1 Genel Jeoloji ve Patlatma Tekniği

İncelenen taş ocağı İstanbul ili Kemerburgaz bölgesinde yer almaktadır. Bölgede beş adet komşu taş ocağı daha bulunmaktadır. Tüm saha ölçümleri Akdağlar kumtaşı ocağında yapılmıştır. Bölgedeki ana kaya yapısı, alt karbonifer yaşlı Trakya formasyonudur. Trakya formasyonu temel olarak kumtaşı, silttaşı ve şeylden oluşmaktadır. Formasyonun alt kesimlerinde kalker seviyeleri vardır. Ayrıca orta ve üst kısımlarda konglomera mercekler gözlenebilir. Akdağlar ocağında kazılan malzeme grimsi-kahverengi, kalın tabakalı kumtaşıdır. (Özgül, 2012). Ocakta patlatma deliği çapı 89 mm'dir. Patlayıcı madde olarak ANFO kullanılmıştır. Ateşleme için elektrikli ve Nonel kapsüller kullanılmıştır. Ateşleme düzeni ise şeşbeş olarak ayarlanmıştır. Ölçülen tüm patlatma tasarım parametreleri Tablo 1'de verilmiştir. Ek olarak, gecikme başına maksimum anlık şarj miktarı (W), yer sarsıntısı ölçüm mesafesi ölçülen en yüksek parçacık hızı (ppv) ile ilgili istatistikler de tabloda mevcuttur.

Tablo 1. Ölçülen patlatma tasarım parametreleri ve yer sarsıntısı verileri

Değişken	Minimum	Maksimum	Değişim Aralığı	Ortalama	Standart Sapma
B (m)	1,49	3	1,51	2,28	0,326
S (m)	2,13	3,28	1,15	2,71	0,292
T (m)	1,80	6	4,2	2,83	0,898
H (m)	3,50	14	10,5	7,57	2,035
U (m)	0	1	1	0,55	0,191
D (m)	27	400	373	137,34	70,269
W (kg)	14,92	279,81	264,89	68,35	49,512
ppv (mm/s)	1,72	32,79	31,07	6,98	5,494

B: Dilim kalınlığı, S: Delikler arası mesafe, T: Sıkılama mesafesi, H: Basamak yüksekliği, U: Alt delme, W: Maksimum patlayıcı şarjı, D: Titreşim ölçüm mesafesi, ppv: En yüksek parçacık hızı, izlenen atım sayısı (n): 95.

2.2 Yer Sarsıntısı Ölçümleri

Patlatma esnasında titreşimleri kaydetmek için 3 bileşenli InstanTEL Micromate sismograflar kullanılmıştır. Bu bileşenler Şekil 1’de görüldüğü üzere bir jeofon, kayıt cihazı ve mikrofondan oluşmaktadır. Jeofon düşey, boyuna ve yanal olmak üzere 3 eksenli ölçüm yapmaktadır. Kayıt cihazı ise jeofon tarafından ölçülen parçacık hızı verilerini kaydetmek için kullanılır. Sismograflar, 0.127 ile 254 mm/s arasında değişen parçacık hızını kaydedebilmektedir. Frekans aralığı ise 2–250 Hz’dir (Micromate Operator Manual). Elde edilen verilerin Blastware yazılımı ile bilgisayara aktarılır. Patlatmanın gerçekleştiği nokta ile titreşim ölçüm cihazının arasındaki mesafe iki farklı el tipi GPS cihazıyla ölçülmüştür



Şekil 1. InstanTEL Micromate sismograf (InstanTEL Micromate)

3 PATLATMA KAYNAKLI TİTREŞİMİN TAHMİN EDİLMESİ

3.1 Geleneksel Tahmin Yöntemleri

USBM ölçekli mesafe denklemi ve SPSS yazılımı ile yapılan regresyon analizi, geleneksel tahmin yöntemleri olarak adlandırılmıştır. Ppv tahmini için bir model geliştirmeye yönelik ilk girişim, ABD Madencilik Bürosu (USBM) ve Crandell tarafından gerçekleştirilmiştir. Bu modele göre ppv temel olarak gecikme başına kullanılan şarj miktarı ve ölçekli mesafe olmak üzere iki faktöre dayalı olarak belirlenmektedir. (Basu ve Sen, 2005). Patlatma kaynaklı titreşimlerin tahmininde patlatma noktasından olan uzaklık ve gecikme başına patlayan şarj miktarı kullanılarak oluşturulmuş birçok denklem bulunmaktadır. En çok kullanılan ölçekli mesafe yaklaşımlarından biri aşığa verilmiş olan ABD Madencilik Bürosu’na – United States Bureau of Mines (USBM) – ait ölçekli mesafe yaklaşımıdır (Duvall ve Petkof, 1959).

$$PPV = K \left(\frac{D}{\sqrt{W}} \right)^\beta \quad (1)$$

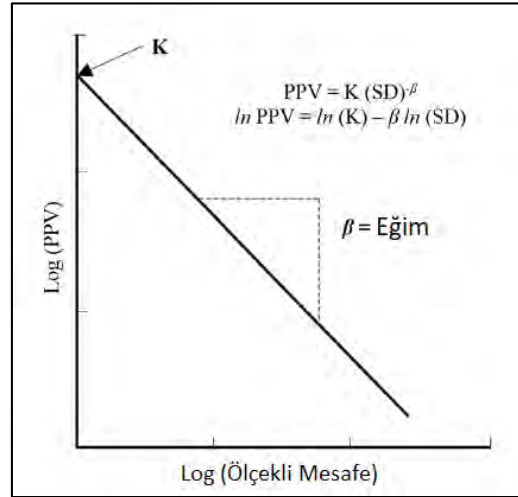
Burada D patlatma alanı ile titreşimin gözlemlendiği nokta arasındaki mesafe (m), W gecikme başına maksimum şarj (kg), K ve β ise saha sabitidir. Delikler arası gecikmenin 8 ms’den az olduğu durumda deliklerin aynı anda patladığı kabul edilmektedir. Şekil 2’de gösterildiği gibi, bu denklem D/\sqrt{W} (x ekseninde ölçekli mesafe olarak bilinir) ve y ekseninde ppv (maksimum parçacık hızı) ile logaritmik koordinat sistemi üzerinde düz bir çizgiyi temsil eder (Yılmaz, 2016).

Bu çalışmada oluşturulan USBM modeline göre elde ettiğimiz denklem ve saha sabitleri aşağıda verilmiştir.

$$PPV = 117.4(D/W)^{-1.095} \quad (2)$$

Geleneksel yöntemlerden bir diğeri de regresyon denklemi aracılığıyla tahmini ppv değerlerine ulaşmaktır. Bu çalışmadan elde edilen regresyon denklemi SPSS programı ile yapılan çok değişkenli regresyon analizi kullanılarak bulunmuştur. Buna göre, S/B, H/B ve SD parametrelerinin ppv'ye olan etkilerinin araştırması amacıyla bu parametrelerden oluşan 69 data ile ppv tahmini yapılmıştır. S/B, H/B ve SD parametreleri bağımsız değişken olarak seçilirken, ppv bağımlı değişken olarak seçilmiştir. Analizin sonucunda aşağıdaki denklem elde edilmiştir.

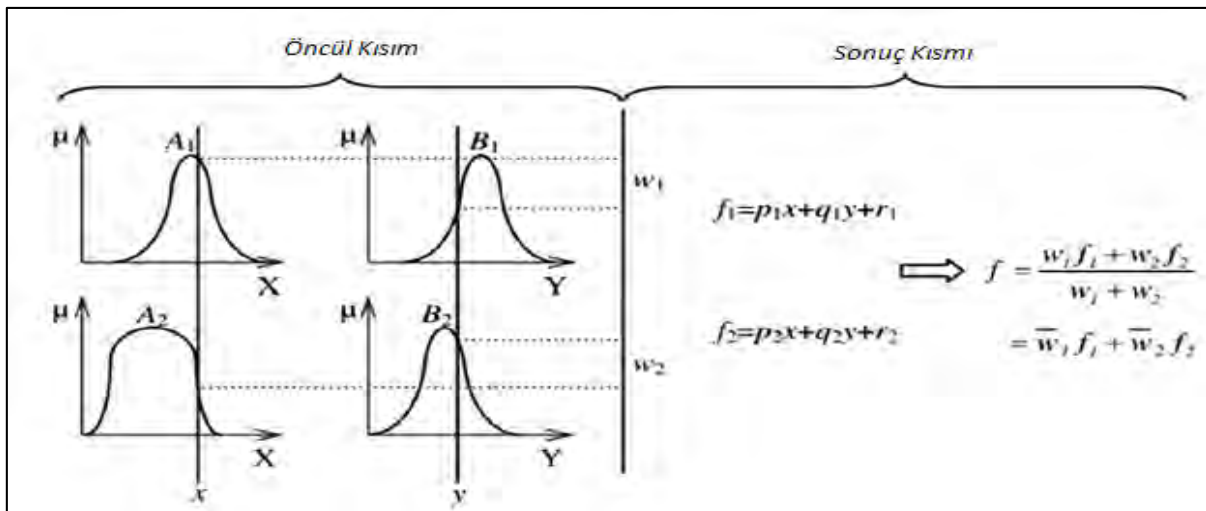
$$\text{ppv} = S/B \times (-4,993) + H/B \times (0,235) + SD \times (0,605) + 22,685 \quad (3)$$



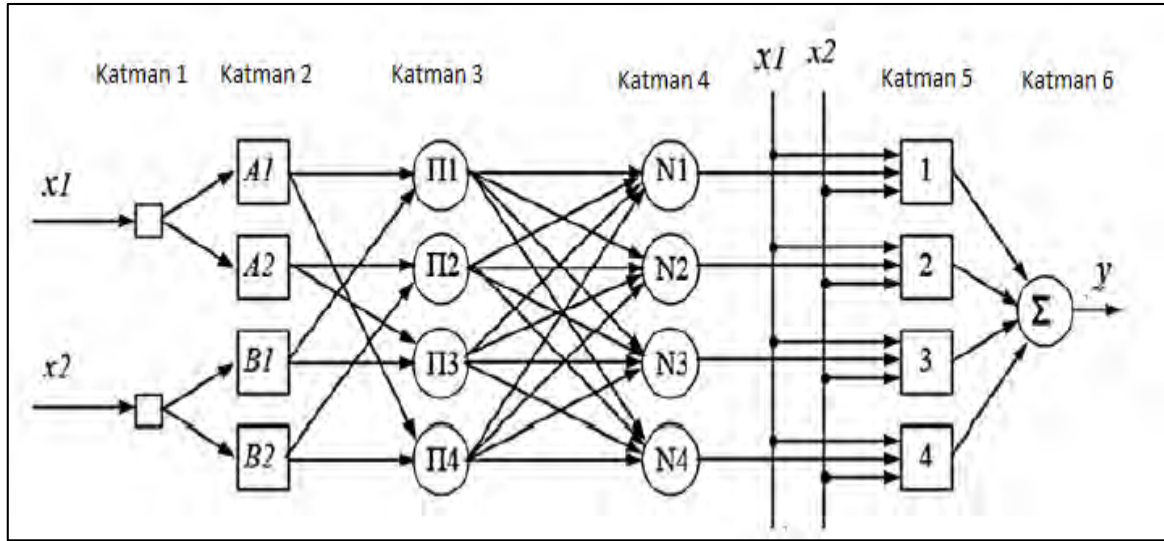
Şekil 2. Ppv denklemi grafiği (Yılmaz, 2016)

3.2 ANFIS ile Modelleme

ANFIS, öğrenmeyi ve adaptasyonu kolaylaştırmak için Jang tarafından geliştirilmiş bir Sugeno bulanık modelidir. Şekil 3'de olduğu gibi, ANFIS yapısı öncül ve sonuç bölümlerinden oluşmaktadır (Jang, 1993). Sugeno tipi bulanık çıkarım sistemleri (FIS), üyelik fonksiyonu parametrelerini ve tek bir çıktıya dayalı bulanık IF-THEN kurallarını tanımlamak için hibrit bir öğrenme algoritması ile birlikte en küçük kareler ve geri yayılım gradyan iniş yöntemlerinin bir kombinasyonunu kullanır (Nelles, 2001). Altı katman içeren ANFIS'in eşdeğer mimarisi Şekil 4'de gösterilmektedir.



Şekil 3. Birinci dereceden iki girişli ve iki kurallı "Sugeno Bulanık Modeli" (Jang, 1993)



Şekil 4. Eşdeğer ANFIS yapısı (Jang, 1993)

ANFIS ağ yapısında yuvarlak biçimde gösterilmiş olan düğüm noktaları statik olup, kare biçiminde olan düğüm noktaları ise uyarlanabilir. Yani kare düğüm noktalarında model parametreleri uyarılma veya eğitim sırasında değişmektedir (Yılmaz, 2016). ANFIS prosedürünü açıklamak için, söz konusu FIS'in iki girdiden (x, y) ve bir çıktıdan (f) oluştuğu ve kural tabanının aşağıdaki gibi iki bulanık kural kümesi "if - then" içerdiği varsayılmaktadır (Jang, 1993):

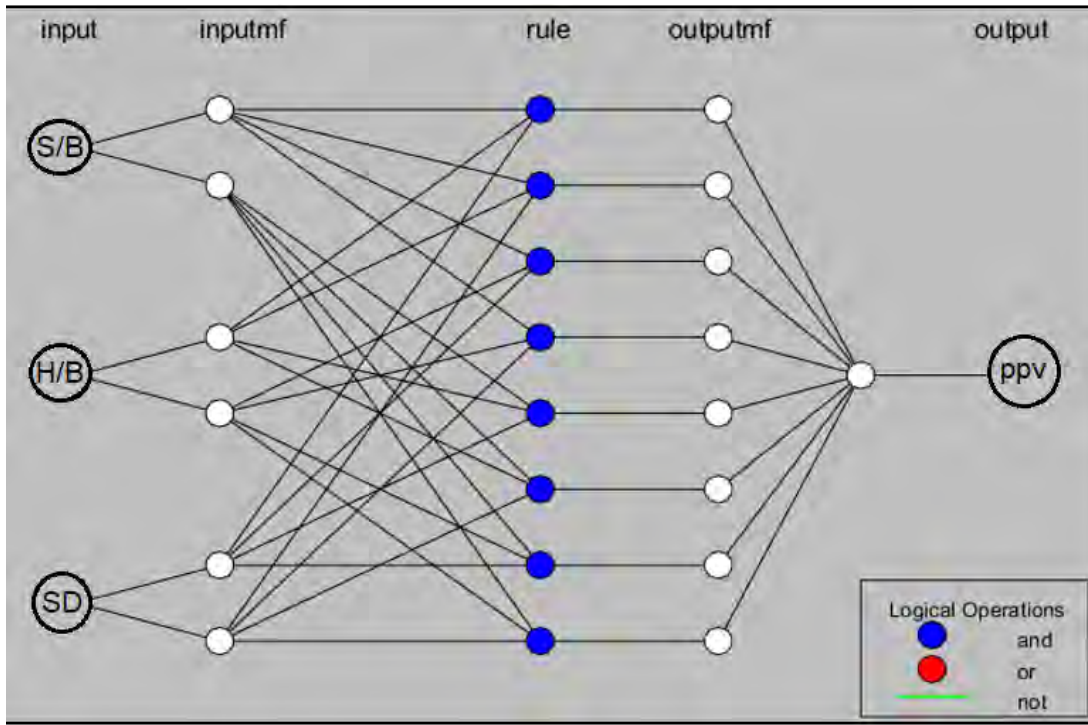
Kural 1: If x is A_1 and y is B_1 , then $f_1 = p_1x + q_1y + r_1$

Kural 2: If x is A_2 and y is B_2 , then $f_2 = p_2x + q_2y + r_2$

Burada p_i, q_i ve r_i sonuçlandırılacak parametrelerdir. Jang (1993), ANFIS altı katmanını şu şekilde tanımlamıştır:

- 1.Katman: Giriş katmanı olarak adlandırılır. Bu katmandaki her bir düğümden alınan giriş sinyali diğer katmanlara aktarılır.
- 2.Katman: Bulanıklaştırma katmanı olarak adlandırılır. Burada, her bir düğümün çıkışı, giriş değerlerine ve kullanılan üyelik fonksiyonuna bağlı olan üyelik derecelerinden oluşmaktadır.
- 3.Katman: Kural katmanı olarak bilinir. Bu katmandaki her düğüm, Sugeno bulanık çıkarım sistemi tarafından oluşturulan kuralları ve sayıları temsil eder.
- 4.Katman: Normalizasyon katmanı olarak bilinir. Bu katmandaki her düğüm, kural katmanındaki tüm düğümleri girdi değerleri olarak kabul eder ve her kuralın normalleştirilmiş ateşleme seviyesini hesaplar.
- 5.Katman: Arıtma katmanı olarak bilinir. Arıtma katmanındaki her bir düğüm üzerinde belirli bir kuralın ağırlıklı sonuç değerleri hesaplanır.
- 6.Katman: Toplama katmanı olarak bilinir. Bu katmanda sadece bir düğüm bulunur ve 5. katmandaki her bir düğümün çıkış değeri toplanarak ANFIS sisteminin gerçek değeri elde edilir (Jang, 1993).

Bu çalışmada 95 olan veri sayısının 69'u eğitime, geri kalan 26'sı ise test için ayrılmıştır. ANFIS ile model elde edilmesinde 'dsigmf' (sigmoid) üyelik fonksiyonu kullanılmış ve S/B, H/B ve SD 2'şer kümeleme ile model elde edilmiştir. Modelin yapısı Şekil 5'de görülmektedir.



Şekil 5. Geliştirilen ANFIS model yapısı

3.3 Destek Vektör Makineleri ile Modelleme

Destek Vektör Makineleri (SVM), istatistiksel öğrenme teorisine dayanan denetimli bir makine öğrenme yöntemidir. Sınıflandırma ve regresyon için çok kullanışlı bir yöntemdir (Vapnik, 1998). SVM, bir girdi uzayını yüksek boyutlu bir uzaya dönüştürmek için bir çekirdek işlevine dayalı doğrusal olmayan bir eşleme kullanır ve daha sonra yüksek boyutlu uzayda girdiler ve çıktılar arasında doğrusal olmayan bir ilişki arar. SVM, yalnızca titiz bir teorik altyapıya sahip olmakla kalmaz, aynı zamanda küçük eğitim örnekleri, yüksek boyut, doğrusal olmayan ve yerel optimum ile ilgili problemler için küresel optimal çözümler bulabilir (Scholkopf, 1995).

Regression Learner uygulaması, MATLAB 2017b ve sonraki sürümlerinde yayımlanmış olan bir uygulamadır. Bu uygulama ile kullanıcılar regresyon modellerini otomatik olarak eğitmek ve doğrulamak için birçok farklı yöntem arasından istedikleri modelleri seçebilirler. Birden fazla model eğitildikten sonra, en iyisini seçmek için karşılaştırılabilir. Bu uygulama ile verileri içe aktarmak, özellikleri seçmek, modelleri eğitmek ve sonuçları değerlendirmek oldukça kolaydır. Bu uygulama, doğrusal regresyon (LR) modelleri, karar ağaçları (DT'ler), Gauss Process regresyon (GPR) modelleri, destek vektör makineleri (SVM'ler) ve ağaç modelleri toplulukları gibi yaygın olarak kullanılan regresyon yöntemlerini içerir (MathWorks, 2017). Şekil 6'da verilmiş olan akım şeması Regression Learner uygulamasındaki eğitim regresyon modelleri için ortak bir iş akışını göstermektedir.



Şekil 6. Regression Learner akım şeması

Ocaktan aldığımız veriler, Regression Learner uygulaması ile modellenmiş ve sonuç olarak yukarıda verilen modellerden Destek Vektör Makineleri (SVM) modeli en düşük hata değerini vermiştir. Bu nedenle model destek vektör makineleri ile oluşturulmuştur.

4 MODELLERİN KARŞILAŞTIRILMASI

Elde edilen modellerin performans değerlendirme ölçütü olarak ortalama mutlak hata (OMH), ortalama karekök hata (OKH), simetrik ortalama mutlak yüzde hata (sOMYH), ortalama mutlak ölçekli hata (OMÖH), ortalama karekök ölçekli hata (OKÖH) kullanılmıştır. Ek olarak Varyans yüzde oranı (VAF), Nash-Sutcliffe Efficiency (NSE), değerleri hesaplanmıştır.

Bu hata kriterlerine göre geleneksel yöntem modelleri, ANFIS ve SVM modellerinin karşılaştırılması Tablo 2’de gösterilmiştir. Görüldüğü üzere SVM, ANFIS ve USBM denklemlerinin mutlak hatası 2 mm/s’nin altındadır. En yüksek NSE değeri ANFIS için elde edilmiştir. Genel olarak SVM modeli, USBM denklemi ve çok değişkenli regresyon denkleminde daha başarılıdır. Tüm hata ölçütleri göz önüne alındığında en başarılı modelin ANFIS olduğu söylenebilir.

Tablo 2. Farklı modellerin karşılaştırılması

Model	OMH	OKH	sOMYH	OMÖH	OKÖH	VAF	NSE	Korelasyon
SVM	1,87	2,59	25,11	0,37	0,52	78,71	0,78	0,79
USBM Denklemi	2,03	2,97	23,21	0,41	0,59	75	0,72	0,75
ANFIS	1,42	1,84	19,70	0,28	0,37	90	0,89	0,90
Çok. Değ. Reg. Denk.	2,41	3,02	157,87	0,48	0,60	13	0,72	0,73

5 SONUÇLAR VE GENEL DEĞERLENDİRME

Cendere bölgesi agrega ocağı için yer sarsıntısı tahmin modelleri geliştirilmiştir. ANFIS ve SVM modelleri genel olarak yer sarsıntısını başarıyla tahmin etmiştir. ANFIS ve SVM modellerinde sırasıyla 0,90 ve 0,79 korelasyon değerlerine ulaşılmıştır. Ortalama karekök hata değerleri SVM için 0,37, ANFIS için ise 0,28 seviyesindedir. Farklı modellerin denenmesi yer sarsıntı tahmininde farklı alternatiflerin oluşturulmasını sağlamıştır.

ANFIS tekniği bulanık kümeler mantığına dayanmaktadır. Bulanık kümeler mantığı ile yapay sinir ağı tekniği bir araya getirilmiştir. Böylece hızlıca problemlere uyum sağlayan, etkin bir modelleme tekniği oluşturulmuştur. Destek vektör makinalarının yer sarsıntısı tahmininde kullanımı da özellikle son yıllarda artmaktadır. Burada oluşturulan modellerde anlık patlayıcı miktarı ve titreşim ölçüm mesafesinin yanı sıra H/B oranı ve S/B oranı da modellere girdi olarak dahil edilmiştir. İmkanlar dahilinde tahmin modellerine tasarım parametrelerinin katılmasında fayda vardır. Bununla birlikte girdi parametrelerinin aşırı artışı modelleri karmaşık hale getirecektir.

Patlatma kaynaklı yer sarsıntısı birçok parametrenin etkin olduğu karmaşık bir problemdir. Patlayıcı özellikleri, patlatma tasarımı, jeolojik özellikler aynı anda etkindir. Modern hesaplama yöntemlerinin kullanımının artması yer sarsıntısı tahmininde önemli başarıların elde edilmesini sağlayacaktır. Gelecekte makine öğrenmesi ve yapay zekâ teknolojilerindeki gelişmeler ile ortaya çıkan yeni metodların, yer sarsıntısı tahmininde kullanılması önem arz etmektedir.

KAYNAKLAR

- Basu, D., Sen, M., 2005. *Blast induced ground vibration norms-A critical review, National Seminar on Policies*. Kharagpur: Statutes and Legislation.
- Donigan, A., Love, J. 2003. *Sediment Calibration Procedures and Guidelines for Watershed Modeling*.
- Duvall, W., Petkof, B. 1959. *Spherical Propagation of Explosion Generated Strain Pulses in Rock*. Washington D.C.: US Bureau of Mines.
- Jang, J., 1993. ANFIS adaptive network-based fuzzy inference system. *IEEE Trans Syst Man Cybern*, 23, 665-685.
- MathWorks, 2017. *Statistics and machine learning toolbox: user's guide*.
- Micromate Operator Manual, 2018
- Nelles, O., 2001. *Nonlinear system identification: From classical approaches to neural networks and fuzzy models*. New York: Springer.
- Özgül, N. (2012). Stratigraphu and some structural features of the İstanbul palaezoic. *Turk J Earth Sci.*, 817-866.
- Scholkopf, B., Burges, C., Vapnik, V., 1995. Extracting support data for a given task. *In: Proceedings of the First International Conference on Knowledge Discovery and Data Mining*, (s. 252-257). Menlo Park: CA.
- Vapnik, V. (1998). *Statistical Learning Theory*. New York: John Wiley and Sons.
- Yılmaz, Ö., 2016. The comparison of most widely used ground vibration predictor equations and suggestions for the new attenuation formulas. *Environ Earth Science*, 75, 269.

İnsansız Hava Araçları ve Entegre Bilgisayar Yazılımlarının Patlatma Uygulama ve Analizlerinde Kullanımı

The Usage of Unmanned Aerial Vehicles and Integrated Software in Blasting Applications and Analysis

Ö. Güler

Orica-Nitro Patlayıcı Maddeler San. ve Tic. A.Ş., Ankara, ozgurguler@windowslive.com

M. Kun

Dokuz Eylül Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, İzmir, mete.kun@deu.edu.tr

ÖZET Hızla gelişen teknolojiye paralel olarak madencilik çalışmalarında üretim miktarlarında önemli ölçüde artış görülmektedir. Üretim kapasitelerinde olan bu artış, sınırlı doğal kaynakların verimli bir şekilde üretilmesini beraberinde getirmektedir. Bu kapsamda madencilik faaliyetlerinde yıllık üretim miktarları, kırma-öğütme tesis verimleri, patlatma verimi gibi birçok parametrenin sürekli olarak takibi gerekmektedir.

Bu çalışma, patlatma ile üretim gerçekleştirilen açık maden işletmelerinde, İnsansız Hava Aracı (İHA) ve İHA'lar ile birlikte kullanılan çeşitli bilgisayar yazılımları ile patlatma faaliyetlerinin iyileştirilmesi ve patlatma sonrası elde edilen sonuçların işletme verimliliği açısından irdelenmesinin yanı sıra yapılan patlatmaların verimlerinin yerinde incelenmesini amaçlamaktadır. Ayrıca, hızlı, etkili ve yerinde bir patlatma değerlendirmesi ile işletmelere sağlanabilecek avantajlar hakkında fikirler sunmaktadır.

Anahtar kelimeler: *İnsansız Hava Aracı, Patlatma, Patlatma Optimizasyonu, Patlatma Tasarımı*

ABSTRACT A significant increment is observed in production amounts of the mining operations in parallel with the rapidly developing technology. The increment in production capacities brings along the efficient production of limited natural resources. In this context, many parameters such as annual production amounts, crushing plant efficiency, blasting efficiency are required to be monitored continuously in mining activities.

This study aims to improve the blasting activities with the use of UAVs and various computer software used with UAVs and to examine the results obtained after blasting in terms of operational efficiency as well as the efficiency of the blasting performed in place. It also offers opinions about the advantages that can be provided to the businesses by a quick, effective and on-site evaluation of the blasting.

Keywords: *Unmanned Aerial Vehicle, Blasting, Blasting Optimisation, Blast Design*

1 GİRİŞ

Teknolojinin gelişmesine paralel olarak artan üretim miktarları, sınırlı doğal kaynakların daha verimli bir şekilde üretilmesini gerektirmektedir. Bu nedenle madencilik faaliyetlerinde; yıllık üretim miktarı, kırma-öğütme tesis enerji tüketimi, patlatma verimi gibi birçok parametrenin sürekli olarak takip edilmesi gerekmektedir. Maden üretiminin patlayıcı madde kullanarak gerçekleştirildiği işletmelerde, patlatma işlemi bu parametreler üzerinde dolaylı olarak etkiye sahiptir. Verimsiz bir patlatma topuk, patar, geri çatlak gibi somut olumsuzlukları beraberinde getirebildiği gibi, kırma-öğütme tesislerinde kapasitenin azalması, enerji tüketiminin artması gibi birçok olumsuzluğu da beraberinde getirebilmektedir.

Çalışmada, sayıları hızla artan yüksek üretim kapasitelerine sahip maden işletmelerinde patlatma faaliyetlerinin gerçekleştirilmesi ve değerlendirilmesinde hızlı ve güvenilir dijital çözümler sunabilecek İnsansız Hava Araçları (İHA) ile çeşitli bilgisayar yazılımlarına değinilmiştir.

1.1 İnsansız Hava Araçları

İHA; uzaktan kumanda ile manuel veya otomatik bir şekilde hareket edebilen, pilot veya yolcu taşımayan hava aracı olarak tanımlanabilir (Güler 2019). Uzun süre askeri alanda kullanılan İHA'lar, sivil kullanıma sunulduktan sonra geniş bir alanda kullanım fırsatı bulmuştur. İHA'lar ağırlıklarına ve kanat yapılarına göre sınıflandırılabilir. Sivil Havacılık Genel Müdürlüğü tarafından düzenlenen İnsansız Hava Aracı Sistemleri Talimatnamesinin (SHT-İHA) beşinci maddesine dört genel başlık altında incelenir;

1. İHA0: Azami kalkış ağırlığı 500gr (dahil) – 4 kg aralığında olanlar,
2. İHA1: Azami kalkış ağırlığı 4kg (dahil) – 25 kg aralığında olanlar,
3. İHA2: Azami kalkış ağırlığı 25 kg – 150 kg aralığında olanlar,
4. İHA3: Azami kalkış ağırlığı 150 kg (dahil) ve daha fazla olanlar.

Kanat yapılarına göre İHA'lar sabit kanatlı (fixed-wing) ve döner kanatlı (rotary-wing) ile son zamanlarda öne çıkan hibrit kanatlı İHA'lar olmak üzere üç başlık altında incelenebilir.

1.1.1 Sabit kanatlı İHA'lar

Yapı itibarıyla uçaklara benzeyen bu İHA'ların ok kanat (swept wing), düz kanat (straight wing) veya üçgen kanat (delta wing) olan çeşitleri mevcuttur.

Döner kanatlı İHA'lar ile karşılaştırıldığında daha uçuş uzun sürelerine sahip olan bu cihazlar, büyük alanlarda gerçekleştirilen çalışmalarda daha çok tercih edilmektedir (demir yolu güzergahlarının görüntülenmesi vb.).

El ile fırlatılabilen modelleri hariç, ilk hareketlenme/kalkış için ek pist veya donanıma ihtiyaç duymaktadır. Rüzgar dirençleri sabit kanatlı İHA'lara kıyasla daha yüksektir. Ayrıca, havada asılı kalamadıklarından dolayı dar alanların görüntülenmesinde zorluk yaşanabilmektedir.

1.1.2 Döner kanatlı İHA'lar

Çalışma prensibi itibarıyla helikopterlere benzemektedir. Dört, altı, sekiz kanatlı çeşitleri bulunmaktadır. Genellikle fırçasız elektrik motorları kullanılan bu İHA'larda, çapraz olan motorlar aynı yöne dönecek şekilde çalışmaktadır. Motorların çapraz çalışmasındaki temel neden, pervanelerin dönmesi ile oluşan döndürme kuvvetinin dengelenerek cihazın kendi ekseninde etrafında yönelme açısını sabit tutmaktır.

Kalkış ve iniş manevraları için ek donanıma ihtiyaçları bulunmamaktadır. Havada asılı kalabilen bu tür İHA'lar, dar alanların görüntülenmesinde büyük avantaj sağlar. Ancak, uçuş

süreleri sabit kanatlı İHA'lara göre daha kısadır bu nedenle tek bir uçuşta tarama yapabileceği alan daha küçük olmaktadır.

1.2 İHA'ların Madencilik Faaliyetinde Kullanımı

İHA teknolojisinin; tarım, metalürji, arama kurtarma, trafik denetim, sinema gibi birçok alanda aktif olarak kullanıldığı bilinmektedir. Madencilik faaliyetlerinde ise topografik görüntüleme, iş güvenliği, şev stabilitesi, stok hacimlerinin belirlenmesi vb. çalışmalarda kullanılmaktadır (Sungjae ve Yosoon 2016).

Salami ve ark. (2014), gerçekleştirdikleri çalışmada araç ve yaya olarak ulaşılması mümkün olmayan yerlerin görüntülenmesinde İHA teknolojisinden yararlanmışlardır.

Aguilera ve ark. (2012) İHA ile gerçekleştirilen uzaktan algılama çalışmalarının, lazer tarama gibi diğer uzaktan algılama yöntemlerine kıyasla etkili ve ekonomik bir metot olduğunu öne sürmüştür.

İHA ile gerçekleştirilecek uçuşlar Sivil Havacılık Genel Müdürlüğü (SHGM 2019) tarafından hazırlanan İnsansız Hava Araçları Taahhünamesi (SHT-İHA) ile sınırlandırılmaktadır. Madde 19'da belirtilen İHA0 ve İHA1 sınıfındaki İHA'lar ile serbest (yeşil) bölgelerde gerçekleştirilecek uçuşlarda mahallin en büyük mülki idare amiri tarafından yasaklanmayan yer ve zamanlarda uçulması durumunda;

- Sadece görerak meteorolojik koşulların sağlandığı durumlarda, gündeğumu-günbatımı saatleri arasında ve en az 2 km görüşe açık havalarda uçuş gerçekleştirilebilir,
- İHA, yatayda 500 metreyi geçmeyecek şekilde pilotun görüş alanında olmalıdır,
- Yerden (AGL) 400 feet (120 metre) yüksekliğın üzerine çıkılmamalıdır,
- İnsan ve yapılardan en az 50 metre uzaklıkta uçuş gerçekleştirilmelidir.

Ayrıca, uçuş gerçekleştirilecek bölgenin özel izne tabi olup olmadığı Sivil Havacılık Genel Müdürlüğü internet sitesinde yer alan Uçuş Bölgeleri Haritası'ndan kontrol etmesi gerekmektedir.

2 MATERYAL VE METOD

2.1 Materyal

Patlatma faaliyetlerinde veri elde etmek amacıyla kullanılabilcek ekipmanlar aşağıda listelenmiştir;

- Profesyonel İnsansız Hava Aracı
- GNSS smart anten ve kontrol ünitesi (RTK sız İHA kullanımı halinde)
- Bilgisayar
- Profesyonel fotogrametri yazılımı
- Yer üstü kontrol noktası

Kullanılması planlanan İHA'nın, dahili GPS modülüne sahip olması ve otonom uçuş gerçekleştirilmesi kullanım açısından büyük kolaylık sağlayacaktır. Yüksek çözünürlüklü bir kameraya sahip İHA-0 sınıfında yer alan bir İHA, gerçekleştirilmesi planlanan çalışma için yeterli ve ekonomik olacaktır. Yeni nesil Real-Time Kinematic (RTK) GNSS modülü ile mobil istasyona sahip İHA'ların tercih edilmesi durumunda, GNSS smart anten ve kontrol ünitesine ihtiyaç duyulmamaktadır.

Yer üstü kontrol noktası kullanılacak ise, GNSS smart antene ihtiyaç duyulacaktır. Modellenmesi planlanan alanın boyutuna göre sayısı değışebilen bu plakaların konumlarının doğruluğı, model doğruluğı üzerinde doğrudan bir etkiye sahiptir.

İçerisinde EXIF (Exchangeable Image File) verisi (objektif hızı, ISO değeri, tarih, zaman, GPS verisi vb.) barındıran fotoğraflar kullanılarak nokta bulutu elde edebilmek için,

profesyonel fotogrametri yazılımı gerekmektedir. Bu amaçla Pix4D, MetaShape gibi programlar kullanılabilir.

Fotoğrafların profesyonel fotogrametrik yazılımda değerlendirilmesi sonrası elde edilen nokta bulutu, patlatma programına aktararak uygun patlatma tasarımının hazırlanmasına kullanılacaktır.

2.2 Metot

Bu çalışma ön hazırlık, saha çalışması, patlatma tasarımda kullanılacak verilerin eldesi, patlatma tasarımının hazırlanması ve saha kontrolü, patlatma sonrası ölçümler olmak üzere beş temel başlık altında incelenebilir.

2.2.1 Ön hazırlık

Bu aşama şu kontroller gerçekleştirilmelidir;

- Uçuşun gerçekleştirileceği alanda hareketli objelerin bulunmaması sağlanmalıdır.
- Modellenecek alana göre uçuş türü manuel veya otonom olarak gerçekleştirileceği,
- Kamera açısı, yükseklik, üst üste binme oranı (overlap), uçuş rotası (grid, double grid) gibi uçuş parametreleri,
- Yer üstü kontrol noktası gerekliliği belirlenmelidir.

2.2.2 Saha çalışma

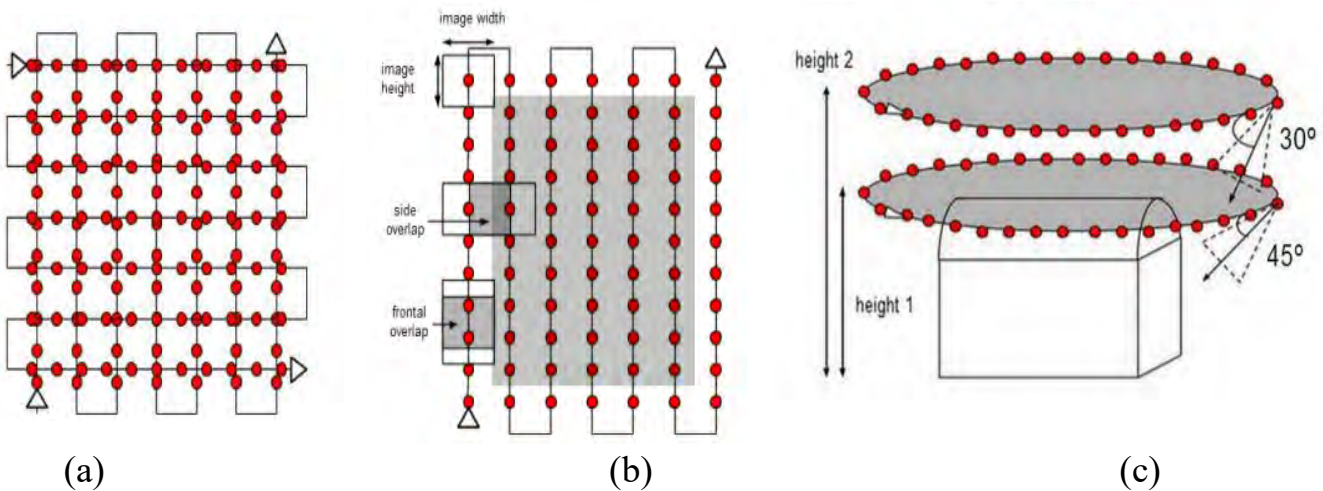
Yerüstü kontrol noktalarının yerleştirilmesi, hareketli objelerin modellenecek alandan uzaklaştırılması, İHA ile uçuş yapılarak daha sonra nokta bulutu oluşturmada kullanılacak görüntülerin elde edilmesi bu aşamada gerçekleştirilecektir.

2.2.3 Saha çalışma Patlatma tasarımında kullanılacak verilerin eldesi

İHA kullanarak elde edilen görüntüler, profesyonel fotogrametri programında, amaca uygun bir şekilde işlenerek nokta bulutu ve/ veya ihtiyaca göre eşyüksekti eğrileri elde edilir.

Uçuş rotası, kamera açısı, yükseklik, hava durumu, Kp indeksi, rüzgar durumu, kablosuz internet ağları, yüksek gerilim hatları, yer üstü kontrol noktası sayısı ve konum hassasiyeti, hareketli objeler, üst üste binme oranı ve güneşin konumu (gölge oluşumunu belirler) verilerin hassasiyeti üzerinde doğrudan etkiye sahiptir (Güler 2019).

Uçuş rota türleri olan Grid, double grid ve dairesel uçuş çeşitlerine ait görseller Şekil 1'de verilmiştir.



Şekil 1. Grid (a), double grid (b) ve dairesel uçuş (c) (Pix4D, 2017)

Uçuş gerçekleştirilen alan içerisinde yer alan hareketli objenin neden olduğu deformasyon Şekil 2’de verilmiştir. Bu obje, nokta bulutu içerisinde birden fazla bölgede yer alacaktır. Dolayısı ile model doğruluğunu olumsuz yönde etkileyecektir. Saha modellemesinde yerüstü kontrol noktaları için Şekil 3’de yer alan şablonlar kullanılabilir.



Şekil 2. Modellenek alan içerisinde yer alan hareketli objenin neden olduğu deformasyon (Güler, 2019)



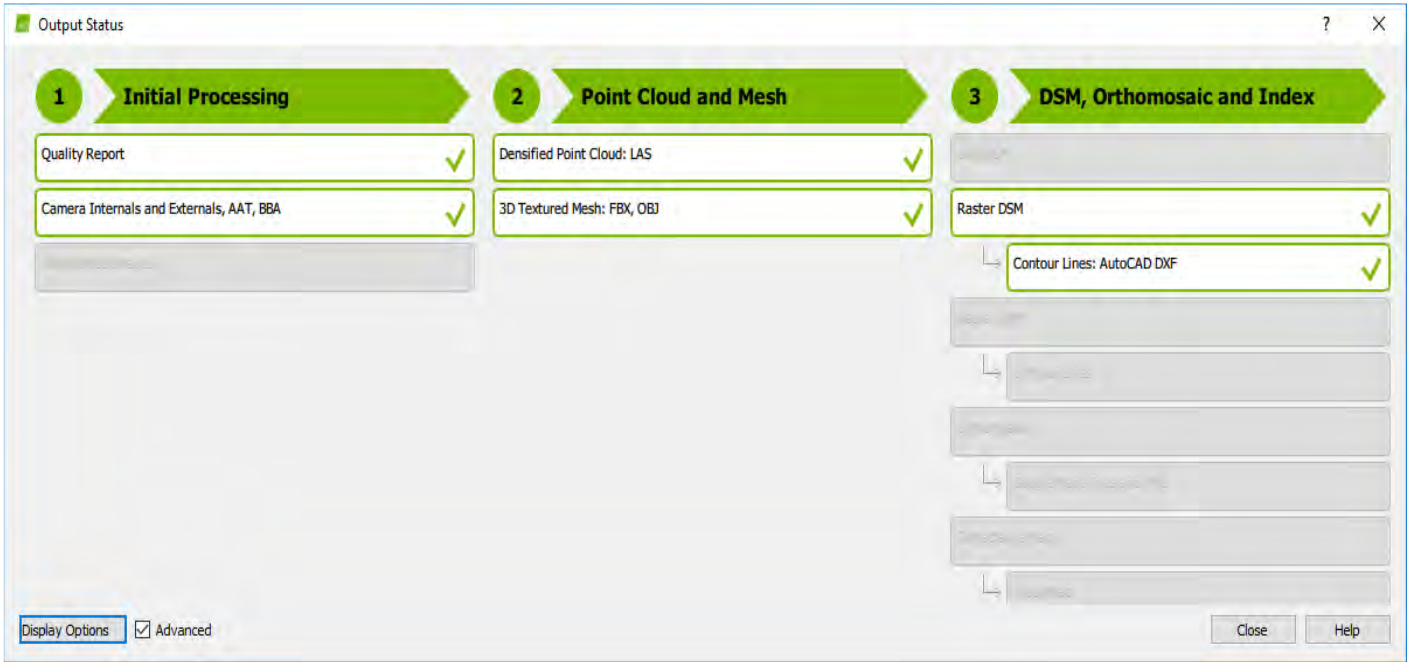
Şekil 3. Örnek yerüstü kontrol noktaları (MAPEG, 2020)

İHA aracılığı ile elde edilen fotoğraflar, Pix4D programında üç aşamada işlenmektedir. Bu aşamalar Initial Processing (Birincil İşleme), Point Cloud and Mesh (Nokta Bulutu ve Ağ Model (Mesh)), DSM, Orthomosaic and Index (Sayısal Yüzey Modeli, Orto-Mozaik ve İndeks) şeklindedir (Şek. 4).

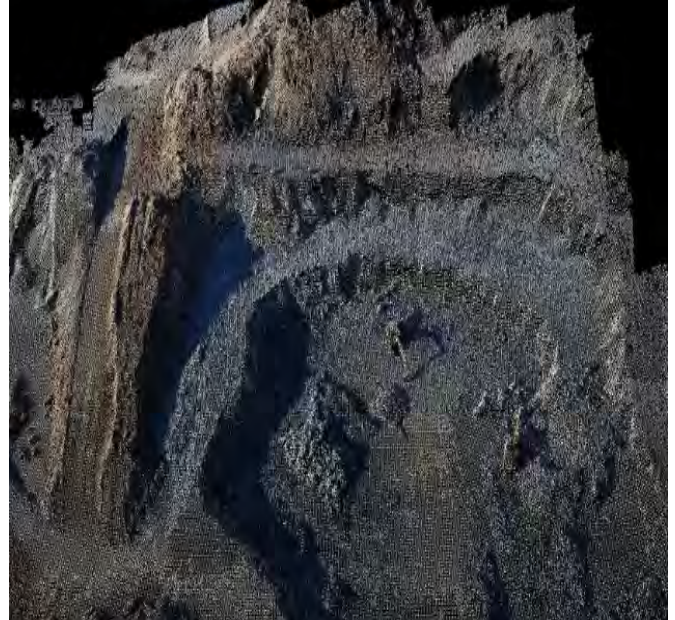
İlk aşamada (Initial Processing) Kamera iç ve dış yönlendirme parametreleri uygulanır ve kalite raporu oluşturulur. İkinci aşamada (Point Cloud and Mesh) Yoğunlaştırılmış Nokta

Bulutlu ve 3B Dokulu Ağ Model oluşturulur. Üçüncü aşamada (DSM, Orthomosaic and Index) Sayısal Yüzey Modeli, Ortofoto ve İndeks oluşturulur. Bu aşamada kontur çizgileri, nokta bulutu .xyz, .dxf, .pdf uzantılarına sahip proje çıktıları elde edilebilmektedir.

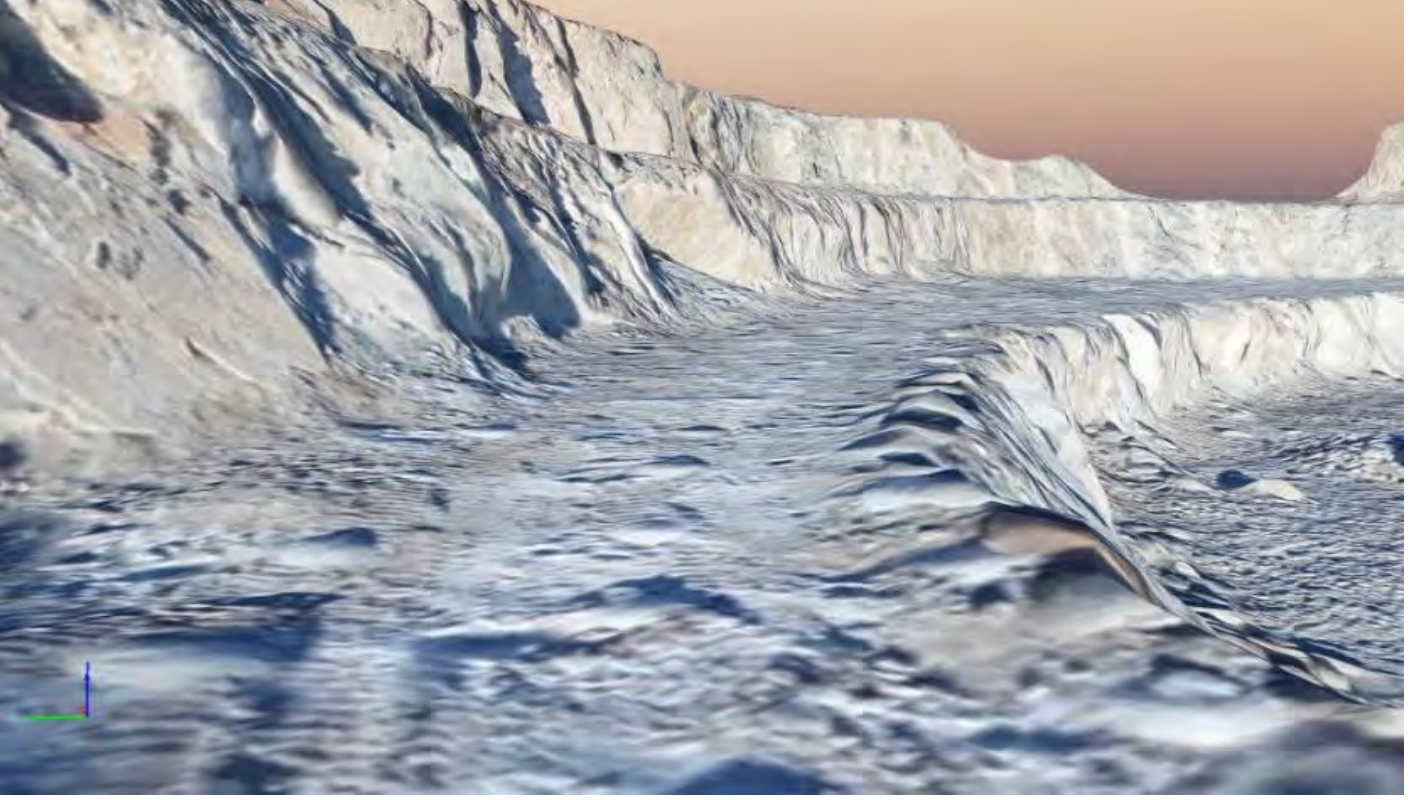
Çalışma kapsamında, patlatma alanına ait yoğunlaştırılmış nokta bulutu Şekil 5-a, dokulu ağ modeli Şekil 5-b ve basamak yüzeyi görüntüsü Şekil 6'da alana ait ortofoto görüntüsü ise Şekil 7'de verilmiştir.



Şekil 4. Pix4D çalışma aşamaları (Güler 2019)



Şekil 5. Yoğunlaştırılmış nokta bulutu (a), dokulu ağ modeli (b)



Şekil 6. Patlatma gerçekleştirilecek basamağın 3B dokulu ağ model görüntüsü



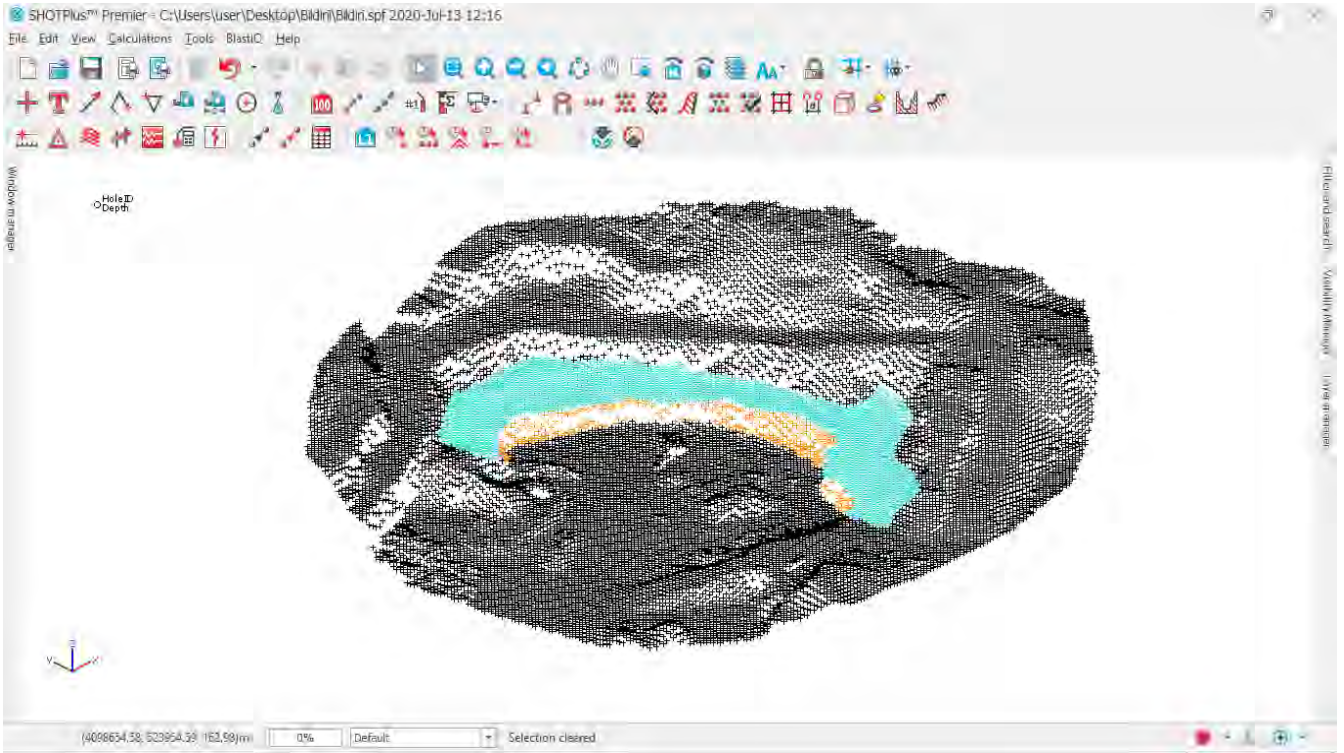
Şekil 7. Patlatma alanına ait ortofoto

2.2.4 Patlatma tasarımının hazırlanması, saha kontrolü

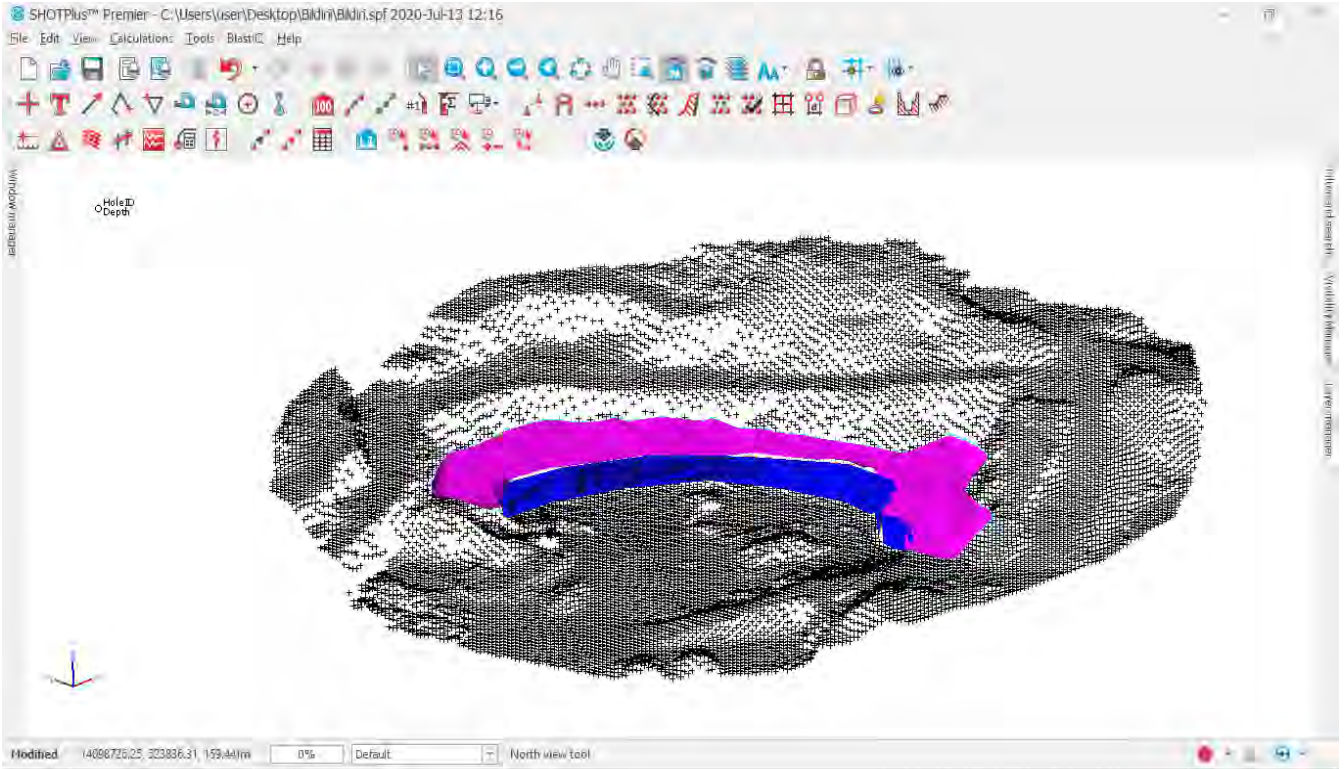
Fotogrametri programından elde edilen nokta bulutu, SHOTPlus programına aktarılır. Aktarılan noktalar, daha sonra yüzey tanımlamada kullanılmak üzere basamak yüzeyi ve aynası olmak üzere gruplandırılır. Şekil 8’de yer alan görselde turkuaz renk ile işaretlenen noktalar basamak yüzeyini, turuncu ile işaretlenen noktalar ise basamak aynasını temsil etmektedir.

Şekil 9’da, SHOTPlus programında tanımlanan basamak yüzey noktaları ile basamak aynasına ait noktalar kullanılarak tanımlanan, basamak ve ayna yüzeyi görülmektedir.

Basamak ayna geometrisine göre, ilk sıra delikleri yükleri ayarlanır ve diğer sıralarda yer alan patlatma delikleri, ilk sıra deliklerine göre en iyi duruma getirilir. Delik yüklerinin belirlenmesinin ardından, ateşleme sisteminde kullanılacak gecikmeler belirlenir ve ateşleme sistemi bağlantıları tanımlanır. Hazırlanan tasarım, patlatma sahasında deliklerin işaretlenmesi için ilgili kişilere iletilir.

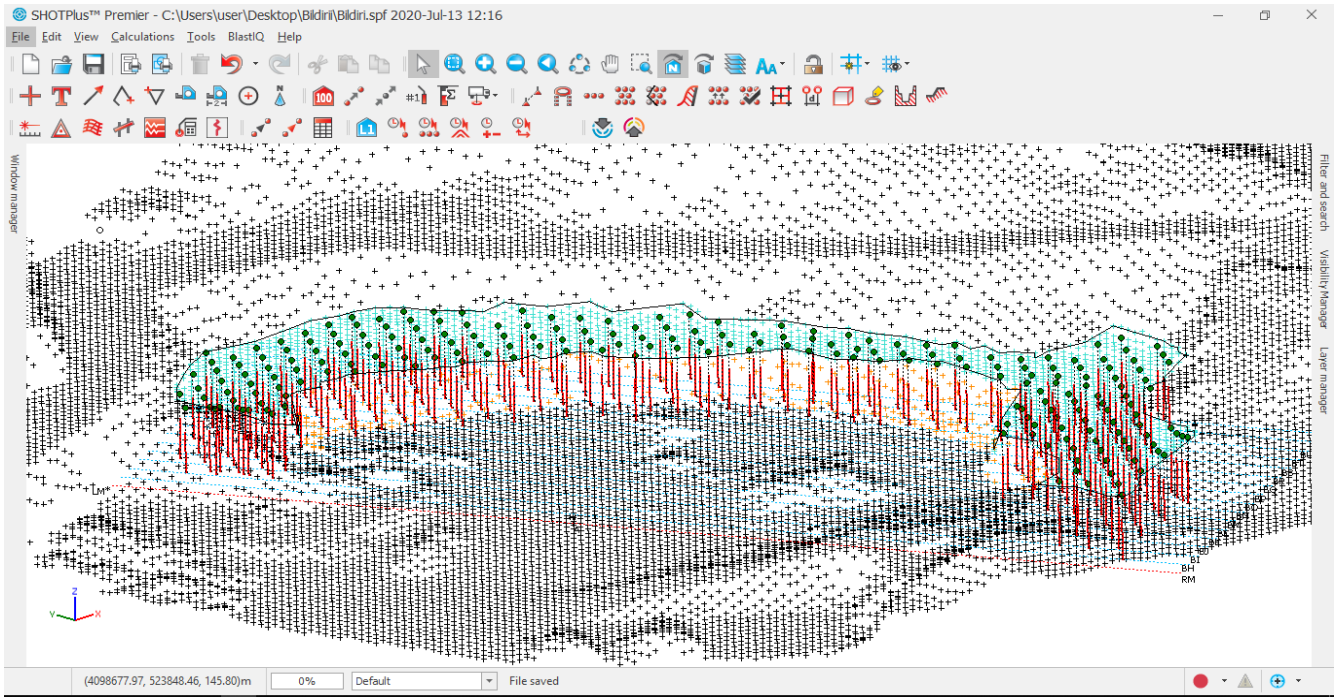


Şekil 8. SHOTPlus programında basamak ve aynasına ait noktaların ekran görüntüsü

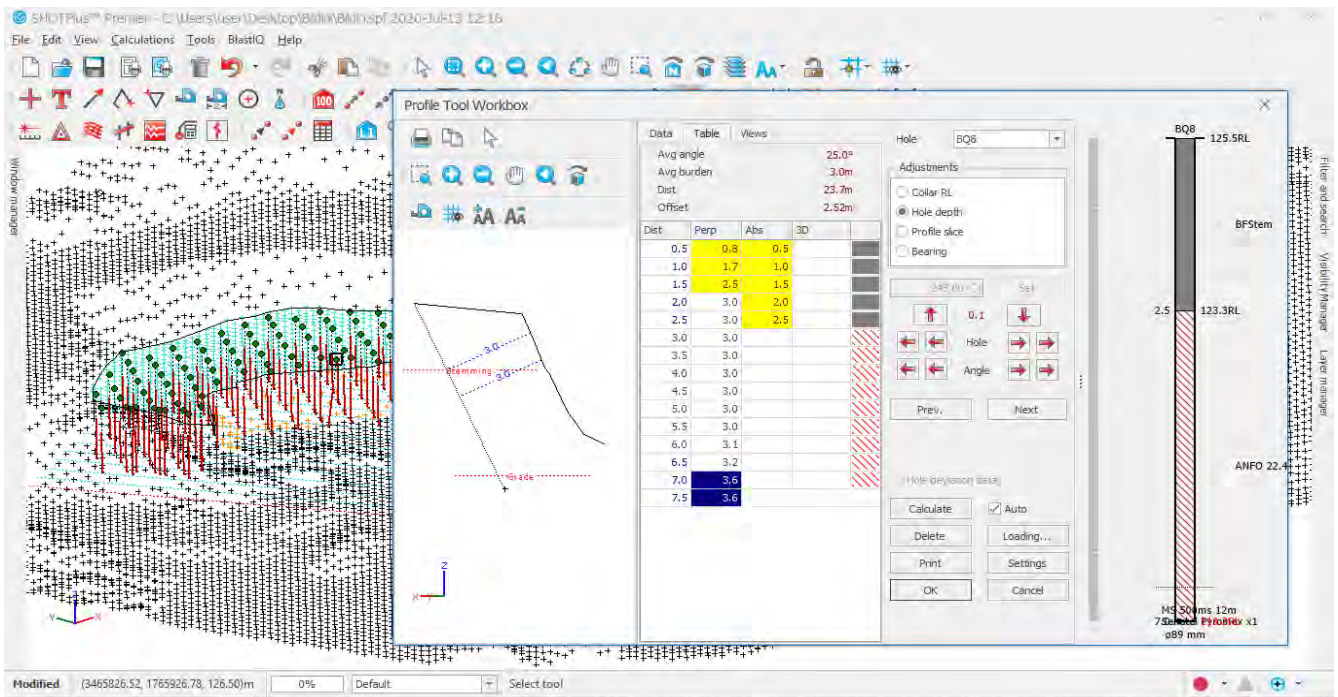


Şekil 9. SHOTPlus programında tanımlanan delgi yüzeyi (lila) ve basamak ayna yüzeyi (mavi)

Patlatma gerçekleştirilmesi planlanan alan içerisine, belirlenen paternde patlatma delikleri tanımlanır (Şek. 10). Deliklerin tanımlanmasının ardından, ilk sıra yükleri SHOTPlus yazılımında yer alan Profile Tool kullanılarak ayarlanır (Şek. 11).



Şekil 10. Patlatma gerçekleştirilecek alana belirlenen paternde deliklerin yerleştirilmesi

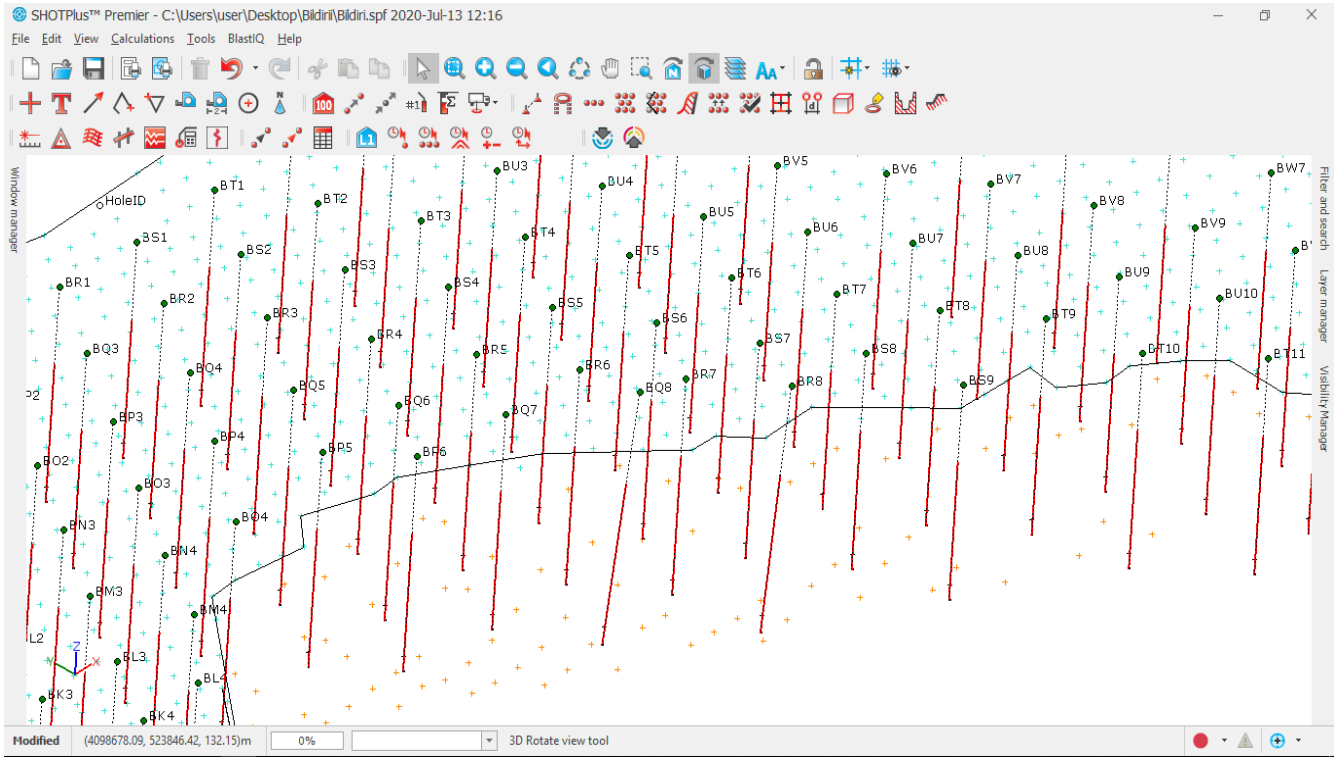


Şekil 11. İlk sıra delik yüklerinin düzenlenmesi

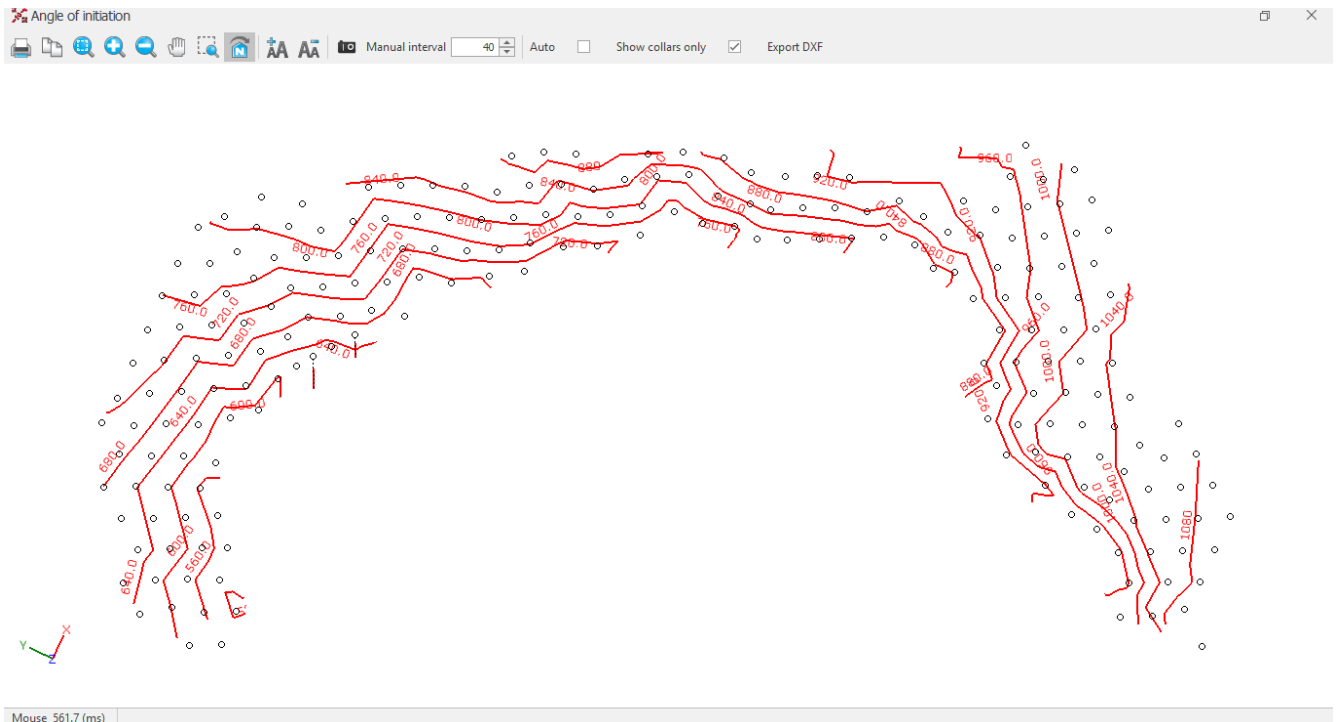
İlk sıra deliklere ait yükler, delik konumu ve delik eğimi değiştirilerek ayarlanır. Şekil 11’de Table sekmesinde yer alan “Dist” delik başından itibaren mesafeyi, “Perp” delik ile ayna arasındaki dik mesafeyi ifade eder. Hücre renkleri, programa önceden tanımlanan minimum ve maksimum yük mesafelerine göre farklı renkler almaktadır. Derinliğe bağlı olarak değişen yük mesafeleri, minimum yük mesafesinden az olması durumunda sarı hücre içerisine kırmızı yazı,

maksimum yük mesafesinden fazla olması durumunda mavi hücre içerisinde beyaz yazı olacak şekilde değişmektedir.

Yük mesafesi ayarlanan BQ8 ve BR8 deliklerine ait patlatma tasarımı görüntüsü Şekil 12’de verilmiştir. Yapılan yük düzenlemeleri, tüm ilk sıra delikleri için ayrı ayrı gerçekleştirilir. Patlatma tasarımı sonucu, ateşleme açısını gösterir görüntü ise Şekil 13’de verilmiştir. Kütle hareketi, ateşleme açısını gösteren izohiplere dik bir şekilde gerçekleşecektir.



Şekil 12. Yük mesafeleri ayarlanan BQ8 ve BR8 deliklerinin, patlatma tasarımlarındaki görüntüsü



Şekil 13. Ateşleme açısını gösterir ekran görüntüsü

2.2.5 Patlatma sonrası ölçümler

Patlatma sonrası verimliliğin yorumlanabilmesi amacıyla tane boyut dağılımı, kabarma faktörü, yığın kesiti ve patlatılan malzeme hacmi, özgül şarj gibi birçok performans değerlendirme göstergesi kontrol edilir.

3 PATLATMA VERİLERİNİN DEĞERLENDİRİLMESİ

Bu bölümde yapılan patlatma işleminin değerlendirilmesi amacı ile yapılan tasarımının kontrol, patlatma verilerinin değerlendirilmesi ve patlatma sonrası veri analizinin önemine değinilmektedir.

3.1 Patlatma Tasarımının Kontrolü

Patlatma tasarımında tanımlanan delik yük mesafeleri, birçok farklı şekilde kontrol edilebilir. Maden işletmesi Measure While Drilling (MWD) teknolojisi bulunan kaya delicisine sahip ise, delgi kayıtları SHOTPlus yazılımına aktarılarak tasarım ile delinen delikler arasındaki farklar belirlenebilir. Oluşabilecek farklılıklara göre, delik şarjları güncellenebilir.

Delgi işleminin tamamlanmasının ardından GNSS yardımı ile patlatma deliklerinin koordinatlarının alınarak SHOTPlus programına aktarılarak kontrol gerçekleştirilebilir. Kaya delicisinin, patlatma alanını terk etmesinin ardından İHA ile gerçekleştirilen uçuş sonrası elde edilen 3B model üzerinde, patlatma delikleri işaretlenerek, SHOTPlus programında değerlendirilmek üzere dışarı aktarılabilir.

3.2 Patlatma Sonrası Analizler

3.2.1 Tane boyut dağılımı

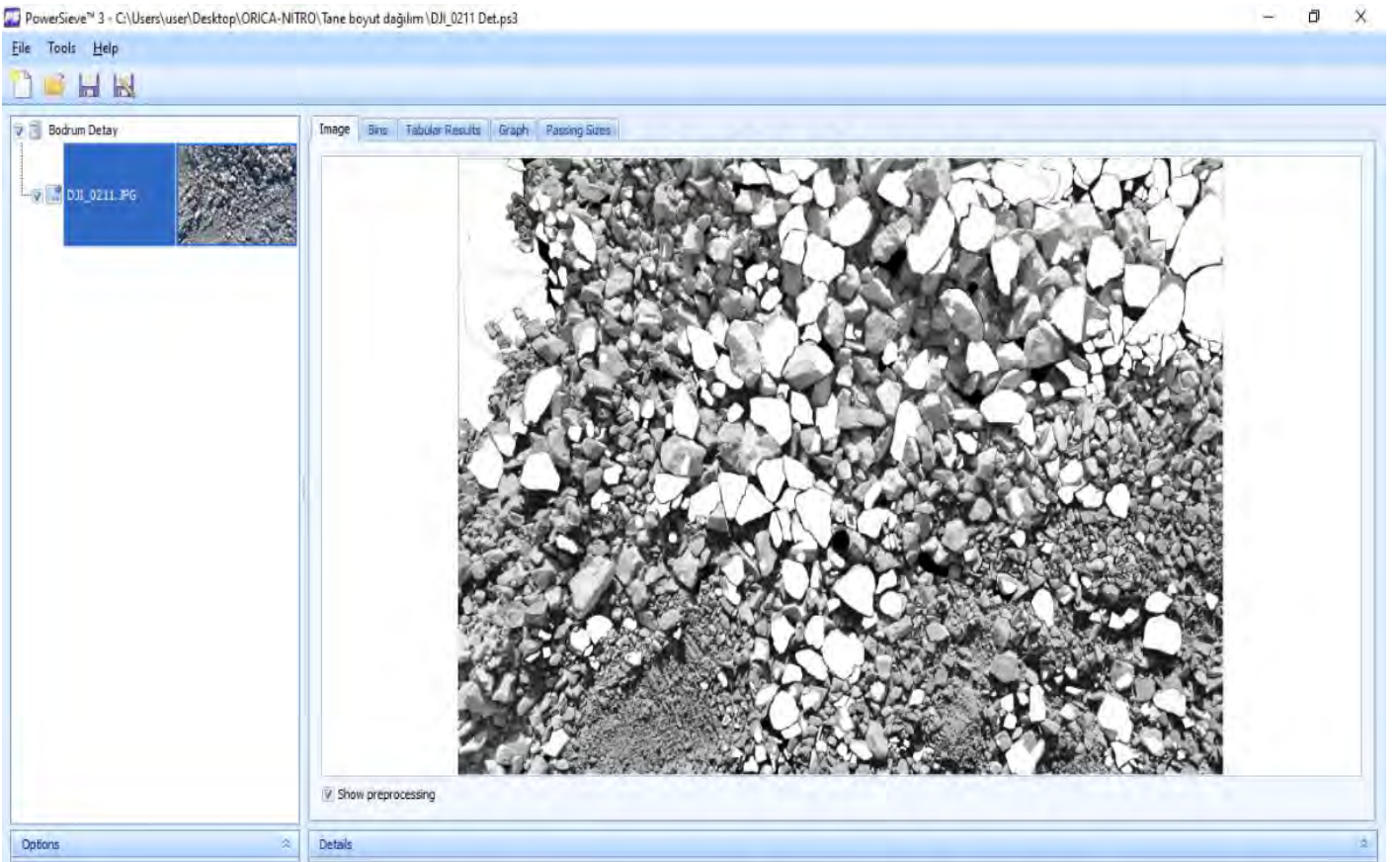
Tane boyut dağılımı analizi, belirli bir açıklıktan geçebilme veya geçememe durumuna dayanarak yapılan boyuta göre sınıflandırma işlemidir. Tane boyut dağılımı patlatma veriminin kontrolü, boyut küçültme işlemlerinin denetiminin sağlanması, patlatılan malzemenin ortalama tane boyutu bulmak, ikincil kırmanın gerekliliği, kazılabilirliğin değerlendirilmesi, birincil kırıcıdan kırma işlemine gerek duyulmadan geçen malzeme miktarının belirlenmesi amacıyla gerçekleştirilebilir. Parçalanma, patlatma operasyonları verimi değerlendirmede kullanılan önemli bir parametredir. Parçalanma derecesinin yükleme, boşaltma ve kırma maliyetlerini azaltmada önemli bir role sahiptir.

Tane boyut dağılımı analizi iki farklı şekilde gerçekleştirilebilir. İlk yöntem, patlatmanın ardından yığının fotoğraflanarak iri malzemenin kendi içerisindeki boyut ilişkisini değerlendirmek, ikinci yöntem ise patlatılan malzemenin serilerek genel tane boyut dağılımını elde etmek amacıyla gerçekleştirilir.

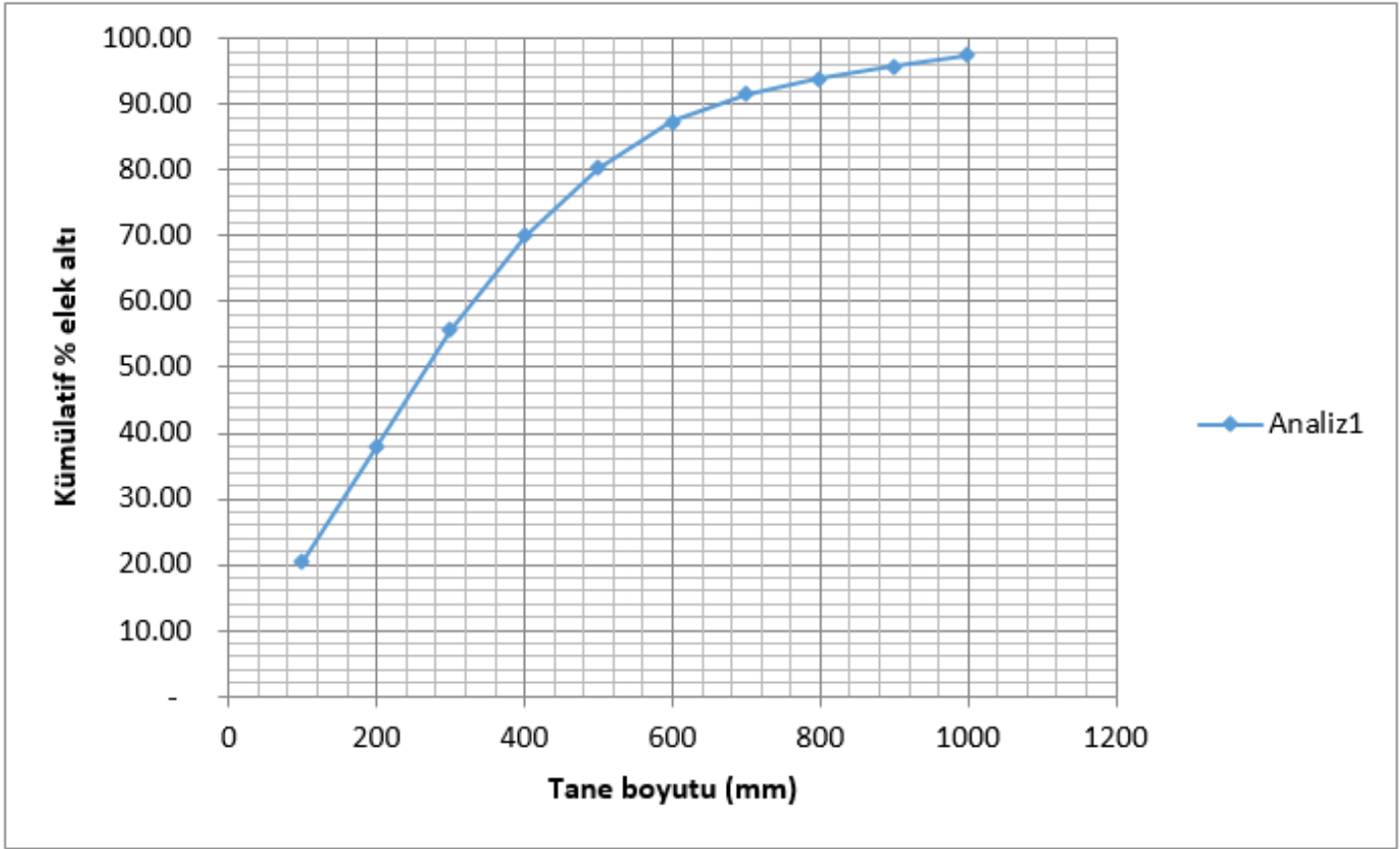
Güvenilebilir sonuçların elde edilebilmesi için, kullanılacak fotoğrafların belirli özelliklere sahip olması gerekmektedir. Tane boyut dağılımının belirlenmesi amacıyla işlenecek fotoğraflar, yığın düzlemine dik bir şekilde çekilmiş olmalı ve boyutları bilinen en az bir referans objesi içermelidir. Fotoğraf çözünürlüğü, tane boyut dağılımı için kullanılacak programlarda değiştirilebildiğinden dolayı mümkün olan en büyük çözünürlüğe sahip olmalıdır. Ayrıca, fotoğraf kare oranına bağlı olarak görüntü üzerinde oluşabilecek deformasyonun önüne geçebilmek amacıyla fotoğraf kare oranı 4:3 kullanılmalıdır. Tane boyut dağılımı için kullanılan fotoğraf Şekil 14’de verilmiştir. Referans objesi olarak her açıdan aynı değere sahip olan 23 cm çapta plastik top kullanılmıştır. Şekil 14’te belirtilen fotoğraf, tane boyut dağılımı belirlenmek üzere Powersieve programında incelenmiş (Şek.15) ve sonuç görseli Şekil 16’ da verilmiştir.



Şekil 14. Tane boyut dağılımı belirlenmesi için kullanılan fotoğraf



Şekil 15. Powersieve ekran görüntüsü



Şekil 16. Kümülatif tane boyut dağılım eğrisi

3.2.2 Yığın kesitinin yorumlanması

Patlatma sonrası yükleyicilerin sökülmesi, yükleyicileri yıpratması gibi zaman ve para kaybına neden olmaktadır. Bu nedenle, patlatılan kütlelerin, ana kütlelerden ayrılması takip edilmelidir. Patlatılan malzeme ana kütlelerden ne kadar fazla ayrılır ise, sökülme ve yükleme aşamasında tekrar kazı azalacaktır. Sökülme ve tekrar kazıdaki azalma, kamyon döngü süreleri üzerinde olumlu etkiye sahip olacaktır.

3.2.3 Patlamış malzeme hacminin belirlenmesi

Patlatma sonrası oluşan yığın hacmi birçok farklı şekilde belirlenebilir. Patlatma sonrası oluşan yığın İHA ve profesyonel fotogrametri yazılımı kullanılarak modellenilebilir ve hacmi belirlenebilir. Elde edilen bu hacim değeri, özgül şarj ve birim patlatma maliyetinin belirlenmesinde kullanılabilir.

3.2.4 Patlama sonuçlarının değerlendirilerek tasarımın güncellenmesi

Tane boyut dağılımı, geri çatlak oluşumu, özgül şarj, kazılabilirlik gibi faktörler, işletme şartları göz önünde bulundurularak patlatma tasarımının güncellenmesinde kullanılabilir.

Tane boyut dağılımı incelendiğinde, boyut dağılımının işletme parametrelerine göre en uygun değere sahip olması istenir. Tane boyutunun çok küçük olması birim patlatma maliyetini arttırabileceği gibi, çok büyük olması tesis elektrik giderini arttırmak ile birlikte kapasite üzerinde olumsuz etki oluşturabilecektir. Tane boyutunun büyük olması, iri tanelerin (patar) yığından ayrılmasını ve ikincil kırılmayı gerektirecektir.

Gerçekleştirilecek referans patlatmalarına ait patlatma tasarım parametreleri, jeoloji, patlatma alanı geometrisi, tane boyut dağılımı ve işletme parametreleri göz önünde

bulundurulurarak formasyona bađlı en uygun patlatma tasarımı hazırlanması bu yöntem ile mümkün olmaktadır.

4 SONUÇLAR

Çalışma, delme - patlatma ile üretim gerçekleştirilen açık maden işletmelerinde, insansız hava aracı (İHA) ve İHA'lar ile birlikte kullanılan çeşitli bilgisayar yazılımlarının yardımı ile patlatma veriminin artırılması ve patlatma sonuçlarının daha iyi yorumlanabilmesi için hazırlanmıştır.

Sahada insansız hava araçları yardımı ile yapılan bu çalışmalar, patlatma alanının hızlı bir şekilde modellenerek, patlatma parametrelerinin doğru olarak belirlenmesi açısından oldukça önemlidir. Ayrıca, patlatma sonuçları daha net, hızlı ve kolay bir şekilde ulaşılabileceğinden, patlatmaların verim ve ekonomikliğinin daha doğru ve kolay elde edilebilir veriler ile değerlendirilmesi sağlanmaktadır.

Çalışma ayrıca, ileride gerçekleştirilmesi hedeflenen “mine to mill” optimizasyon çalışmalarında, daha tutarlı ve sağlam veri setlerinin elde edilmesi ile hızlı ve gerçeğe en yakın çözümlerin üretilebilmesi adına kullanılmaya ve geliştirilmeye devam etmektedir.

TEŞEKKÜR

Yazarlar, bu çalışmanın yapılmasında 2017.KB.FEN.021 No.lu projeye olan desteğİ nedeni ile, DEÜ Bilimsel Araştırmalar Koordinatörlüğüne; katkılarından dolayı Orica-Nitro Pat. Mad. San. ve Tic. AŞ'ye teşekkür eder.

KAYNAKLAR

- Aguilera, D G, Hernandez J F, Taboada J M , Gonzalvez P R, Lopez, D H, Garcia B F, Sanz, I G, Perez B A, 2012. 3D modelling and accuracy assessment of granite quarry using unmanned aerial vehicle, *ISPRS Annals of the Photogrammetry, Remote Sensing and Spatial Information Sciences*, Volume I-3, s.37-42, Melbourne, Australia.
- Güler, Ö, 2019. *Uzaktan görüntüleme sistemleri ile elde edilen sayısal yüzey modellerinin mermer madenciliğinde kullanımı*, Yüksek Lisans Tezi, Dokuz Eylül Üniversitesi, İzmir, 68 s.
- Maden ve Petrol İşleri Genel Müdürlüğü (MAPEG), 2020. *İnsansız Hava Aracı (İHA) Sistemleri İle Detay Ölçmeleri, Harita Üretimi ve Kontrol Esasları (pdf)* http://www.mapeg.gov.tr/Duyurular/duyuru_dukuman/mapeg_iha_teknik_standartlar.pdf.
- Pix4D, 2017. *Offline Getting Started and Manual (pdf)*. <https://support.pix4d.com/hc/en-us/articles/204272989-Offline-Getting-Started-and-Manual-pdf>
- Salami E, Barrado C, Pastor E, 2014. UAV Flight Experiments Applied to Remote Sensing of Vegetated Areas, *Remote Sensing*,6, s.11051-11081.
- Sivil Havacılık Genel Müdürlüğü (SHGM), 2019. *İnsansız Hava Aracı Sistemleri Talimatı*, http://web.shgm.gov.tr/documents/sivilhavacilik/files/mevzuat/sektorel/talimatlar/2019/IHA_talimati_revizyon3.pdf
- Sungjae, L, Yosoon C, 2016. Reviews of Unmanned Aerial vehicle (drone) Technology Trends and Its Applications in The Mining Industry, *Geosystem Engineering*, 19:4, s.197-204

SURFACE AND UNDERGROUND BLASTING APPLICATIONS
YERÜSTÜ VE YERALTI PATLATMA UYGULAMALARI

Advanced Blasting Techniques with New Approaches for Extraction of Dimension Stones in Rock-cladding Industry

N. Stoycheva

University of mining and geology "St. Ivan Rilsky", Sofia, Bulgaria, nandy_f@abv.bg

P. Shishkov

University of mining and geology "St. Ivan Rilsky", Sofia, Bulgaria, sfxman86@yahoo.com

ABSTRACT The utilization of aged military arms is a good source of cheap materials for the explosive industry. When commercial explosives are not save enough for the surroundings due to the generated fly-rocks, air-blast, toxic fumes, seismic waves and vibrations, the industry initiates research focused on low-velocity explosives. The production of low explosive non-detonating mixtures from long-term stored single base propellants (SBP), double base propellants (DBP), ammonium nitrate prills in different configurations, and popular flash-powder compositions was studied. The samples of different cartridge casings, filled with non-detonating propellant mixtures, or flash-powder compositions was investigated by field tests. General information on dimension stones as well as brief information about the explosives involved in their extraction is presented.

Keywords: *non-detonating blasting cartridges, propellants, cautious blasting, dimension stone extraction*

1 INTRODUCTION

For the field tests, an approach for exploiting the energy of our experimental activities in the stone quarry are the next round of research for the application of the new-generation non-detonating explosive mixtures.

Rock cladding materials is a common term for various natural stones used for construction or decorative purposes in building and with monumental applications. The determining characteristic of dimension stone is that, unlike other mineral raw materials, which have a value mainly due to their physical properties, the physical properties of the rock are only the minimum qualification to determine its suitability for use as rock cladding material. Some authors prefer the term "decorative stone", which emphasizes the ornamental aspect of its use. In fact, rock cladding material is defined as natural rock material cut, shaped, or selected for use in blocks, slabs, sills or other structural elements with specialized shapes and sizes [Shishkov P., Stoycheva N., (ed.10-11), 2018. *Advanced blasting techniques for extraction of dimension stones*]. Therefore, decorative stone has a value due to its size and appearance, emphasized by a set of minimal physical properties (among them are various strength parameters, workability, polishing ability and resistance to physical and chemical influences).

The use of explosives in quarries for decorative stone is a rather delicate issue. During the extraction of rock-cladding materials, drilling and blasting operations are carried out, both for removal of poor layers of soil and rocks (stripping) and for the initial separation of large slabs from the rock body and their splitting into smaller blocks suitable for transport and post-processing of finished products. Across the globe, popular industrial explosives are used to break up unnecessary rock and soil layers, but when approaching high-quality stone deposits, blasting technologies must be more precise and prevent costly material from being destroyed.

In such cases, the high explosives are successfully replaced by low-velocity explosives. There are other areas in the mining industry or in construction in industrial and urban areas, where the

use of ordinary industrial explosives is not safe enough for surrounding sites in terms of fly-rocks, shockwave formation, toxic gases, seismic waves and vibration. The main cause of the detrimental effect of the explosion is the speed and mechanism of the chemical reaction of the explosive mixture decomposition (Boychev, 2020). Exactly the detonation causes the fragmentation and the formation of cracks in the rock body (Mitkov, 2020). The surfaces of the stone blocks must not be deeply damaged by the blast wave with micro-cracks, as this will lead to financial losses due to the high value of the qualitative decorative stones. They should only be affected by the creation of single cleavage cracks in one, two or three planes, depending on the technological needs. Therefore, the use of industrial explosives and high-explosives for dimension stone extraction is not preferred by the owners of such quarries.

The industry is shifting its attention from detonating explosives to deflagrating pyrotechnic mixtures and propellant compositions, which suddenly create a large volume of compressed hot gaseous products with no shock wave and really little solid residue. The charges of these new explosives must be resistant to moisture, shock, heat, friction and electrical discharge (Mitkov, 2007). In the past, a habitual solution was black powder. So called “blasting gun powder” (BGP) was applied orderly for dimensional stone extraction and in other cases of cautious blasting in tender conditions. But its sensitivity to various influences (flame, heat, moisture, friction, shock) in combination with a lower energy of reaction, toxic fumes and solid products induced scientific researches for more advanced and safe alternatives. Nowadays, the most important requirement from industry to explosive manufacturers is the safety of their products regarding storage, transportation and usage (Mitkov, 2010). Another important question is the price. The utilization of aged military arms is a good source of cheap materials for explosive industry at all.

The energy should not be lost! That's why, the authors decided to apply secondary products from utilization of the ammunitions (like processed SBP and DBP) as a main energetic ingredient in some of their inexpensive low-explosive blends. The purpose of the present study is creation of effective techniques for application of new generation propellant-based and pyrolant-based energetic compositions, excluding the possibility of transition from combustion to detonation.

2 FIELD STUDIES

Three different compositions was calculated and mixed for our research at laboratory testing field and quarry.

Mixture #1: “flash-powder composition” 65% KClO_4 + 35% Al (dark) with Oxygen Balance (OB) = -1,12%;

Mixture #2: 80% gridded DBP + 20% NH_4NO_3 prills with OB = -7,92%;

Mixture #3: 70% gridded SBP + 25% NH_4NO_3 + 5% Al (dark) with OB = -5,19%;

After open-air laboratory experiments for determination of the velocities of explosive decomposition of that three mixtures, a field tests at stone quarry for characterization of their explosive performance was carried out. Mixture #1 was used for preparation of small charges in hard casings. Mixture #2 and Mixture #3 was packed like a sausages in thin sleeves from plastic foil.

For the field tests at the stone quarry, an approach for exploitation of the energy of flash powder (Mixture #1) without risk of transition from deflagration to detonation was invented. It is well known that the main reasons for this transition are high temperature, high pressure and big volume of the charge. Small amounts of Flash powder (4 g.), accommodated in well plugged paper tubes with tiny hole, separately was used for the preparation of pyrotechnic petards with zero-delay. Ready petards was applied for creation of decoupled chain charges with different gaps (air-spacing), by fixing them to a wooden stick and connecting with quick fuse (Fig. 1).

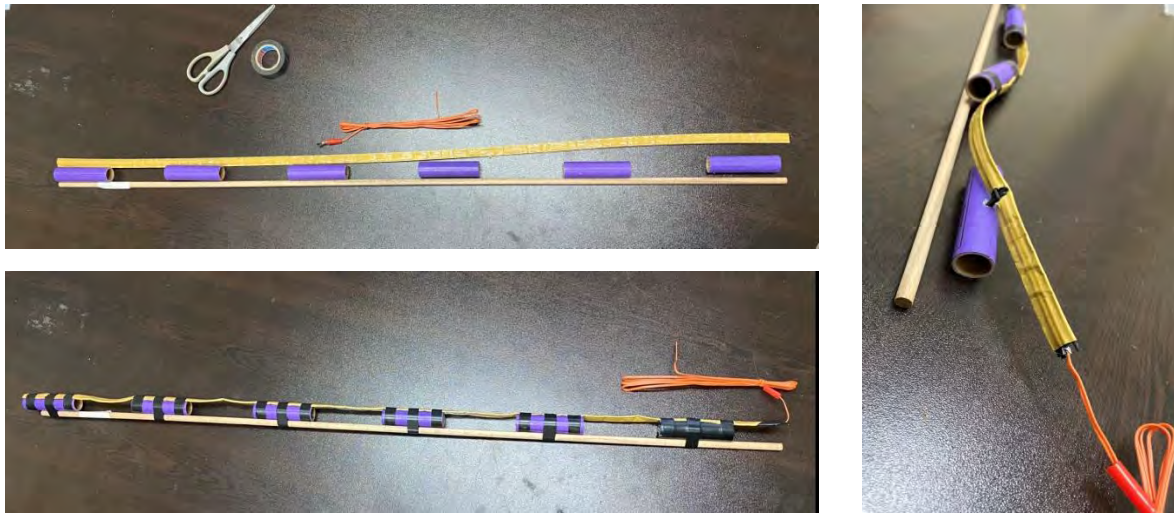


Figure 1: Decoupled chain charges with petards, connected by pyrotechnic quick fuse

In this way, very low concentrations of an explosive charge in the drill-holes (between 0,040 and 0,065 kg/m) were achieved. The hard casing of the petards and air-gaps between neighbor charges, as well as air-gaps between charges and walls of the bore-hole doesn't allow so called "flash over", nor increasing of the pressure to dangerous rates for transition to detonation. Reliable inert stemming over the top charge to the mouth of the blast-hole assured necessary condition for enough pressure of gaseous products, which provides needed crack in the desired plane (Fig. 2).



Figure 2: Effect of rock-splitting with chain charges with petards with Mixture #1

These de-concentrated chain-charges become suitable for really smooth blast-splitting of thin stone slabs, preventing the risk of undesirable fractures and micro-cracks in the material. For successful blast-cutting without undesirable losses of expensive stone material, a very important condition for at least 4 (four) free surfaces should be accomplished. Otherwise some curvatures in the direction of the planned crevices could be expected.

For the field tests at stone quarry mixtures #2 and #3 was used for preparation of 100 g. charges in thin plastic bags, fitted to the diameter of drilled holes (Fig. 3). The length of the blast holes was 1,60 m. For better distribution of the energy of compressed gases, the explosive charge was separated in two parts with inert stemming between them and simultaneous ignition.



Figure 3: Ready for loading charges of propellant-based non-detonating compositions

For the higher performance of propellant mixtures, the initial impulse of each charge was provided by the fast-speed-deflagrating pyrotechnic booster. A single petard, containing 4 grams flash composition (Mixture #1) with an electric igniter was good solution for that “pyro-booster”. The weight of the bottom charge was 0,200kg. The second charge, located in the middle of the hole length contained 0,100 kg. mixture. The total explosive quantity of each blast-hole was 0,300kg. propellant mixture. Reliable inert stemming between charges and especially over the second charge to the mouth of the blast-hole assured so desirable condition for enough pressure of gaseous products. That guarantees as better as possible crack formation for splitting (Fig. 4). For achieving of more smooth and equable cracks in necessary cut-planes, the spacing and collateral between drill-holes should be précised.



Figure 4: Effect of single crack after experimental blasting with propellant-based non-detonating compositions (Mixtures #2 and #3).

The prices of applied materials were 0.6 BGN (approx. 0,30 EUR) for production of one testing cartridge.

3 CONCLUSION

It was made investigations for application of waste SBP and DBP after utilization of old and unnecessary ammunitions for obtaining non-detonating explosive cartridges, suitable in dimension stone mining, as well as in blasting activities at tender and complicated conditions. Results from blast-splitting tests in the stone quarry was satisfactory. There was not undesired

cracks in treated rock bodies. No fumes emission, air-blast or fly-rocks was detected after explosion of propellant-based compositions #2 and #3. Flash-powder (Mixture #1) shows higher velocities of deflagration and in bigger diameters of the charges is inclined to pass from combustion to detonation, which makes it useful only for “mini-pyro-boosters” or multi-deck charges from chained small diameter petards. At least two new approaches for blasting activities, based on utilization of the energy of non-detonating compositions are performed in present research.

ACKNOWLEDGEMENT

Cordial thanks to the management and employees of the laboratory of “MINPROEKT” – Dragichevo and company “RIOLIT-B” - Plovdiv for provided territories, workers and equipment during laboratory and field experiments of the samples!

REFERENCES

- Boychev Yavor, 2020. Pyrotechnic compositions for non-lethal noise flash devices, *Proceedings of conference “Technics. Technologies. Education. Safety. 2020”*, vol. 3, year IV, Borovets, Bulgaria, ISSN: 2535-0315 (Print), p.178-180 (in Bulgarian with English abstract)
- Mitkov, V., 2007. *Manufacturing of explosives for civilian purposes*, book, ISBN 978-954-353-049-6 (in Bulgarian language)
- Mitkov V., 2010. *Safety in manufacturing and usage of explosives (Bezopasnost pri proizvodstvo i upotreba na eksplozivi)*, Publisher: Izdatelska Kashta “Sveti Ivan Rilski” - 343 p., Sofia, ISBN 978-954-353-131-8 (in Bulgarian language)
- Mitkov V., 2020. *Blasting technique and technology (Vzrivna tehnika i tehnologiya)*, Publisher: Izdatelska Kashta “Sveti Ivan Rilski”, Sofia, 338 p., ISBN 978-954-353-430-2. (in Bulgarian language)
- Shishkov P., Stoycheva N., (ed.10-11), 2018. Advanced blasting techniques for extraction of dimension stones, *Mining and geology magazine (MDG Magazine)* ISSN 0861-5713 (in Bulgarian with English abstract), circle 10-11, pp.42-49.

Alçı Sıkılama Yönteminin Verimliliğinin Nümerik Simülasyon ile Araştırılması

Investigation of Efficiency of Plaster Stemming Method by Numerical Simulation

H.Cevizci

Süleyman Demirel Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Isparta

ÖZET Bu çalışmada, alçı sıkılama yönteminin nümerik simülasyonu yapılmış ve konvansiyonel taş tozu sıkılama yöntemi ile karşılaştırılmıştır. Önceki çalışmalarda, alçı sıkılamanın daha kârlı olduğu ispatlanmıştır. Alçı sıkılama uygulamasıyla atımlar, daha fazla titreşim oluşmasına rağmen, daha iyi parçalanma daha düşük maliyetle gerçekleşmiştir. Bu çalışmada, Autodyn 2D yazılımı ile, nümerik simülasyon yapılmış ve basınç, Y yönü hız, Y yönü Kuvvet, kompresyon, Y yönü ivmelenme gibi parametrelerde, her iki sıkılama yöntemi karşılaştırılmıştır. Sıkılama başlangıcının hemen altında –bir başka deyişle patlayıcı kolonunun zirvesine yakın bir noktada- basınç alçı sıkılama yönteminde 11.945 MPa ve taş tozu sıkılama yönteminde 7.395 MPa olarak belirlenmiştir. Çoğu parametrelerde sonuç, alçı sıkılamada önemli oranda yüksektir. Bu veriler arazi uygulama ölçümleri ile uyumludur. Bu yüzden alçı sıkılama ciddi kâr ve verimlilik sağlamaktadır.

Anahtar kelimeler: *Alçı Sıkılama, Sıkılama, Patlatma, Nümerik Simülasyon, Autodyn*

ABSTRACT In this study, numerical simulation of Plaster Stemming Method (PSM) is performed and compared with conventional drill cuttings stemming method (DCSM). Many earlier in-situ tests have proved that PSM can use blast energy more efficiently than DCSM. Despite PSM generate more vibrations, it has advantages over DCSM such as better fragmentation, lower cost per unit volume of rock in blasting. In this study, numerical simulation with Autodyn computer program with 2D tool was used to prove the efficiency of plaster stemming by comparing the numerical simulation parameters such as pressure, Y-velocity, Y-force, internal energy, acceleration-Y and compression parameters. For instance, maximum pressure attained at the near top of explosive column was 7,395 MPa for DCSM whereas it was as high as 11,945 MPa for PSM. Results of most of the computed parameters were significantly higher in PSM than the ones obtained for DCSM. These results are like measurement results of in – situ applications. Therefore, PSM can save substantial amounts of money and workout.

Keywords: *Plaster Stemming, Stemming, Blasting, Numerical Simulation, Autodyn*

1 GİRİŞ

1.1 Sıkılama ve Alçı sıkılama

Sıkılama, patlatma deliğinin serbest yüzeye sınır olan kısmının patlayıcı olmayan bir madde ile tıkanarak, patlayıcıdan elde edilen enerjinin, tıkama başarısına bağlı olarak, daha yüksek verimlilik oranıyla, kayacın kırılmasına yönlendirilmesi işlemidir. İyi sıkılama, patlayıcı enerji verimliliğini % 41 artırabilir (Snelling and Hall, 1912). Bu yüzden iyi bir sıkılama, çok ciddi kâr sağlayacaktır. Başarısız patlatmada veya patlatma sonunda atım kütlesi içinde fazla miktarda patar bulunması ve benzeri sorunlarda sıkılama önemli rol oynar (Cevizci and Özkahraman, 2012). Alçı sıkılama, bu anlamda umut veren bir yöntemdir. Alçı sıkılama uygulamalarında, patlama sonrası, kayayla birlikte ayrılmadan hareket eden, bir anlamda tam bir tıkama sonucu veren örnekler vardır (Şekil 1). Bu, ideal sıkılama olarak kabul edilebilir. Ayrıca alçı sıkılama yöntemi, saygın uluslararası kitap (Konya and Konya, 2018), lisansüstü tez (Pina, 2017) ve çalışmalarda refere edilmiştir. Aslında temel konu sıkılamada kaybolan enerji oranının düşürülmesidir. Ülkemizde ve global olarak çok yaygın kullanılan taş tozu sıkılama yönteminin, iyi bir sıkılama malzemesi ve/veya yöntemi olduğunu söylemek zordur.



Şekil 1. Patlama sonrası deliği iyice tıkararak yan kayaçla beraber hareket eden alçı sıkılama örneği (Cevizci,2013)

Alçı sıkılması deyiminden, su içine katılan alçının (7 birim su 10 birim alçı) koyu ayran kıvamında hazırlanması ile elde edilen bulamacın, deliklere doldurularak, sertleşmesi yoluyla yapılan sıkılama ifade edilmektedir (Cevizci ve Özkahraman, 2011). ANFO, sudan zarar gördüğünden, alçı bulamacından önce, bir miktar taş tozundan yararlanılmaktadır. Bu vb. ayrıntılar önceki çalışmalarda belirtildiğinden, burada ayrıntılı olarak ifade edilmemiştir (Cevizci vd.,2013; Cevizci, 2013b; Cevizci et.all, 2015). Alçı sıkılama, yeni bir uygulama olduğundan, arazide uygulama zorlukları vardır. Ne var ki, basit ekipmanlarla bile bu zorluk önemli ölçüde aşılabilmektedir (Cevizci ve Sürücüoğlu, 2021). Yine de, bahse konu karşılaştırmadaki taş tozu sıkılama yönteminden daha zor ve daha maliyetlidir. Ayrıca, daha yüksek titreşime de neden olmaktadır. Ancak, maliyet ve zorluk kısaca bir koy kırk al tabiriyle özetlenebilir. Yani bir birim daha zor ve masraflı ama bunun kat kat fazlası getirisi olmaktadır. Kalker ocaklarında, delme patlatma maliyetleri için kârlılık % 30 mertebesindedir. Bu da sektör için milyon dolarlar seviyesinde kar demektir (Cevizci, 2014). Yüksek titreşim de çok kısa mesafeler hariç izin verilen limitlerin altında oluşmaktadır (Cevizci, 2015). Ayrıca, bu yüksek titreşim ölçümleri, alçı sıkılamada enerjiyi daha iyi kullandığımızın da ispatıdır.

1.2 Nümerik Simülasyon

Nümerik simülasyon Autodyn 2D aksel simetri tekniği ile gerçekleştirilmiştir. Patlama, nümerik olarak, kütle korunumu, momentum, enerji ve ek formüller gibi genel diferansiyel eşitliklerle tanımlanabilir. Örnek çalışma iki kayaç (kireçtaşı, Kayaç II) ve iki sıkılama (taş tozu sıkılama, alçı sıkılama) olmak üzere dört model içermektedir. Modeller 7 maddeden oluşmaktadır: İki kayaç, ANFO, TNT, alçı, kum ve hava. Simülasyonda taş tozu yerine yakın mekanik özellikler taşıyan kum (sand) kullanılmıştır. ANFO açık ocak patlatmaları için en yaygın kullanılan patlayıcı maddedir. Çünkü ucuz bir patlayıcıdır. Kayaçlar ve alçı için, katılara uygun olan (Fairlie, 1998) Lagrange solver tercih edilmiştir. Arbitrary Lagrange Euler (ALE) ile yapılan simülasyon sonuçları da benzer sonuçlar vermiştir. ALE solverin bozulan gridler ile ilgili artıları vardır. Patlama işlemi ve kum için, sıvı ve gazlara daha uygun olan Euler solver kullanılmıştır. Kum için Euler yerine Lagrange solver de test edilmiş ve çok yakın sonuçlar elde edilmiştir. Bunun yanında, son dönemde yapılan nümerik çalışmalarda, patlama alanında, grid sistemi olmayan SPH (smooth particle hydrodynamics) yöntemine de rastlanılmaktadır.

Kayaçlar ve alçı yeniden tanımlanmış; ANFO, TNT, kum ve hava Autodyn kütüphanesinden alınmıştır. Hava için, strength model ve yenilme modeli ihtiyacı yoktur. Kireçtaşı referans yoğunluk $2,69 \text{ g/cm}^3$, linear Equation of State (EOS), Drucker-Prager strength model ve principal stress yenilme modeli kullanılmıştır. Kayaç II için ise Polynomial EOS ve Riedel, Hiermaier and Thoma (RHT) strength ve yenilme modeli kullanılmıştır. Kayaç II için RHT parametreleri ile ilgili bilgiler Tablo 1’de sunulmuştur.

Tablo 1. Kayaç II için RHT parametreleri (Riedel et.all, 1999; Riedel, 2000)

Parametre	Değer	Parametre	Değer
Reference density	2,75 g/cm ³	T ₁	35,27GPa
Bulk modulus, A ₁	35,27 GPa	T ₂	0,000MPa
A ₂	39,58GPa	Reference temperature	300(K)
Shear modulus, G	22,06 GPa	Specific heat	654 J/kg K
Compressive strength, f _c	93,75 MPa	Thermal conductivity	0,000 J/mKs
Tensile strength/Compressive strength, f _t /f _c	0,100	Elastic strength, f _c	0,530
Shear strength/Compressive. strength, f _s /f _c	0,180	Residual strength. constant, B	1,600
Intact failure surface constant, A	1,600	Residual str. Expon., M	0,610
Intact failure surface exponent, N	0,610	Compressive strain rate exponent, α	9,090 x 10 ⁻³
Tensile/compressive meridian ration, Q2,0	0,6805	Tens. strain rate exponent, δ	0,0125
Brittle to ductile transition, BQ	0,001050	Max. fracture str. ratio	1,000 x 10 ²⁰
G (elastic)/G (elastic-plastic)	2,000	Damage constant, D ₁	0,04
Elastic strength, f _t	0,700	Damage constant, D ₂	1,00
A ₃	9,040MPa	Min. strain to failure, ε ^{fmin}	0,01
B ₀	1,220	Residual shear mod faction	0,13
B ₁	1,220		

Modeller için, başlangıç koşulları belirlendi. Hava için ideal gaz EOS kullanılmıştır. Hava için internal enerji $2,0682 \times 10^5 \text{ J/kg}$ olarak belirlendi. ANFO ve TNT için Euler solver ve Jones-Wilkins-Lee (JWL) EOS (Eşitlik 1) seçildi.

$$P = A \left(1 - \frac{W}{R_1 V} \right) e^{-R_1 V} + B \left(1 - \frac{W}{R_2 V} \right) e^{-R_2 V} + \frac{WE}{V} \quad (1)$$

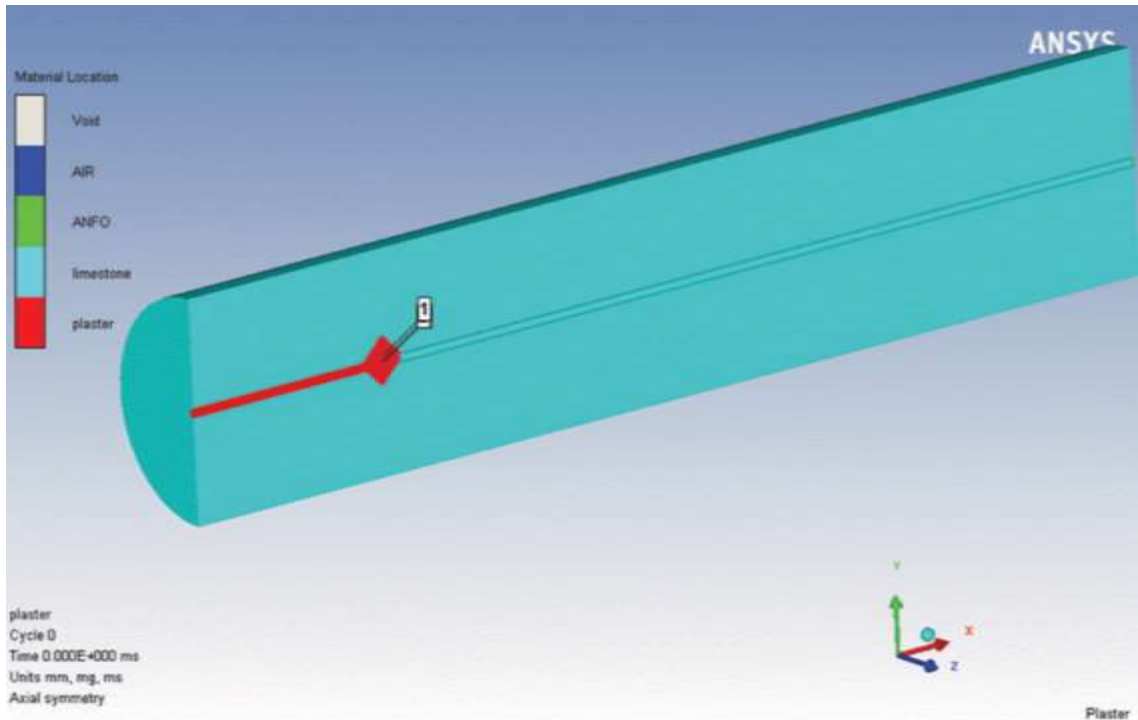
A high pressure JWL coefficient ve B medium pressure JWL coefficient (Pa), R₁ ve R₂ katsayılar, W Grüneisen katsayısı, V = v/v₀, patlama ürünlerinin genleşmesi, E birim

detonasyon enerjisi (J/m^3)'dir. JWL katsayıları ile ilgili çok sayıda bilimsel çalışma vardır. ANFO ve TNT için JWL EOS parametreleri Autodyn kütüphanesinden alınmıştır (Tablo 2). Literatürde, patlayıcı için ideal gaz EOS kullanımına da rastlanmaktadır. Ancak, ölçekli mesafenin belli sınırlarda olması halinde, güvenilir sonuç verebildiği belirtilmiştir (Fiserova, 2006). Başka EOS yöntemleri de olsa da, bu alanda, JWL EOS açık ara önde denilebilir. Kum için Euler processor, Compaction EOS, MO Granular strength, Hydro (P_{min}) yenilme modeli kullanılmıştır. Kumun referans yoğunluğu $2.641 g/cm^3$ alınmıştır.

Gerçek koşullara çok yakın bir kireçtaşı ocağı patlatması modellenmiştir. Yani 3 m çaplı, 10 m boyunda silindirik bir kaya modellenmiştir. Mesh boyu 10 mm'dir. Yer çekimi $9.81 m/s^2$ olarak +x yönünde uygulanmıştır (Şekil 2). Patlatma deliği 90 mm çaplı ve silindirik kayanın merkezindedir (kalker ocakları için en yaygın delik çapı 3,5 inç yani 89 mm'dir). Deliğin merkezindeki en üst nokta (0,0) koordinatıdır (Şekil 2). Delik içi ve taş içine uygun yerlere ölçerler (gauges) yerleştirildi. Başlangıç koşulları ve sınır ayarları yapıldı. Interaction ve output ayarları doğru sonuç için çok önemlidir. Üçyüzbinin üzerinde düğüm ve element içeren modeller binlerce çevrim ile gerçekleştirildi. Bu tür çalışmalar, bilgisayar CPU hızına bağlı olarak bazen günlerce sürebilmektedir. Detonasyon patlayıcı kolonunun tam ortasından başlatılmıştır (6000,0). Yani deliğin orta noktası ve yüzeyden 6 m aşağıdan detonasyon başlayacak şekilde ayarlanmıştır.

Tablo 2. ANFO ve TNT için JWL EOS parametreleri

Patlayıcı	Yoğunluk (g/cm^3)	Vod (m/s)	A (kPa) high press. JWL coef.	B (kPa) med..press JWL coef.	R ₁	R ₂	W	C-J Pressure (kPa)	E (kJ/m^3)
ANFO	0.931	4160	$4,946 \times 10^7$	$1,891 \times 10^6$	3,907	1,118	0,333	$5,15 \times 10^6$	$2,484 \times 10^6$
TNT	1.630	6930	$3,73 \times 10^8$	$3,747 \times 10^6$	4,150	0,900	0,350	$2,15 \times 10^7$	$6,000 \times 10^6$

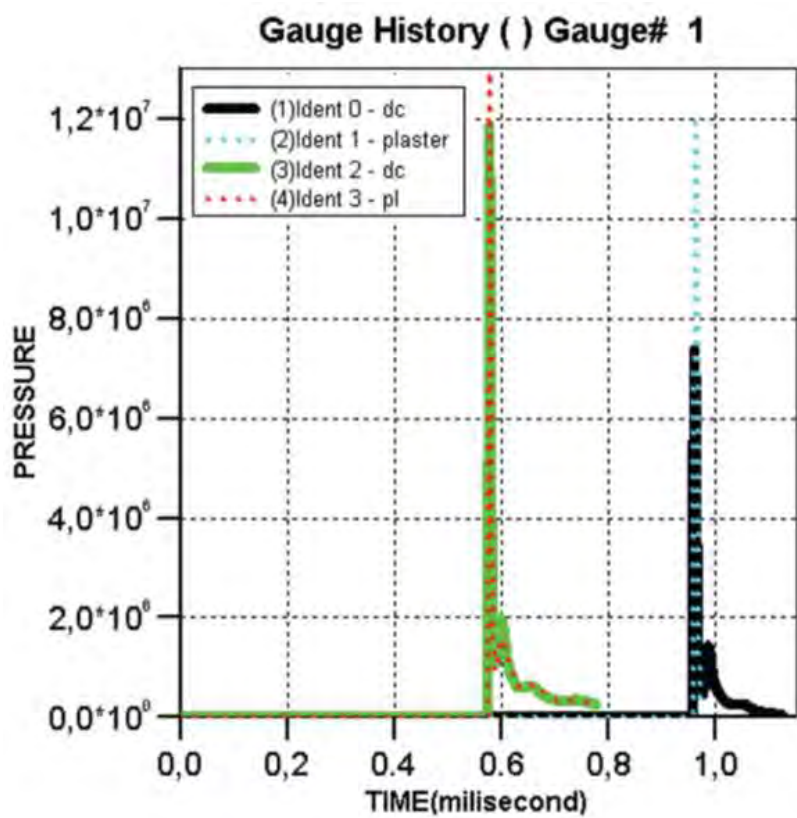


Şekil 2. Modellenen kayanın 180° aynalanmış hali ve ölçerler (Cevizci, 2019)

2 SİMULASYON SONUÇLARI

Delik içinde, patlayıcı kolonunun üstüne yakın bir noktada oluşan basınç, ANFO - kireçtaşı ile taş tozu sıkılamada 7.395 MPa, alçı sıkılamada 11.945 MPa; TNT – Kayaç II ile taş tozu sıkılamada 11.876 MPa, alçı sıkılamada 12.962 MPa olmuştur (Şekil 3). Şekil 3’de ident 0 ANFO – taş tozu, ident 1 ANFO -alçı, ident 2 TNT – taş tozu ve ident 3 TNT – alçı sıkılamalı atımları ifade etmektedir. Yukarıda ifade edildiği gibi, çalışma 4 patlama olayını içermektedir; ident 0, kireçtaşında taş tozu sıkılamalı patlama, ident 1, kireçtaşında alçı sıkılamalı patlama, ident 2, Rock II kayacında taş tozu sıkılamalı patlama, ident 3, Rock II kayacında alçı sıkılamalı patlamayı ifade etmektedir. Alçı ile sıkılamada oldukça önemli basınç artışı kaydedilmiştir. Bu enerjinin daha verimli kullanılması demektir.

Nitekim bu sonuç arazi uygulaması ölçümleriyle de uyumludur. Tunçbilek kömür ocağı dekapaj patlatmasında, birim zamandaki infilak eden patlayıcı, hem alçı sıkılama hem taş tozu sıkılamada eşit olmasına rağmen maksimum parçacık hızı, taş tozu sıkılamada 6,8 mm/s alçı sıkılamada 13,6 mm/s ölçülmüştür (Cevizci, 2017). Başka çalışmalarda da benzer sonuçlar tespit edilmiştir (Cevizci, 2012). Bu artış elbette bir avantaj değildir. Ancak, ölçülen değer izin verilen limitlerin altındadır. Birim zamanda aynı miktarda patlayıcı infilak etmesine rağmen, iki kat ölçülen titreşim, enerjinin yeni yöntemde daha iyi kullanıldığını ispatlamaktadır. Yani, patlayıcıdan elde edilen enerji, daha verimli bir şekilde kayaya yönlendirilmiştir. Çalışma, Autodyn simülasyonu ve gerçek uygulama ölçüm sonuçlarının uyumlu olduğunu göstermektedir. Y- yönü hız, Y- yönü kuvvet, internal enerji, Y yönü ivmelenme ve kompresyon değerleri de basınç gibi, alçı sıkılamada daha yüksektir (Tablo 3).



Şekil 3. Basıncın (kPa) patlayıcı-sıkılama yöntemine göre değişimi (Cevizci, 2019)

Tablo 3. Maksimum değerler (Cevizci, 2019)

Parametre	Kireçtaşı		KayaçII	
	Taş tozu	Alçı	Taş tozu	Alçı
Pressure (MPa)	7,395	11,945	11,876	12,962
Compression	0.8327	4.4063	0.1236	0.1565
Y yönü hız (ms ⁻¹)	519	961	473	550
Y-Force (N)	6.466x10 ⁵	7.050 x10 ⁵	3.213 x10 ⁶	4.310 x10 ⁶
Internal energy (J/kg)	2.585x10 ⁴	2.722x10 ⁴	1.299 x10 ⁵	1.535 x10 ⁵
Acceleration-Y (ms ⁻²)	2.194 x10 ⁴	2.392 x10 ⁴	1.067 x10 ⁵	1.431 x10 ⁵

3 SONUÇLAR

Autodyn ile yapılan örnek bir patlatma simülasyonu ve gerçek olay sonuçları uyumludur. Bir dekapaj patlatmasında, birim zamanda patlayan patlayıcı ve ölçüm mesafesi aynı olmasına rağmen, alçı sıkılamada maksimum parçacık hızı 13,6 mm/s, taş tozu sıkılama yönteminde 6,8 mm/s ölçülmüştür. Benzer şekilde, alçı sıkılama ve taş tozu sıkılama yöntemi haricinde tüm parametreler eşit olduğu halde, basınç alçı sıkılama yönteminde 11 945 MPa ve taş tozu sıkılama yönteminde 7 395 MPa olarak belirlenmiştir. Benzer şekilde, basınç gibi, Y yönü hız, Y yönü Kuvvet, kompresyon, Y yönü ivmelenme de alçı sıkılama yönteminde daha yüksektir. Hem gerçek ölçümler hem de simülasyon sonuçları alçı sıkılama yönteminin patlayıcı enerjisini daha iyi kullandığını göstermektedir. Daha düşük birim maliyeti ve daha iyi parçalanma ile alçı sıkılama önemli kâr sağlayacaktır. Küçük bir zahmet ve maliyet artışına karşılık çok ciddi verim artışı sağlamaktadır. Yöntemin bilimsel ve idari olarak desteklenmesi çok büyük önem taşımaktadır.

KAYNAKLAR

- Snelling, W. and Hall, C. 1912. The effects of stemming on the efficiency of explosives. US Department of the Interior, Bureau of Mines, Washington, DC.
- Cevizci, H. Özkahraman, H.T. 2012. The effect of blast hole stemming length to rockpile fragmentation at limestone quarries. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 53, 32–35.
- Konya C.J., Konya A. (2018) Effect of Hole Stemming Practices on Energy Efficiency of Comminution. In: Awuah-Offei K. (eds) *Energy Efficiency in the Minerals Industry*. Green Energy and Technology. Springer, Cham
- Pina M.S., *Análise da eficiência do desmonte de explosivos com uso de tampão não convencional rígido de gesso*, MsC thesis, Universidade Federal De Pernambuco, Recife-Brasil, 2017.
- Cevizci, H. 2013. A new stemming application for blasting: a case study. *Rem:Revista Escola de Minas*, vol. 66. pp. 513–519.
- Cevizci, H., Özkahraman, H.T. The effect of plaster stemming to blast fragmentation at clay quarries. 22nd World Mining Congress & Expo, Istanbul. WMC-2011. vol. 1. pp. 551–554
- Cevizci, H., Sakçalı, A.Akçakoca, H.2013. Alçı Sıkılama Yöntemi ve Çevresel Etkileri, VII. Delme – Patlatma Sempozyumu, 191-198, Eskişehir.
- Cevizci, H. 2013b. New Approach On Blasting For Excavation, *SDU Uluslararası Teknolojik Bilimler Dergisi* 5 (1), 104-111
- Cevizci, H.Yavuz, H., Caran, Ş., Tosun, İ.Y. Plaster Stemming Application at a Basalt Quarry: a Case Study, *Imcet Türkiye 24. Uluslararası Madencilik Kongresi ve Sergisi, Antalya - Turkey*, 14-17 April 2015.
- Cevizci, H., Sürücüoğlu, H. 2021. Alçı Sıkılama Yöntemi için Arazide Uygulama Kolaylığının Araştırılması. *Süleyman Demirel Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü Dergisi* 25 (1). pp. 36–43.
- Cevizci, H. 2014. Fragmentation, cost and environmental effects of plaster stemming metod for blasting at a basalt quarry. *Archives of Mining Sciences*, vol. 59 (3). pp. 835–846

- Cevizci, H. 2015. The environmental and ecological effects of the plaster stemming method for blasting: A case study. *Ekoloji*, vol. 24 (95). pp. 17–22.
- Fairlie G.E., The numerical simulation of high explosives using Autodyn 2D & 3D, *Explo'98: Proceedings of the Institute of Explosive Engineers 4th Biannual Symposium*, 1998.
- Riedel W., Thoma K., Hiermaier S., Schmolinske E., Penetration of reinforced concrete by BETA-B-500, numerical analysis using a new macroscopic concrete model for hydrocodes, *Proceedings of the Ninth International Symposium on Interaction of the Effects of Munitions with Structures*, Akademie der Bundeswehr für Information und Kommunikation, Berlin - Almanya, 315–322, 3–7 May, 1999.
- Riedel W., *Beton unter dynamischen lasten meso-und makromechanische modelle und ihre parameter*, Ernst-Mach-Institut, Freiburg, 2000
- . Fiserova D., Numerical analyses of buried mine explosions with emphasis on effect of soil properties on loading, PhD thesis, Cranfield University, Bedford-UK, 2006.
- Cevizci H., Comparison of the efficiency of plaster stemming and drill cuttings stemming by numerical simulation, *The Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 119, May, 465- 470, 2019.
- Cevizci H., The Effect Of Plaster Stemming For Large Hole Diameter Stripping Blasting: A Case Study, *Imcet Türkiye 25. Uluslararası Madencilik Kongresi ve Sergisi*, Antalya - Turkey, 11-16 September 2017.
- Cevizci,H. A newly developed plaster stemming method for blasting, *The Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*, pp.1071-1078, December 2012.

Kocaeli Hereke Kalker Açık Ocaklarında Uygulanan Patlatma Tasarımlarının Teknik Olarak Araştırılması ve İyileştirilmesi

Technical Investigation and Improvement of the Blasting Designs Applied in Kocaeli Hereke Limestone Quarries

E. Genç

Nuh Çimento SAN. A.Ş., Maden Mühendisi, ensar.genc@cimnak.com.tr

Ö. Yılmaz

ZBEÜ, ZMYO, Madencilik ve Maden Çıkarma Bölümü, oyilmaz@beun.edu.tr

ÖZET Çimento üretimi için gerekli olan ana hammaddeler çoğunlukla açık işletme madencilik yöntemi ile çıkarılmaktadır. Ana hammaddeler olan kalker ve marn açık ocak ruhsat sahalarında ilk olarak delme ve patlatma işlemiyle uygun boyutlara indirgenerek yükleme ve nakliye işlemlerine tabi tutulmaktadır. Bu çalışmanın temel amacı Nuh Çimento'ya ait Kalker ruhsatlı sahalarda delme ve patlatma işlemleri için en uygun parametrelerin seçilmesi; kırma, yükleme ve nakliye gibi maliyetleri azaltmaya yardımcı olacak patlatma tasarımının sağlamasıdır.

Birçok araştırmacı tarafından bir delme patlatma işlemimdeki tüm tasarım parametrelerinin, dilim kalınlığının bir fonksiyonu olarak ifade edilebildiği ve bu şekilde anlamlı tasarımlar yapılabileceği konusunda görüş birliğine varılmıştır. Bununla beraber dilim kalınlığını her işletme ve her kaya birimi için deneme-yanılma yoluyla belirleme yaklaşımı güncelliğini korumaktadır. Patlatma tasarımının birebir uygulanması ve dilim kalınlığının doğru seçilmesi patlatma faaliyetlerinin verimli olmasına olanak sağlaması bu çalışmanın bilimsel yeniliğine bir katkısı olarak görülmektedir.

Anahtar kelimeler: *Çimento, Açık Ocak Madenciliği, Delme-Patlatma*

ABSTRACT The main raw materials required for cement production are mostly extracted by open pit mining method. Limestone and marl, which are the main raw materials, are first reduced to suitable sizes by drilling and blasting in open pit license areas and subjected to loading and transportation processes. The main purpose of this study is to select the most suitable parameters for drilling and blasting operations in the limestone licensed fields of Nuh Çimento; It is the blasting design that will help reduce costs such as crushing, loading and transportation.

It has been agreed by many researchers that all the design parameters in a drilling and blasting process can be expressed as a function of slice thickness and that meaningful designs can be made in this way. However, the approach of determining the slice thickness for each enterprise and each rock unit by trial and error remains up-to-date. It is seen as a contribution to the scientific innovation of this study that the exact application of the blasting design and the correct selection of the slice thickness enable the blasting activities to be efficient.

Keywords: *Cement, Open Pit Mining, Drilling-Blasting*

1 GİRİŞ

Açık ocak madenciliğinde hammadde hazırlama işlemi yüksek maliyet oluşturmaktadır. Açık işletme yönteminde delme ve patlatma işlemi en temel aşamaları oluşturmaktadır. Delme ve patlatmadaki temel amaç çalışmayı güvenli, verimli ve ekonomik olarak yapmaktır. Oluşan bu maliyetlerin yakıt giderlerinden sonra en yüksek payını delme patlatma maliyeti almaktadır. Üretim maliyeti içindeki payı genellikle %30-40 arasında olan delme ve patlatma maliyeti, sahaya ve kayaca uygun patlatma tasarımının belirlenerek uygulanması sonucunda %10'lara kadar gerilemektedir. Ayrıca uygun patlatma tasarımıyla birlikte çevresel etkiler ortadan kaldırılacak patlayıcı madde enerjisinin verimli bir şekilde kullanılarak tamamının parçalanma ve ötelenme işinde harcanması sağlanacaktır.

Delme, madencilik çalışmalarının ilk aşamalarından olup patlatma işleminin gerçekleştirileceği deliklerin delinmesi için uygulanmaktadır. Delme işlemini etkileyen birçok parametre bulunmaktadır. Bu parametreler kontrol edilebilen ve kontrol edilemeyen olmak üzere iki sınıfta incelenmektedir. Kontrol edilebilen koşullarda delme ve patlatma maliyetini düşürmek için ilk olarak formasyon özelliklerine uygun talep edilen üretim miktarını karşılayabilecek delici makinaların ve ekipmanın seçilmesi gerekmektedir. Delici seçiminden sonra istenen parça boyutuna göre uygun delik tasarımı belirlenir. Parça boyutu belirlenirken delik tasarımındaki parametrelerinde birbiriyle uyum içerisinde olması gerekmektedir. Bu parametreler delik düzeni, delik çapı, delik boyu, delikler arası mesafe, delik sıraları arası mesafe olmak üzere optimum koşullarda belirlenerek ekonomiklik sağlanır. Bir diğer kontrol edilebilir etken ise patlayıcı maddedir. Saha yapısına ve oluşturulan delik tasarımına göre detonasyon hızı, detonasyon stabilitesi, yoğunluk, duyarlılık ve suya direnç gibi farklı özellikleri barındıran uygun patlayıcı madde kullanılmalıdır. Yalnız bu koşulları belirlerken kontrol edilemeyen parametrelerinde göz önünde tutulması gerekmektedir. Bunların başında sahanın jeolojik yapısı, topoğrafyası, jeoteknik özellikleri, süreksizlik sıklığı, yönelimi, kayaç içerisindeki doğal çatlaklar, kayacın mekanik ve fiziksel özellikleri, dokusu, mineral tane boyutu, mineralojik ve petrografik özellikleri ve sahanın çalışma faktörleri gelmektedir (Dağçimen, 2006; Kahraman, 2019).

Patlatma, belirlenen parametrelere göre hazırlanmış olan delik gruplarının patlayıcı madde doldurularak kayacın parçalanma işlemidir. Verimli bir patlatma sonucunda kayaç kütlelerinin uygun boyutlarda parçalanması ve ötelenmesi beklenmektedir. Parçalanmadaki amaç yükleyici makinaların kolay ve rahat koşullarda çalışarak ikinci bir maliyet ihtiyacı doğurmadan kaba malzeme oranını en aza düşürmek, ötelemedeki amaç ise kayacın kabarak ana kütlede ayrılması ve kolay kazılabilir yığın oluşturulmasıdır. Oluşturulması beklenen yığının verimli sonuçlanması kaya tipi, patlayıcı madde ve delik tasarımı parametrelerinin birbirlerine olan uygunluğuna bağlıdır.

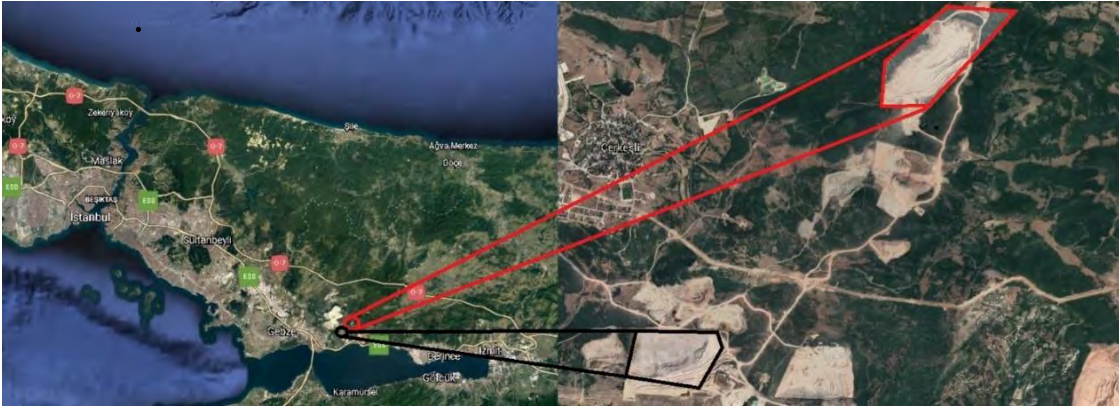
Kazı, yükleme, taşıma ve kırma işlemleri genel olarak parçalanma boyutunun etkisindedir. Verimli bir patlatmada uygun parçalanma derecesi sağlandığında tırnak ve patar oranının az olması yükleyici makinaların zorlanmadan kovayı tam bir şekilde doldurmasına ve rahatlıkla en yakın kule dönüş mesafesiyle araçlara yükleme yaparak hem yakıt tasarrufu sağlarırken hem de makina parçalarının ve mekanik aksamının hasar oranını azaltır. Buda doğrudan yükleyici makinelerle birlikte çalışan nakliye araçlarının verimini arttırmaktadır. Araçlar yüklenme ve taşıma emniyetini kolaylıkla sağlayacak dengeli ve tam kapasiteli doldurulacaktır. Böylelikle nakliye sırasında yola taş dökülmeleri azalacak buda yol bakımları ve lastik giderlerini düşürecek ve kırıcı kapasiteleri artacaktır. Sahada yapılmakta olan her verimli patlatma ikincil bir patlatmaya ihtiyaç doğurmayacağı gibi hidrolik kırıcı, yükleyici (loder), greyder ve dozer gibi yardımcı makinalara duyulan ihtiyacı da azaltır. Patlatma sonrasında ana kütlede kalan şevin stabilitesinin bozulmaması alt ve üst basamaklardaki güvenli çalışma ortamına zemin hazırlayacaktır. Bu vesileyle delme ve patlatma faaliyetleri en uygun şartlarda uygulandığında kazı, yükleme, nakliye, kırma, öğütme ve hatta reklamasyon çalışmalarında bile maliyetlerin düşmesine, dolayısıyla zamanı verimli kullanarak kapasite

artışına ve ekonomik sonuçların alınmasına sebebiyet verecektir (Kahraman, 1997; Kahraman, 2019).

Bu çalışmanın temel amacı Nuh Çimento'ya ait Kalker ruhsatlı sahalarda delme ve patlatma işlemleri için en uygun parametrelerin seçilmesi; kırma, yükleme ve nakliye gibi maliyetleri azaltmaya yardımcı olacak patlatma tasarımının sağlanmasıdır. Birçok araştırmacı tarafından bir delme patlatma işlemindeki tüm tasarım parametrelerinin, dilim kalınlığının bir fonksiyonu olarak ifade edilebildiği ve bu şekilde anlamlı tasarımlar yapılabileceği konusunda görüş birliğine varılmıştır. Bununla beraber dilim kalınlığını her işletme ve her kaya birimi için deneme-yanılma yoluyla belirleme yaklaşımı güncelliğini korumaktadır. Patlatma tasarımının birebir uygulanması ve dilim kalınlığının doğru seçilmesi patlatma faaliyetlerinin verimli olmasına olanak sağlaması bu çalışmanın bilimsel yeniliğine bir katkısı olarak görülmektedir.

2 SAHANIN YAPISAL JEOLJİSİ, MADEN YATAĞI VE STRATİGRAFİSİ

Nuh Çimento San. A.Ş.'ye ait kalker ruhsatlı sahalar, Kocaeli ili Dilovası ilçesi, Çerkeşli Köyü yakınlarında yer almaktadır. Sahalara ulaşım kolaylığı Körfez ilçesine bağlı Hereke semtinden sağlanmaktadır. Hereke, D100 karayolu ve TEM otoyolundan İstanbul'a 65 km, İzmit'e 27 km, ruhsat sahalarına ise 12 km uzaklıktadır (Şekil 1).



Şekil 1. Nuh Çimento SAN. A.Ş.'ye ait kalker madenlerinin coğrafi konumu.

Genel olarak bölgedeki arazinin jeolojisini oluşturan malzemeler; Paleozoyik, Triyas ve Kratese yaşlı kireçtaşı, marnlı kalker ve ince taneli gri-yeşil şeyl ve grovak türü denizel ortamda oluşmuş sedimentlerdir. Bu malzemeler yağmur suları ve sıcak-soğuk ismi farklılıkları ile dezegrasyon olarak ayrılmış ve yumuşamış olmaları muhtemeldir. Bununla birlikte alttaki malzemelerin oldukça sert olması beklenmektedir. Ruhsat sahası ve çevresinin tabandan tavana doğru stratigrafik yapısı; Paleozoyik (Ordovisiyen-Erken Karbonifer), Permo - Triyas (Geç Permiyen – Noriyan), Geç Kretase - Orta Eosen, Geç Oligosen - Erken Miyosen, Pliyosen ve Kuvaterner yaşlı çökel kayalar ile Permiyen, Permo – Triyas ve Geç Kretase yaşlı inagmatik (plütonik ve volkanik) kayalar ile yüzeylenmiştir.

Bölgedeki muhtelif kaya birimleri istifli, çeşitli jeolojik dönemlerde etkili olmuş olan yapısal tektonik hareketlere maruz kalmıştır. Bu süreçlerde çeşitli yapısal özellikler kazanmıştır (Nuh Çimento San. A. Ş., 2018).

Triyas yaşlı kaya birimleri, Paleozoyik yaşlı birimler üzerine diskordan olarak çökelmiştir. Triyas istifinde üzerindeki Kratese birimlerince uyumsuz diskordan olarak örtülmektedir. Bu aşamadan önce Triyas kaya birimleri bir tektonik süreçten geçmiştir. Triyas kaba olarak doğu-batı eksenli kıvrımlı olduğu görülmektedir. Bunun yanı sıra Kuzeydoğu - Güneybatı uzanımlı bazı faylarla etkilenmiştir. Kratese dönemi öncesinde, Triyas kireçtaşlarının bir dereceye kadar karstlaşmış olduğu ve Kratese yaşlı marnlı kireçtaşlarının bunların üzerine geldiği, bazı kesimlerdeki kireçtaşındaki erime boşluklarını dolduran kireçtaşı ve marn kalıntılarından anlaşılmaktadır.

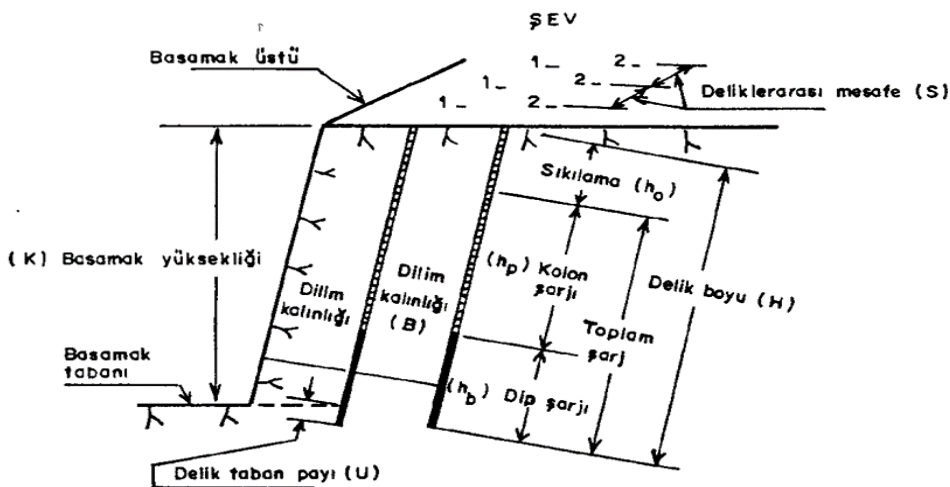
Kuzgun tepe ile Hereke arasındaki yamacın yukarı kesimlerinde Üst Kratese marnları arasında ortaya çıkmış olan Triyasın dolamitik kireçtaşları görülmektedir. Bu birim büyük olasılıkla yamacın eteğinde yer alan Ulupınar Kaynağında gözlenen kireçtaşı ile büyük ölçüde bağlantılı olması muhtemeldir. Daha sonraki tektonik süreçle değişikliğe uğramış olması ve bu iki yüzeylemenin Üst Kratese kireçtaşı ile örtülmüş ve kabaca kuzeybatı-güneydoğu uzanımlı olan eski bir sırtı temsil ettiği de düşünülebilir. Bu görüşün en önemli destek bulguları; sırtın çok dik yamaçlı olması ve her iki yanında, özellikle batısında yer alan marn tabakalarının çok kalın olmasıdır.

Kratese yaşlı birimler, çok dik olan topoğrafya üzerine uyumsuz olarak çökelmiştir. Daha sonra bunların kabaca doğu-bati eksenli biçimde kıvrımlar görülmektedir. Triyas'taki birimleri tersine bu kıvrımlar oldukça yayvandır. Kıvrımlanma sırasında Tavşancıl yakınlarında Paleozoyik ve Alt Triyası yan yana getirecek olan kuzeye doğru ters bir fayın geliştiği söylenebilir. Bu sıkışma ortamında oluştuğu düşünülen başka bir yapıda Çimento Fabrikasının Hammadde ocaklarının batı kenarı yakınında Kireç Fabrikası yolu üzerinde gözlenen sıkışma kuşağıdır. Burada çok sayıda sıkışık ve devrik kıvrımlar görülür (Nuh Çimento San. A. Ş, 2018)

3 AÇIK OCAK MADENCİLİĞİNDE DELME VE PATLATMA PARAMETRELERİNİN ARAŞTIRILMASI

Atımların yapıldığı ocaklarda delikler tepeden darbeli delici makine ile delinmektedir. Bu yöntemde darbe ile parçalama işlemi egemen olup, ilerleme darbe ve dönme aracılığı ile sağlanmaktadır. Darbe ve baskı (yük) altında, düşük hızda dönen bir matkabın dişleri ile formasyon parçalanmakta ve kırıntılar hava aracılığıyla kuyu dışına alınmaktadır. Bu sistemle çalışan delik delme makineleri dönme ve darbe etkilerini birleştirerek iş görürler. Bu işlem sırasında meydana gelen darbe etkisi normal martoperferatörlerin etkisinden daha fazladır. Delik üstü tabancanın yaptığı etkisiyle delik dibi gevşetilir ve çentiklenir. Bu sistemle çalışan makineler genellikle zor, çok zor ve aşırı zor delinebilen formasyonların delinmesinde kullanılmaktadır (Hadjigeorgiou ve diğ., 1995, Jimeno ve diğ., 1995).

Açık ocak basamak patlatmasında rol oynayan birçok etken bulunmaktadır. Kaya kütlelerinin özelliklerinin bu tasarımda çok etkin bir rol oynamasına rağmen patlatma geometrisi de uygun bir patlama verimi için oldukça önemli bir yer tutmaktadır. Açık ocaklarda yapılacak delme ve patlatma çalışmalarında delik şablonu tasarım parametreleri Şekil 2'de gösterilmiştir.



Şekil 2. Açık ocak basamak patlatma tasarımı.

Patlatma verimini doğrudan etkileyen tasarım parametreleri aşağıda sıralanmıştır;

- Delik çapı, yeri, eğimi ve boyu
- Delik düzeni

- Dilim kalınlığı, delikler arası mesafe
- Basamak aynasının şekli, durumu, yüksekliği ve eğimi
- Sıkılama payı
- Delik taban payı
- Şarj şekli ve delik içi dağılımı
- Atım grubu boyutları
- Yemleme, ateşleme şekli ve düzeni
- Gecikme tipi ve süresi

Bu parametreler hakkında araştırmacıların elde ettiği yaklaşımlar ile sahada yapılan patlatmalar karşılaştırılarak elde edilen veriler doğrultusunda en verimli patlatma tasarımını oluşturmak amaçlanmıştır.

3 DELİK ÇAPI VE DELİK DÜZENİNİN ARAŞTIRILMASI

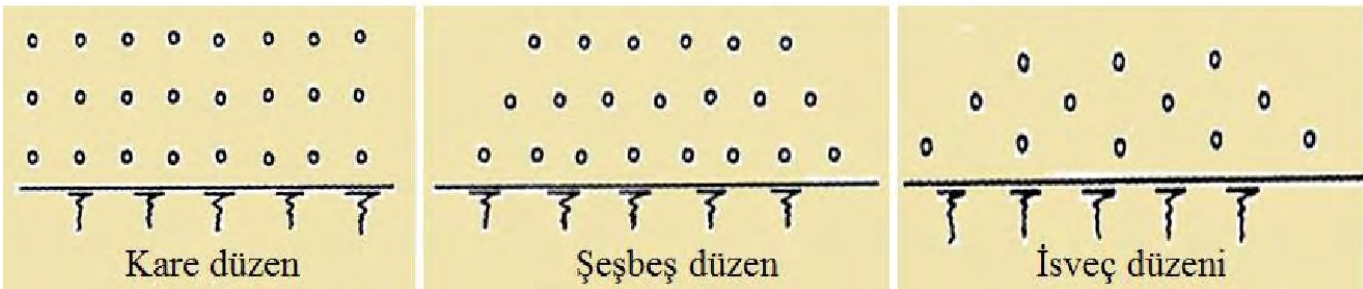
Patlatılacak kaya yapılarının içerisine patlayıcı madde yerleştirmenin en verimli yolu, kaya yapılarına delik delmektir. Bu işlem ise; patlatma verimini, patlayıcı madde verimini ve patlatma maliyetini belirleyen faktör olması açısından çok önemlidir. Delik çapı aşağıdaki etmenler tarafından etkilenmektedir (Yıldız ve Köse, 2003);

- Patlatılacak tabakaların özellikleri
- Planlanan parçalanma derecesi
- Yükleme ve taşıma makinaları ile kırıcıların kapasitesi
- Delme makinalarının karşılaştırmalı maliyetleri

Patlayıcı kayanın içerisinde ne kadar iyi dağılırsa o kadar iyi verim alınır. Diğer bir deyişle küçük delik çapı ve dar geometri her zaman için daha iyi verim sağlamaktadır. Delik çapı arttırıldığında içine konacak patlayıcı miktarı da artacak bu da delik geometrisinin genişlemesine yol açacaktır. Geometrinin genişlemesi de patlayıcının kayayı daha geniş açı ile etkilemesine ve elde edilen pasada tane boyutunun artmasına neden olacaktır.

Geniş boşluklu süreksizlik içeren kayaç tabakalarında; büyük çaplı delikler buldukları bloklarda iyi parçalanma sağlarlarken, delik bulunmayan bloklarda ise iri parça oluşmaktadır. Bunun sebebi ise süreksizlik yüzeylerinin patlatma sonucu oluşan gerilim dalgalarını geri yansıtmasıdır. Süreksizlik yüzeyinden diğer bloğa geçemeyen gerilim dalgası geri yansıyorak bulunduğu bloğu iyi parçalamakta fakat diğer blokta ise iri parça oluşmaktadır. Böyle bir durumda ikinci patlatma (patarlama) yapılması gerekir, bu da ekstra maliyet getirir. Bir diğer maliyeti artıran unsur ise delik delme maliyeti hem yakıt miktarı, hem makine ekipman giderleri hemde işçilik ile doğru orantılı olarak artan bu maliyet delik çapının azalmasıyla delik hızında da artış göstermektedir. Bu yüzden sahada ön görülen delik çapına 89 mm olarak karar verilmiştir.

Açık maden ocaklarında basamak patlatmalarında kullanılan başlıca delik delme düzenleri; kare, şeşbeş ve İsveç düzeni olarak uygulanmaktadır (Şekil 3).



Şekil 3. Farklı delik delme düzenleri (Özkahraman, 2009).

Bunlardan kare düzeninde dilim kalınlıkları, delikler arası mesafeye eşit alınır. Yani delikler bir karenin dört köşesini oluşturacak şekilde delinir. Şeşbeş delik düzeninde ise delikler bir eşkenar üçgenin üç köşesini oluşturacak şekilde delinir. Bu düzende patlayıcı madde, basamak

içinde daha iyi dağıtılmış olur. İsvaç delik düzeninde ise delikler çok fazla şaşırılarak (S=4B) delikler arası mesafenin dilim kalınlığının dört katına eşit olması sağlanır. Bu düzende aynı sıradaki deliklerin birbirleriyle yardımlaşması daha az olacağından bu düzen daha çok masif, homojen ve sert yapıdaki kayalar için uygundur. Gittikçe daha açık bir şekilde anlaşılmaktadır ki şeşbeş delik düzeni daha etkilidir. Ayrıca bu düzen gecikmeli kapsülle ateşlemede, ateşleme sırası ve böylece atım yönünü değiştirebilmede son derece esneklik imkânı sağlamaktadır. Patlatma delikleri tasarım edildiği şekilde delindiğinde, patlayıcı enerjisinden optimum şekilde yararlanılacağı unutulmamalıdır. Sahada yapılan çalışmalarda şeşbeş ve kare delik düzenlerinde delikler delinerek en uygun patlatma geometrisinin şeşbeş delik düzende olduğuna karar verilmiştir.

4 DİLİM KALINLIĞI VE DELİKLER ARASI MESAFENİN ARAŞTIRILMASI

Dilim kalınlığı, ön sıra delikler ile şev aynası veya iki delik sıra arasındaki serbest yüzeye dik yöndeki uzaklıktır. Belirli kaya koşulları altında uygun şekilde parçalanmış ve gevşetilmiş kaya hacminin maksimum olduğu ve makul taban koşulları sağlayan en uygun dilim kalınlığına optimum dilim kalınlığı denir. Ocakta uygulanan dilim kalınlığı olması gereken dilim kalınlığını değerinden az olduğu zaman gerilim dalgaları patlayıcı deliğin önündeki kayacı çok hızlı bir şekilde parçalar ve atma enerjisi de gürültü ve hava şoku olarak atmosfere dağılır. Kaya fırlaması ve yığının etrafa saçılması kontrol edilemez. Dilim kalınlığının optimum değerden fazla olduğu durumda ise gerilim dalgaları mesafenin büyüklüğünden dolayı kayacı parçalayamaz ve buna bağlı olarak da atma enerjisinin kayacı yığın haline getirmesi mümkün olamaz. Dilim kalınlığının büyük olması durumunda patlayıcı gazları delikte uzun süre sıkışık kalır. Yer sarsıntısı artar, patlatma gazları arazideki çatlaklarda kaybolur ve gerilim dalgalarına bağlı olarak delik etrafında çatlaklar oluşur. Dilim kalınlığının tespiti için çeşitli araştırmacılar tarafından aşağıdaki yaklaşımlar geliştirilmiştir (Tablo 1).

Tablo 1. Dilim kalığı (B) tespiti için önerilen yaklaşımlar (Jamnia, 2015).

Dilim Kalınlığı İfadesi	Referans
$B = 0,024 * d + 0,85$	Arıoğlu,1990
$B = (25 - 35) - 12 * d_e$	Atlas PowderCo, 1984
$B = 30 * d$	Tamrock, 1984
$B = 1,36 * (lb)^{0,5} * R_1 * R_2$	Oloffson, 1985
$B_{max} = \left(\frac{d}{33}\right) * \frac{P * S_t}{\left(Co * f * \left(\frac{S}{B}\right)\right)^{0,5}}$	Langefors,1978

Burada; B dilim kalınlığı(m), B_{max} maksimum dilim kalınlığı(m), d delik çapı(mm) , Ib: şarj yoğunluğu(kg/m), R₁ delik eğimi düzeltme faktörü, R₂ kaya düzeltme faktörü, d_e patlayıcı maddenin çapı (inç), P patlayıcı maddenin delik içindeki yoğunluğu(kg/dm³), S_t patlayıcı maddenin ağırlıkça kudreti, Co kaya patlatma katsayısı, f atım güçlük katsayısı, S delikler arası mesafe(m) olarak tanımlanmaktadır.

Sağlıklı patlatmalarda genel bir kural olarak basamak yüksekliği ile dilim kalınlığı arasındaki oran en az 2,5 ve en çok 6 katı olarak alınmaktadır. Delikler arası mesafe, patlatmanın sonucu etkileyen en önemli faktörlerden biridir. Delikler arası mesafe genel bir ifade ile aynı sıradaki yan yana olan iki delik arası mesafe olarak açıklanabilir. Delikler arası mesafe, dilim kalınlığına, kayaç özelliklerine, patlayıcı madde ve şarj parametrelerine bağlıdır. Tek sıra halinde hazırlanan ve aynı anda atılan deliklerde, delikler arası mesafe dilim kalınlığına eşit alınır. Deliklerin atımı sırasında belirli bir zaman farklılığı olduğunda, delikler arası mesafenin dilim kalınlığından büyük olması daha olumlu sonuçlar verir. Bazı araştırmacılar,

delikler arası mesafeyi aynı sırada bulunan yan yana iki delik arası gecikme olarak da açıklamıştır. Delikler arası mesafe çoğu araştırmacılar tarafından dilim kalınlığının bir fonksiyonu olarak ifade edilmiştir. Bazı araştırmacıların delikler arası mesafenin kestirilmesi ile ilgili bağıntıları aşağıda verilmiştir (Tablo 2).

Tablo 2. Delikler arası mesafe (S) için önerilen yaklaşımlar (Jamnia, 2015)

Delikler Arası Mesafe	Referans
$S = 1,25 * B$	Olofsson, 1988
$S = 1,8 * B$ (Tek sıralı delikler için)	Hemphill, 1981
$S = (B * (h_p + h_b))^{0,5}$ (Çok sıralı delikler için)	Hemphill, 1981
$S = (1,15 - 1,25) * B$	Langefors, 1978
$S = (1 - 1,8) * B$	Powder C, 1987
$S = 2 * B$	Dick ve Ark, 1983

Burada; h_p kolon sarj boyu(m), h_b dip sarj boyu(m) ve diğer terimler daha önce tanımlandığı gibidir.

Araştırmacılara ait yaklaşımlardan hepsi hesaplanarak saha için en uygun yaklaşımlar belirlenmiştir;

$$\text{Arioğlu,1990} \quad B = 0,024 * d + 0,85 = 0,024 * 89 + 0,85 \quad = 2,986 \text{ m}$$

$$\text{Tamrock,1984} \quad B = 30 * d = 30 * 0,089 \quad = 2,67 \text{ m}$$

$$\text{Olofsson, 1988} \quad S = 1,25 * B = 1,25 * 2,67 \quad = 3,33 \text{ m}$$

Literatürde yapılan çalışmalar incelendiğinde, delikler arası mesafenin dilim kalınlığına oranı 1-1,8 arasında değişmektedir. Delikler arası mesafenin dilim kalınlığına oranı 1'den küçük olursa, sıkılama malzemesi erken boşalmasına dolayısıyla da hava şoku, gürültü ve iri blok oluşumu gibi önemli problemlerin yaşanmasına sebep olabilmektedir. Bu oranın çok büyük olması durumunda ise, etkisiz bir patlatma işlemi gerçekleştirilmiş olacak ve kaya yerinde yeterince parçalanmadığı için iri bloklar oluşacaktır. Delikler arası mesafe eşit olarak alınabilir ancak çoğu durumda dilim kalınlığı delikler arası mesafeden küçük olması tercih edilmektedir (Olofsson 1990). Sahalarda uygulanan patlatmalarda dilim kalınlığı ile delikler arası mesafeyi eşit alındığında patlatmalarda verim düşerken en uygun patlatma tasarımında delikler arası mesafenin dilim kalınlığına oranı 1,25 olarak gözlenmiştir.

5 BASAMAK AYNASININ ŞEKLİ, DURUMU, YÜKSEKLİĞİ VE DELİKLERİN EĞİMİNİN ARAŞTIRILMASI

Genel bir ifade olarak; aynanın eğimi fazla ise, deliğin kesme açısı küçükse, ayna önceki atımdan kalan pasa ile engellenmiş ise iyi parçalanmış ve gevşek bir yığın elde etmek zordur. Bilgin (1986), en başarılı atımların aynaya paralel, aynaya yeterince yakın ve ayna önünde eskiden kalma pasa yığınlarıyla engellenmemiş deliklerle yapılacağını belirtmektedir. Aynadaki yığın ve düzensizlikler atım serbestisini etkileyerek parçalanmayı yetersiz kılmaktadır. Atımlar daima serbest yüzeye doğru yapılmalıdır. Bir önceki atımın sebep olduğu çatlaklardan patlatma gazları atmosfere kaçarak, yetersiz parçalanma sorununa yol açabilir (Özkahraman, 2009).

Erkoç (1990), yapmış olduğu çalışmada, basamak yüksekliğinin, hem patlatma verimliliği hem de yükleyici makinelerin verimli kullanılması açısından çok büyük önemi olduğunu belirtmiştir. Patlatma açısından bakıldığında basamak yüksekliği gerektiğinden uzun ya da kısa seçilirse delici makinelerin veriminin düştüğünü, delgi ve patlayıcı madde doldurma hatalarının meydana geleceğini savunmuştur. Ayrıca artan basamak yüksekliği ile yerinde basınç dağılımları etkilerini artacaktır. Normal patlatmalarda, kural olarak basamak

yüksekliğinin, dilim kalınlığının en az 2,5 en fazla 6 katı alınması doğru bir seçim olacağını belirtmiştir.

Delik eğimine göre atımın güçlük katsayısı ve delik boyu parametreleri de değişkenlik göstermektedir (Tablo 3). Eğimli delik delmek dik delik delmeye göre daha zordur. Eğimli delik delinirken delme işlemi iyi bir şekilde kontrol edilemez ve belirlenen eğim değerleri iyi uygulanmaz ise patlatmadan istenilen verim elde edilemez.

Tablo 3. Delik eğimine göre atım güçlük katsayısı (f) ve delik boyu (k) katsayıları (Erkoç 1990, Eskikaya vd. 2008).

Eğim ve Açısı	Dik (90°)	10/1 (84°)	5/1 (79°)	4/1 (76°)	3/1 (72°)	2/1 (63°)	1/1 (45°)
f	1,11	1,075	1,05	1,025	1,00	0,95	0,83
k	1,0	1,005	1,02	1,03	1,05	1,12	1,41

Eğimli delik delmenin bu dezavantajlarının yanında, avantajlı yönleri aşağıda sıralanmıştır

- Eğimli delik delme ile çatlatma riski daha az, dolayısıyla daha düzgün ve emniyetli ayna elde edilir
- Taban bölgesinde daha iyi parçalanma olur ve tırnak problemi daha az olur
- Sıkılama bölgesinden daha az patar malzeme çıkar
- Patlatma sonucu oluşan sarsıntı, taş fırlaması ve hava şoku daha azdır
- Patlatılan maden kütlelerinin daha küçük ve eşit olarak parçalanmasını mümkün kılan ve patlayıcı madde tüketiminin önemli ölçüde azaltılmasını sağlayan
- Delik deki ek delme derinliği önemli ölçüde düşer
- İkincil bir patlatma yapılması, kayaların tekrar ufalanması ve bu işlemle ilişkili diğer maliyetlerin önemli ölçüde azalması sağlanır
- İyi ufalanmış patlatmalarda yükleme ve taşıma makineleri uygun ve kolay bir şekilde konumlandırılır böylece daha güvenli bir çalışma ortamı sağlanır
- İstenen patlatma sağlandığında verimli çalışan makinenin yükleme kapasitesi artış gösterirken yakıt masrafı ve makine giderlerinde de gözle görülür bir azalış olacaktır.
- Kırıcı verimliliğinin büyük ölçüde artmasıyla, kırıcı parça ve bakım giderlerinde düşüş yaşanacaktır bu sayede ufalanma maliyetleri önemli ölçüde azalacaktır.

Patlatma sırasında kaya kütlelerinin davranışının belirlenmesinde süreksizlik sıklığı, yönelimi ve blok boyutu büyük önem arz eder. Kayacın içerisindeki doğal çatlaklar, deliğin çevresindeki patlatmanın etkili olduğu alan üzerinde belirleyici rol oynamaktadır. Bu çatlaklar nedeniyle patlatma deliğinin etkin olduğu çap azalabilir (Şekil 4). Ayrıca, kayaç içerisindeki çatlaklar patlama esnasında oluşan gazlar için kaçış olanağı sağlayarak patlatma verimini düşürebilir. Ek olarak, kaya kütlelerinde bulunan süreksizlikler kopma yüzeyleri oluşturarak kayacın daha kolay parçalanmasını sağlamakta ve özgül şarjın düşmesine imkân vermektedir. Tüm bu etkiler göz önünde tutularak delikler parçalanmanın iyi ve maliyetin de düşük olduğu optimum bir noktada delinmelidir. Şekil 3.6'da çatlaklı yapının parçalanma üzerine etkisi gösterilmiştir (Hustrulid, 1999).



Şekil 4. Çatlaklı yapının parçalanma üzerine etkisi (Hustrulid, 1999).

Tüm bunlar ve sahalarda yapılan araştırmalar neticesinde, basamak yüksekliğinin 10 metreyi aşmamasına, delinecek bölgenin şekline ve süreksizlik durumuna, aynada önceden kalan kavlak ve çatlakların temizlenmesine, patlayacak aynanın önünde serbest halde malzeme bulunmamasına ve delinecek deliklerin 75-80 o arasında olması sağlanmalıdır.

6 SAHADA YAPILAN ÇALIŞMA VE ARAŞTIRMALARIN DEĞERLENDİRİLMESİ

Yapılan araştırmalar neticesinde patlatma tasarım parametreleri oluşturularak sahada uygun görülen bölgelerden ip ve tahta metre yardımı ile birebir ölçüm yapılarak delikler delinmiştir. Sahada yapılan çalışmalar neticesinde gerçekleştirilen 19 patlatmanın atım öncesi ve sonrası olmak üzere uzaktan ve yakından fotoğrafları çekilerek gözlemler yapılmış ve kayıt altına alınmıştır (Şekil 5 ve 6).



Şekil 5. Patlatma öncesi ve sonrasında delinen bölgeden basamak görünümü (15.Atım).



Şekil 6. Patlamanın yakından görünümü (15.Atım).

Yapılan patlatmaların ardından yığının yüklemesi sırasında yükleyici makinanın motor çalışma saati, aldığı yakıt miktarları ve yüklenen tonaj miktarı tutularak yükleyici makinaların

atımdaki saatlik kapasite ve yakıt tüketimi hesaplanmıştır (Şekil 7 ve 8). Yükleme esnasında yığından ayrılan patarlar ise tahta metre ile hacimleri hesaplanarak yığın başına çıkan ortalama patar oranı değerleri ölçülmüştür (Şekil 9).



Şekil 7. Komatsu PC 390 ile yüklenen atımların yükleme verimi



Şekil 8. Sumitomo SH 300 ile yüklenen atımların yükleme verimi



Şekil 9. Yığınlardan çıkan patar miktarının oranı.

Yukarıda gösterilen bu şekillerden de görülebileceği üzere yığınlardan çıkan patar oranı ve makinaların yükleme verimleri genel olarak incelendiğinde 10, 16 ve 18. atımların diğer atımlara göre istenen parça boyutunu yükleme kolaylığını sağladığı kanıtlanmıştır.

7 SONUÇ VE ÖNERİLER

Bu çalışma kapsamında ilk olarak sahadaki patlatmalar incelenmiş ve literatürde bulunan bilgiler araştırılmıştır. Yapılan incelemeler ve araştırmalar değerlendirilerek saha için uygun bir patlatma tasarımı belirlenmiştir. Araştırmacıların yaklaşımlarından hesaplanarak belirlenen tasarım sahada birebir ölçülerek uygulanmış ve saha için uygun olduğuna toplanan verilerce karar verilmiştir. Bu verilerden elde edilen sonuçlar aşağıda verildiği gibi özetlenebilir.

1. Kalker ruhsatlarında örtü tabakası göz ardı edilebilecek kadar az olmasından dolayı açık ocak madenciliği için ekonomik olarak uygun görülmüştür.
2. Sahada delinmekte olan dikey deliklerin yanı sıra eğimli deliklerin avantajları araştırılmış ve eğimli deliklerin uygulanması önerilmiştir.
3. Araştırmacıların yaklaşımlarından yola çıkarak 89 mm olarak uygun görülen delik çapıyla, sahada şeşbeş ve kare düzende delikler delinmiştir. Yapılan patlatmalar sonucunda elde edilen verilerle uygun geometrinin şeşbeş olduğu öngörülmüştür.
4. Sahada delinmekte olan tasarımlar incelenmiş gerekli araştırmalar yapılarak yeni tasarımlar oluşturulmuş ve bunlar arasında en verimli tasarımın dilim kalınlığı 2,88 m; delikler arası mesafeni 3,33 m olduğuna karar verilmiştir.
5. Yapılan patlatmalar neticesinde patlatılacak bölgede basamak şekline ve süreksizlik durumuna göre delik delinmesine, basamak yüksekliğinin 10 m ve 10 m den az olmasına, delinecek bölgenin önünde serbest halde malzeme bulunmamasına karar verilmiştir.

KAYNAKLAR

- Bilgin, H.A. (1986). Açık işletmelerde patlatma sorunları ve tasarımı. TKİ Genel Müdürlüğü Yayını, Ankara.
- Dağçimen A (2006) Patlatma Tasarımı İçin Geliştirilen Bir Bilgisayar Programı. Yüksek Lisans Tezi, Çukurova Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Maden Mühendisliği Anabilim Dalı, Adana, 1-3 s.
- Erkoç, Ö.Y., 1990, Kaya Patlatma Tekniği, İstanbul, 164s.
- Google Earth, 2021. İnternet Sitesi. <https://earth.google.com/web> . Erişim Tarihi: 30.06.2021.
- Hustrulid, W., 1999. Blasting Principles for Open Pit Mining - General Design Concepts, Theoretical Foundations, A.A. Balkema, Rotterdam. Sf. 99.
- J. Hadjigeorgiou, A.K. Mehmotra, R. Poulin, R.K. Singhal, 1995. Mine Planning and Equipment Selection. Sf. 89.
- Jamnia, O., 2015. Basamak Patlatmaları İçin Tasarım Nomogramlarının Geliştirilmesi, Hacettepe Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Yüksek Lisans Tezi, 112s, Ankara.
- Jimeno, C. L., Jimeno, E. L. and Carcedo, F. J. A., 1995. Drilling and Blasting of Rocks, A. A. Balkema, Brookfield Publication, Rotterdam. Sf. 10-16, 92-97.
- Kahraman E (2019) Patlatmada Kaya Özelliklerinin Parça Boyut Dağılımı Üzerindeki Etkilerinin Araştırılması. Doktora Tezi, Çukurova Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Maden Mühendisliği Anabilim Dalı, Adana, 1-2 s.
- Kahraman S (1997) Açık İşletmelerde Uygun Delme-Patlatma Şartlarını Veren Bir Modelin Geliştirilmesi. Doktora Tezi, İstanbul Teknik Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Maden Mühendisliği Anabilim Dalı, İstanbul, 2 s.
- Nuh Çimento San. A. Ş. (2018) Kocaeli İli Körfez İlçesi Dahilindeki 200708275 Sayılı Arama Ruhsatlı Saha İçin Hazırlanan Kalker İşletme Projesi, T.C Enerji ve Tabii Kaynaklar Bakanlığı Maden İşleri Müdürlüğü, 23Temmuz 2018, Körfez, Kocaeli, 6-13.
- Olofsson S., 1990, Applied Explosives Technologie for Construction and Mining, Proceeding of the Fifth International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting - Fragblast-5, 1996, ISEE, Montreal / Quebec/ CANADA, p.458
- Özkahraman, H. T., 2009. Patlatma Teknolojisi, Süleyman Demirel Üniversitesi Yayınları, 174s, Isparta.
- Yıldız, R., ve Köse, H., (2003). Açık İşletmelerde Delik Delme Metodları ve Delici Makineler. Kütahya: Kümaş A.Ş

Yeraltı Galeri Patlatma Uygulamalarının Mevcut Durum Analiz Çalışması İle İrdelenmesi

Evaluation of the Underground Development Blasting Applications with a Benchmark Study

Ö.G. İlik

Kapeks Kimya Sanayi Tic. A.Ş, gorkem.ilik@kapeks.com.tr

ÖZET Madencilik ile kazı faaliyetlerinin en temel operasyonu delme & patlatma uygulamalarıdır. Delme & patlatma uygulamaları, sonrasında devam eden, yükleme, taşıma, kırma ve öğütme vb. operasyonların maliyetlerini doğrudan etkilemektedir. Bu sebepten dolayı delme & patlatma operasyon verimliliği büyük önem kazanmaktadır. Operasyon verimliliğini ölçmek ve değerlendirmek, gerçekleştirilen çalışmanın belirlenen hedefe ne kadar yaklaşıldığı ile ilgili önemli bilgiler sağlamak ile beraber her mühendislik disiplini içerisinde yer alması gereken bilimsel bir yaklaşımdır.

Bu yaklaşım, patlatma tasarım modeli ve bu modelin tatbik edilebilirliğinin ölçülmesi, patlatma verimliliğinde hangi noktada bulunduğu, hangi parametrelerin gözden geçirilmesi gerektiği ile ilgili önemli bilgiler vermektedir.

Bu çalışma çeşitli yeraltı madenlerinde gerçekleştirilen patlatmalara ait mevcut durum analizleri sonucunun karşılaştırmasını içermektedir. Çalışma kapsamında, planlanan, gerçekleşen kesit alanı, delik boyları, özgül şarj dağılımı ve gecikme dağılımının irdelenerek tasarım ve uygulama sonrası verimliliği etkileyen parametrelerin tespit edilmesi, düzenleyici ve önleyici faaliyetlerin belirlenmesini hedeflenmektedir.

Anahtar kelimeler: *Yeraltı, Patlatma, Durum Analizi, Projelendirme, Verimlilik*

ABSTRACT The most critical operation of mining and excavation activities is the drilling and blasting operation. Drilling & blasting applications directly affect the costs of subsequent operations including loading, transportation, crushing and grinding etc. For this reason, drilling & blasting operation efficiency gains are of great importance. Measuring and evaluating the operational efficiency is a scientific approach that should be included in every engineering discipline, along with providing important information about the budget and actual performance parameters.

This approach gives important information about the blasting design model and its application, where the blast efficiency and key design parameters need to be reviewed.

This study includes the comparison of the results of the current benchmark analysis of the blasts carried out in various underground mines. These case studies aim to determine the parameters that affect the efficiency after design and application, and to determine the regulatory and preventive actions by examining the planned and actual cross-sectional area, hole sizes, specific charge distribution and delay distribution.

Keywords: *Underground, Blasting, Benchmark Analysis, Project, Productivity*

1 GİRİŞ

Yeraltı Delme & Patlatma uygulamalarında patlama verimliliğini etkileyen birçok parametre bulunmaktadır. Bu parametrelerden en önemlileri, kayaç dayanım özellikleri, formasyon jeofizik özellikleri ve bunlara bağlı RMR ve Q değerleri esas alınarak tasarlanan patlatma parametreleridir. Tasarlanan patlatma parametrelerinin, kayaç formasyon özelliklerine uygun olması, patlatma operasyonu verimliliği açısından önem arz etmektedir. İkinci en önemli husus, hazırlanan patlama tasarım parametrelerinin operasyon verimliliğini olumsuz etkilemeyecek düzeyde uygulanabilir olmasıdır. Bu hususta sürekli değişkenlik gösteren saha şartlarının takip edilmesi, meydana gelen değişkenlerin sınıflandırılarak patlatma tasarım parametrelerinin gözden geçirilmesi patlatma verimliliğini doğrudan etkileyecek en temel husustur.

Patlatma verimliliğinin ölçülebilmesi, her patlatma uygulamasının kendi içinde değerlendirilmesi ile mümkün olmaktadır. Uygulaması tamamlanmış her parametrenin ölçülüp kayıt altına alınması ile gerçekleştirilecek Mevcut Durum Analizi (MDA) çalışması, hem tasarım aşamasında hem de uygulama esnasında gerçekleşen ve verimliliği olumsuz etkileyen faktörlerin tespit edilmesinde önemli rol oynamaktadır.

Bu çalışmada, farklı yeraltı madenlerinde gerçekleştirilen galeri patlatmalarına ait verilerin toplanması ile elde edilen sonuçların irdelenerek, en sık meydana gelen ve patlatma verimliliğini olumsuz etkileyen faktörlerin belirlenmesi ve buna bağlı düzenleyici ve önleyici faaliyetlerin tespit edilmesi amaçlanmaktadır.

2 PATLATMA UYGULAMARINDA VERİMLİLİK KRİTERLERİ

Yeraltı galeri ve tünel patlatma uygulamalarında verimlilik, planlanan ayna kesiti ve kaya kütlesi dayanım özelliklerine bağlı olarak belirlenen, ilerleme (round) mesafesinin, patlatma uygulaması sonucu planlandığı gibi elde edilmesi olarak tarif etmek mümkündür. Patlatma sonrası düşük ilerleme miktarı, ayna kesit alanının artması veya azalması patlatma ve sonrasındaki operasyon verimliliğini olumsuz etkileyen faktörlerdir.

Birbirileri ile ilişkili, patlatma tasarım parametrelerinden,

- Delik boyu ve doğrultusu
- Özgül şarj ve enerji dağılımı,
- Delik konumu,
- Gecikme süresi seçimi ve sıralaması,

Patlatma sonrası, ilerleme ve ayna kesit profilini doğrudan etkileyen önemli parametreleridir. Saha uygulamasında her parametrenin ölçülmesi, kayıt altına alınması ve irdelenmesi verimsizlik kaynağının tespitini kolaylaştırmakta, uzun süreli veya kalıcı çözüm sunmaktadır.

3 TASARIM VE MODELLEME

Yeraltı galeri ve tünel patlatma tasarımlarında sıklıkla V Kesme ve Paralel Kesme metotları kullanıldığı görülmektedir. Her iki metodun kendi içinde avantaj ve dezavantajlarının bulunması ile beraber sahaya uygunluğunun, galeri kesiti, ilerleme miktarı ve kullanılan delici ekipman niteliğine göre de değişkenlik gösterdiği bilinmektedir. Bu bilgilerin varlığı esas alınarak, mevcut durum analiz değerlendirilmesi yapılmadan önce tasarım modeli kilit parametrelerinin irdelenmesi, çıktılarının daha etkin analiz edilmesini sağlayacaktır.

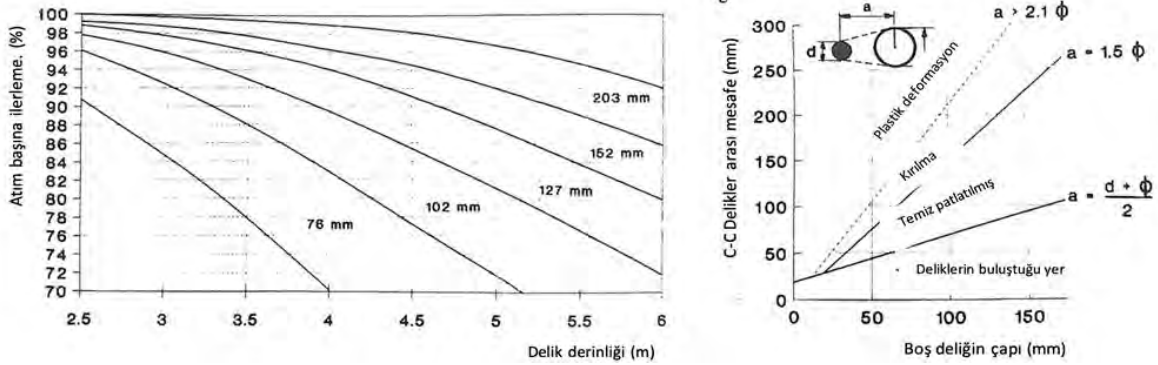
3.1 Kesme (Orta Çekme) Metotları Tasarım ve Modelleme

Kesme metotları tasarım ve modellenmesinde, genel olarak Olofsson, Langfors ve Kihlström'e ait temel tasarım yaklaşımları kullanılmaktadır. Bu çalışmada Mevcut durum analiz çıktılarının genel değerlendirilmesi Olofsson'a ait temel yaklaşımlar ile değerlendirilmektedir.

3.1.1 Paralel Kesme (Orta Çekme) Metodu

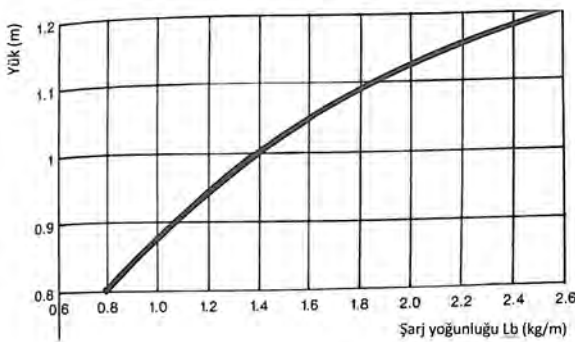
Paralel kesme metodu yeraltı madenciliğinde en sık görülen tasarım ve modelleme metodudur. Bu metotta, kesme bölgesi tasarımını oluşturan boş delik çapı, âdeti ve boş delikler ile şarj

edilen delikler arasındaki mesafe en önemli tasarım parametreleridir. Şekil 1’de boş delik çapının belirlenmesi ile delikler arası mesafeyi belirten grafikler görülmektedir. Grafiklere göre boş delik çapı, delik boyu ve hedeflenen ilerleme oranı ile, delikler arası mesafe ise boş delik çapı ile doğrudan ilişkilidir.



Şekil 1. Boş delik çapı ve delikler arası mesafenin belirlenmesi (Olofsson, 1988)

Tarama, çevre, tavan ve taban delikleri tasarımının homojen olması, planlanan galeri kesitinde gerekli açılımın sağlanabilmesi adına önemli bir kriterdir. Şekil 2’de şarj konsantrasyonu ile ilişkili yük mesafesi ve delik bölgelerine göre delikler arası mesafeleri gösteren tablo görülmektedir.

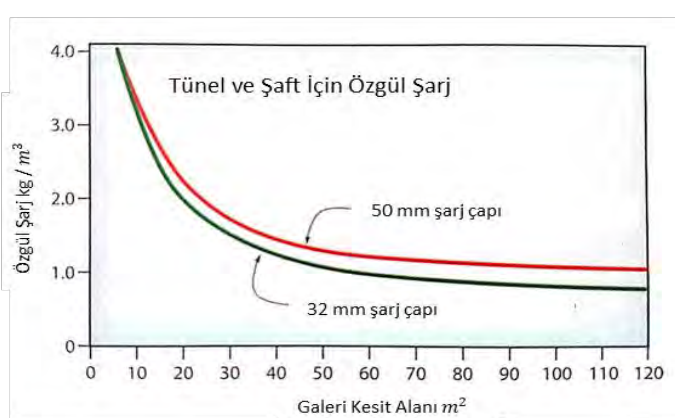
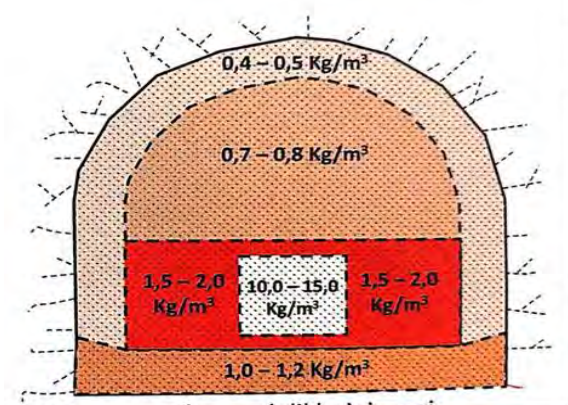


Atımın Yeri	Yük (m)	Boşluk (m)	Yükseklik Şarj Boyu (m)	Şarj Yoğunluğu		Sıklama (m)
				Dip (kg/m)	Sütun (kg/m)	
Yer	1 x B	1.1 x B	1/3 x H	Lb	1.0 x Lb	0.2 x B
Duvar	0.9 x B	1.1 x B	1/6 x H	Lb	0.4 x Lb	0.5 x B
Çati	0.9 x B	1.1 x B	1/6 x H	Lb	0.3 x Lb	0.5 x B
Tarama:						
Yukarı	1 x B	1.1 x B	1/3 x H	Lb	0.5 x Lb	0.5 x B
Yatay	2 x B	1.1 x B	1/3 x H	Lb	0.5 x Lb	0.5 x B
Aşağı	3 x B	1.2 x B	1/3 x H	Lb	0.5 x Lb	0.5 x B

Şekil 2. Şarj konsantrasyonuna göre yük mesafesi ve delikler arası mesafe (Olofsson, 1988)

Şekil 2’de bulunan tabloya bakıldığında delik gruplarına ait yük mesafeleri ve delikler arası mesafelerin belirli bir oran içerisinde homojen dağılım oluşturduğu görülmektedir.

Şekil 3.’de ise bölgelere göre özgül şarj dağılımı aralığı, delik çapı ve galeri kesit alanına göre genel özgül şarj aralığı belirtilmektedir.

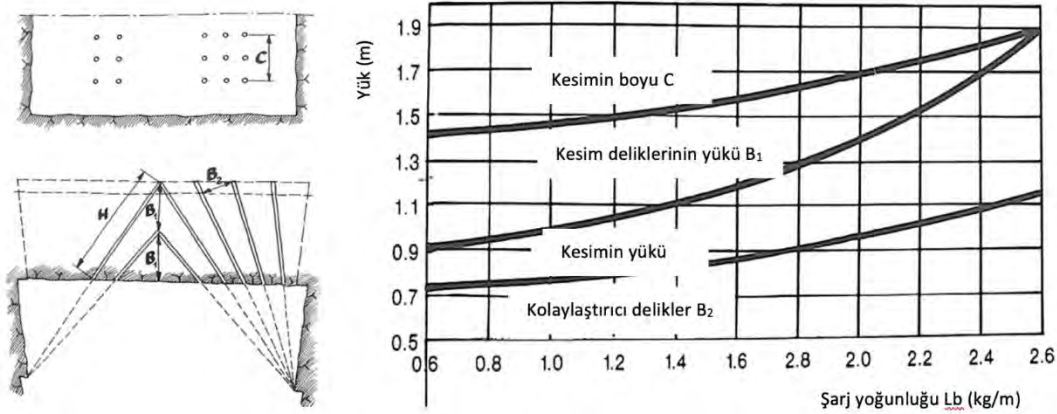


Şekil 3. Paralel Kesme, Bölgelere göre ve genel özgül şarj aralığı (Derya, 2019, ISEE, 2011)

Paralel kesme yöntemi ile gerçekleştirilen patlatmalara ait mevcut durum analiz çıktıları yukarıda belirtilen tasarım parametreleri baz alınarak değerlendirilmiştir.

3.1.2 V- Kesme (Orta Çekme) Metodu

V-Kesme metodu genel olarak, doğrusal ilerleyen geniş ayna kesitine sahip tünel veya galerilerde kullanılan tasarım ve modelleme metodudur. Bu metotta ayna merkez eksenine doğru belirli bir açıyla delinen eğimli deliklerin eş zamanlı patlaması sonucu ilerleme hedeflenmektedir. Bu metotta en önemli parametreler, galeri kesiti, eğimli deliklerin açısı ve eğimli deliklere ait yük mesafeleridir. Şekil 4’de şarj konsantrasyonuna göre yük mesafelerini gösterir grafik görülmektedir.

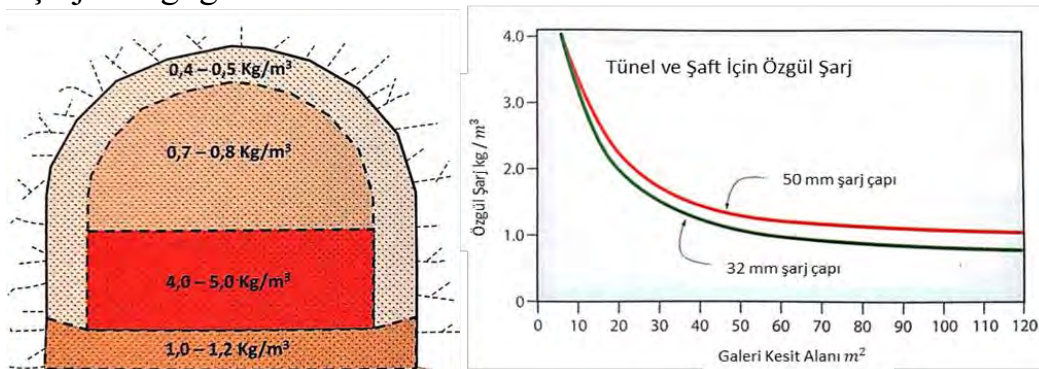


Şekil 4. Şarj Yoğunluğuna göre eğimli deliklere ait yük mesafeleri (Olofsson, 1988)

V-kesme metodunda, ilerleme ve açılım verimliliğini doğrudan etkileyen en önemli adım, ilerleme miktarının yük mesafesine bölünerek V (orta çekme) sırası sayısının belirlenmesidir. Buna bağlı olarak delik boyları ise, nişan noktası ve V sıra sayısına göre değişiklik gösterecektir. İkinci önemli kriter, eğimli delikler arasındaki açının 60°’den az olmaması gerekliliğidir. Kırılmanın ayna yüzeyine doğru olup ötelenmesinin etkin olabilmesi için bu açının sağlanması önemlidir.

Şekil 3’de belirtilen Paralel Kesme parametreleri tablosu, V-kesme metodu içinde kullanılmakta olup, diğer delik gruplarına ait yük mesafeleri ve delikler arası mesafelerin, belirli bir oran içerisinde homojen dağılım oluşturduğu görülmektedir.

Şekil 5.’de ise bölgelere göre özgül şarj dağılımı aralığı, delik çapı ve galeri kesit alanına göre genel özgül şarj aralığı görülmektedir.



Şekil 5. V-Kesme, Bölgelere göre ve genel özgül şarj aralığı (Derya, 2019, ISEE, 2011)

V-kesme yöntemi ile gerçekleştirilen patlatmalara ait mevcut durum analiz çıktıları yukarıda belirtilen tasarım parametreleri baz alınarak değerlendirilmiştir.

4 MDA İLE PATLATMA UYGULAMALARININ DEĞERLENDİRİLMESİ

Bu çalışma kapsamında, Türkiye’de bulunan çeşitli yeraltı madenlerinde gerçekleştirilen galeri patlatmalarına ait mevcut durum analiz çıktıları toplanmış. Elde edilen çıktılar sonucu patlatma verimliliğini olumsuz etkileyen temel problemlerin, tasarım ve modelleme kriterlerine göre değerlendirilerek tespit edilmesi amaçlanmıştır.

Bu kapsamda 2’şer adet paralel kesme ve V-kesme yöntemi ile gerçekleştirilen patlatmalarda her bir deliğe ait,

- Delik koordinatları
- Delik boyları
- Şarj miktarları
- V-Kesme delik doğrultuları

ve ayrıca,

- Ayna kesit alanları
- Gecikme süreleri ve sıralaması
- Patlatma sonrası ilerleme miktar

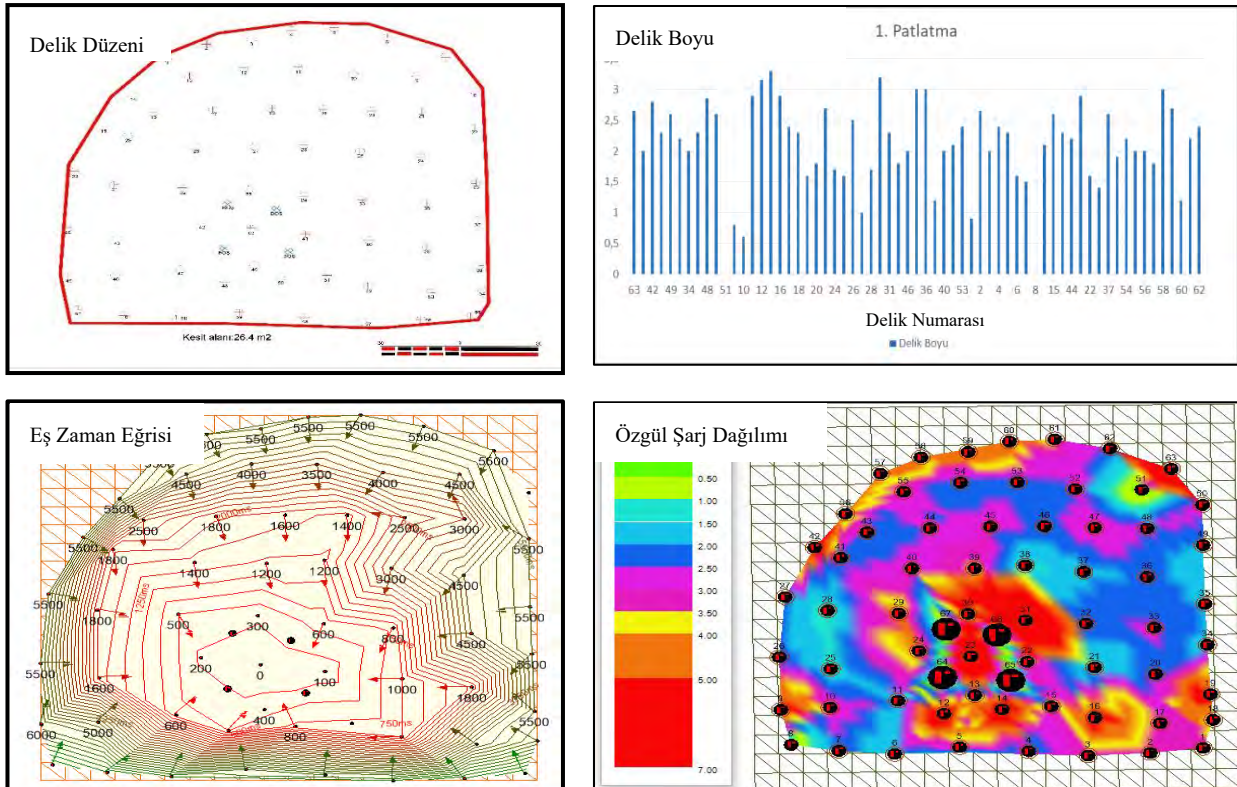
verileri toplanmıştır. Bu veriler bir yazılım programı yardımı ile modellenerek değerlendirilmiştir.

Gerçekleştirilen tüm patlatmalarda ana şarj olarak 38 mm x 370 mm ebatlarında 1,3kg/m şarj konsantrasyonuna sahip Kapsüle Duyarlı Emülsiyon patlayıcı kullanılmaktadır.

4.1 Paralel Kesme (Orta Çekme) Metodu İle Yapılan Patlatmalara Ait MDA

Bu çalışmada, biri yeraltı demir madeni üretim galerisi, diğeri ise yeraltı kurşun çinko madeni hazırlık galerisi olmak üzere toplamda 2 adet galerinin patlatma parametreleri değerlendirilmeye alınmıştır. Her bir madende en az 3 adet patlatmaya ait veriler toplanmış, ortalama özellik gösteren birer patlatma seçilerek değerlendirilmiştir.

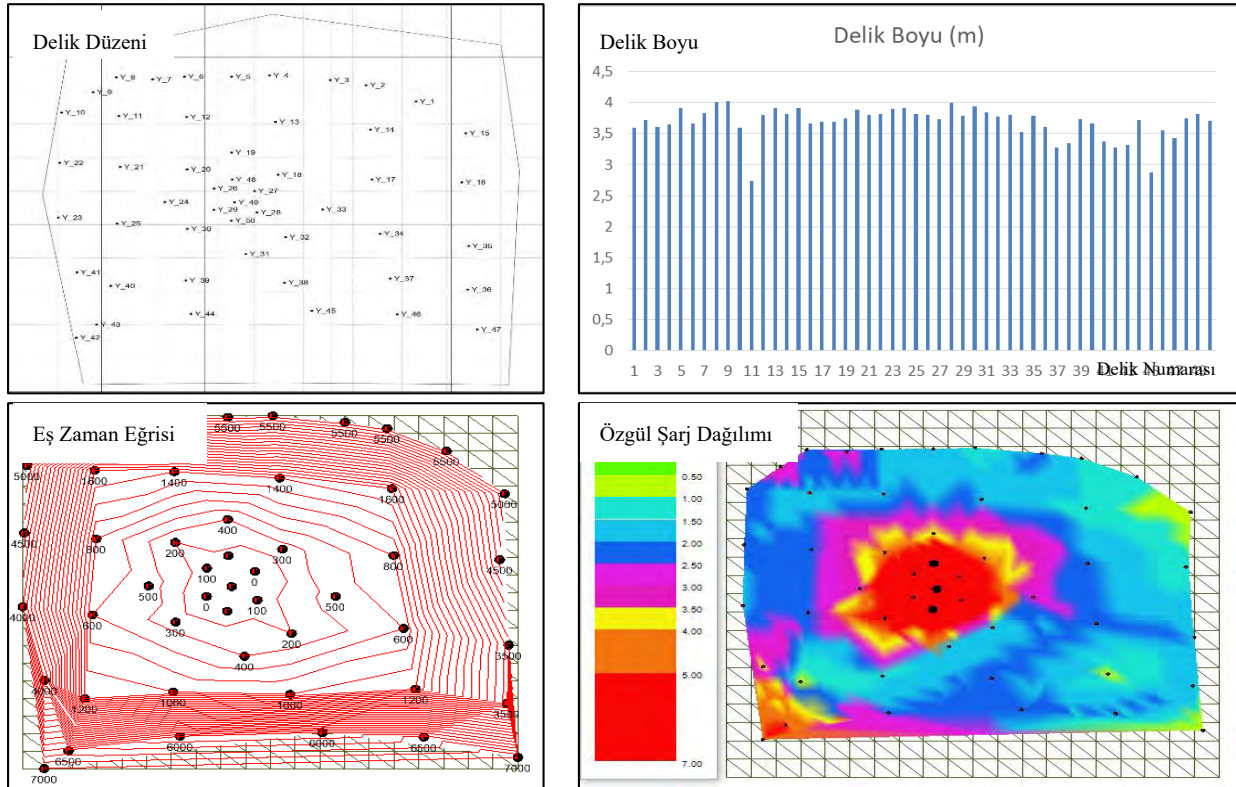
Birinci patlatma, düşük dayanım özelliklerine sahip Götite demir cevheri içerisinde gerçekleştirilmiş olup, ikinci patlatma süreksizlik kontakları içeren orta-yüksek dayanıma sahip dasit kireçtaşında gerçekleştirilmiştir.



Şekil 6. Demir cevheri galerisi, delik düzeni, delik boyları, gecikme ve özgül şarj dağılımı

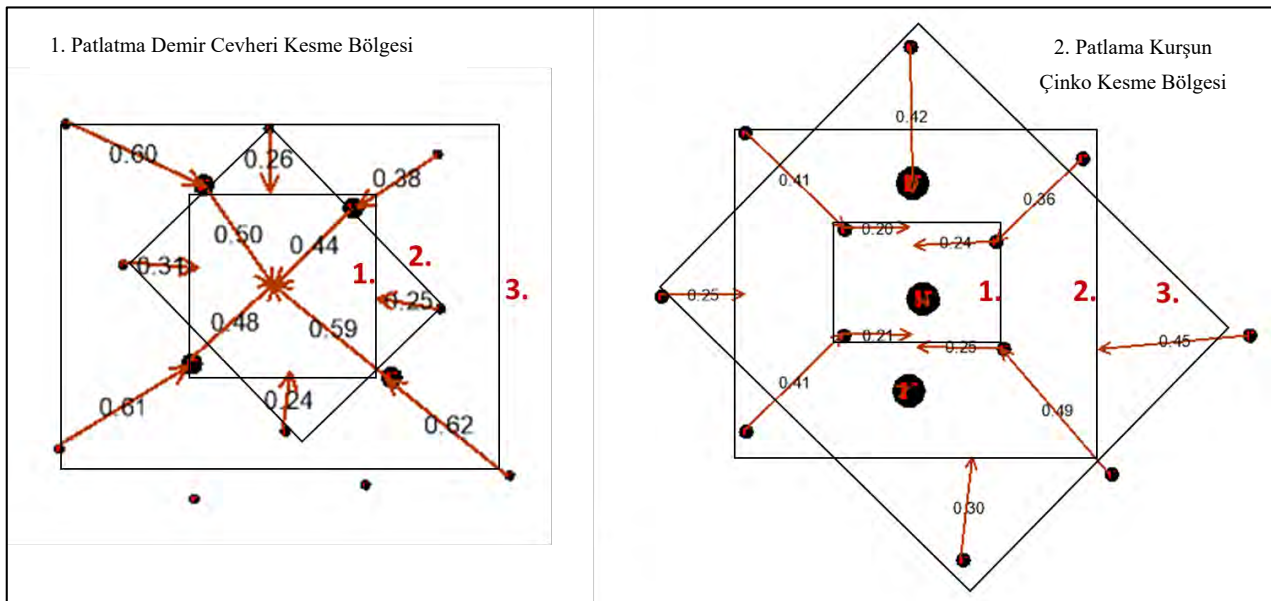
Şekil 6'da demir cevheri içerisinde yapılan patlatmaya ait delik düzeni, delik boyları, gecikme düzeni ile eş zaman eğrileri ve özgül şarj dağılımı verileri görülmektedir.

Şekil 7'de kurşun çinko madeni hazırlık galerisinde yapılan patlatmaya ait delik düzeni, delik boyları, gecikme düzeni ile eş zaman eğrileri ve özgül şarj dağılımı verileri görülmektedir.



Şekil 7. Kurşun Çinko Hazırlık Galerisi, delik düzeni, delik boyları, gecikme ve özgül şarj dağılımı

Şekil 8'de her iki patlatmaya ait kesme bölgeleri ve kesme bölgelerine göre delikler arası mesafeler görülmektedir.



Şekil 8. Patlatmalara ait kesme bölgeleri ve delikler arası mesafeler.

Detayları verilen patlatmalara ait genel uygulama ve sonuç verileri Tablo 1'de özetlenmiştir.

Tablo 1. Patlatmalara ait genel uygulama ve sonuç parametreleri

Patlatma Adı	Galeri Kesit Alanı (m ²)	Patlatma sonrası Kesit Alanı (m ²)	Delinen Delik Boyu (m ²)	Ortalama Delik Boyu (m)	İlerleme Boy (m)	Gerçekleşen Özgül Şarj (kg/m ³)	İlerleme Oranı (%)
1. Patlatma	26,4	25,9	3,5	2,18	2,52	2,07	%72
2. Patlatma	26,2	-	3,8	3,68	2,85	2,15	%75

Her iki patlatmaya ait veriler irdelendiğinde (Şekil 6 ve Şekil 7), delik konumlarının kısmen homojenliğini yitirdiği, delik boylarının, ise hedeflenenden farklılıklar gösterdiği görülmektedir. 1. patlatmanın özgül şarj dağılımına bakıldığında çevre deliklerine doğru azalması beklenirken tarama bölgesi özgül dağılımı ile benzer olduğu, 2. Patlatmada ise özgül şarj dağılımının daha tutarlı olduğu görülebilmektedir. Şekil 3.de bulunan kesit alanı ve şarj çapı (45mm) grafiğine bakıldığında özgül şarj miktarının (Tablo 1) her iki patlatma içinde uygun olduğu söylenebilmektedir.

Gecikme eş zaman eğrileri irdelendiğinde ise kırılarak dar açı yapan zaman çizgileri görülmektedir. Meydana gelen dar açılı zaman eğrileri, zaman açısından sıkışmış ve önu açılmadan patlayan deliği ifade etmektedir. Bu tür durumlar genellikle fazla veya az kazı, geri örselenme gibi uygun olmayan açılım problemleri yarattığı bilinmektedir.

Şekil 8’de bulunan kesme bölgesi verileri incelendiğinde,

- Patlatmada 4 adet 89 mm boş delik uygulaması yapılmıştır. 4 adet 89 mm boş delik, 1 adet 178 mm boş deliğe eş değer olup, uygun bir açılım için (Şekil 1), delikler arası mesafenin 20-25 cm arasında olması hedeflenmelidir. 1. kesme mesafeleri ise 49 cm ile 60 cm arasında değişkenlik göstermektedir.
- Patlatmada ise 3 adet 102 mm boş delik uygulaması yapılmıştır. 3 adet 102 mm boş delik 1 adet 176mm deliğe eş değer olup uygun bir açılım için delikler arası mesafenin 20-25 cm arasında olması hedeflenmeli, gerçekleşenin ise hedeflenen ile uyumlu olduğu görülmektedir. 2. kesme bölgesinde ise delikler arası mesafenin 1. kesme mesafesinin kök iki katı olan, 30-35 cm arasında olması gerekirken, gerçekleşenin ise 35cm - 49 cm arasında değişkenlik gösterdiği görülmektedir.

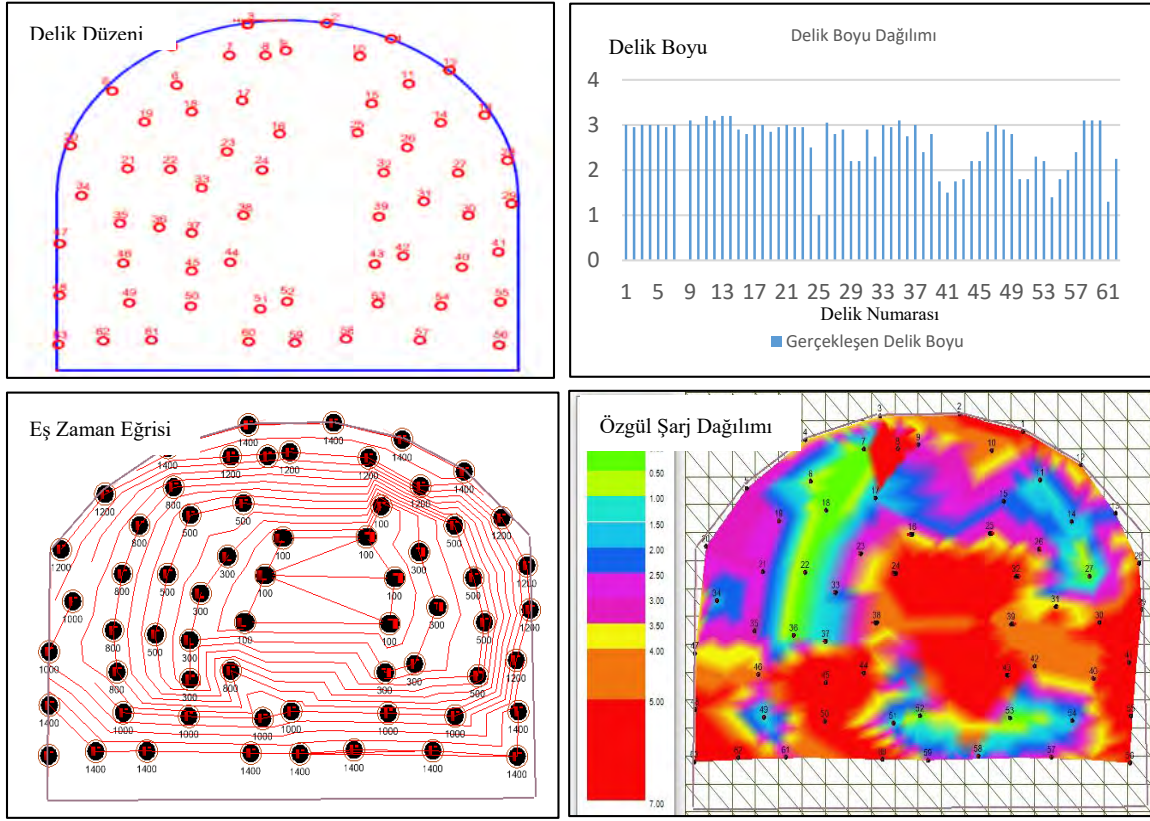
Kesme bölgesinde delikler arası mesafe arttıkça plastik deformasyon sınırına yaklaşılmakta azaldıkça ise delik çakışma problemleri olasılığı artmaktadır. Bu yüzden 10-15cm lik farklılıklar ilerleme verimliliğini doğrudan etkileyen mesafelerdir.

4.2 V-Kesme (Orta Çekme) Metodu İle Yapılan Patlatmalara Ait MDA

V Orta Çekme değerlendirilmesi amacıyla biri yeraltı kurşun çinko madeni spiral rampa, diğeri ise yeraltı kömür madeni ana nakliye galerisi (desandre) olmak üzere toplamda 2 adet galeride uygulanan patlatma parametreleri değerlendirilmeye alınmıştır. Her bir madende en az 3 adet patlatmaya ait veriler toplanmış, ortalama özellik gösteren birer patlatma seçilerek değerlendirilmiştir.

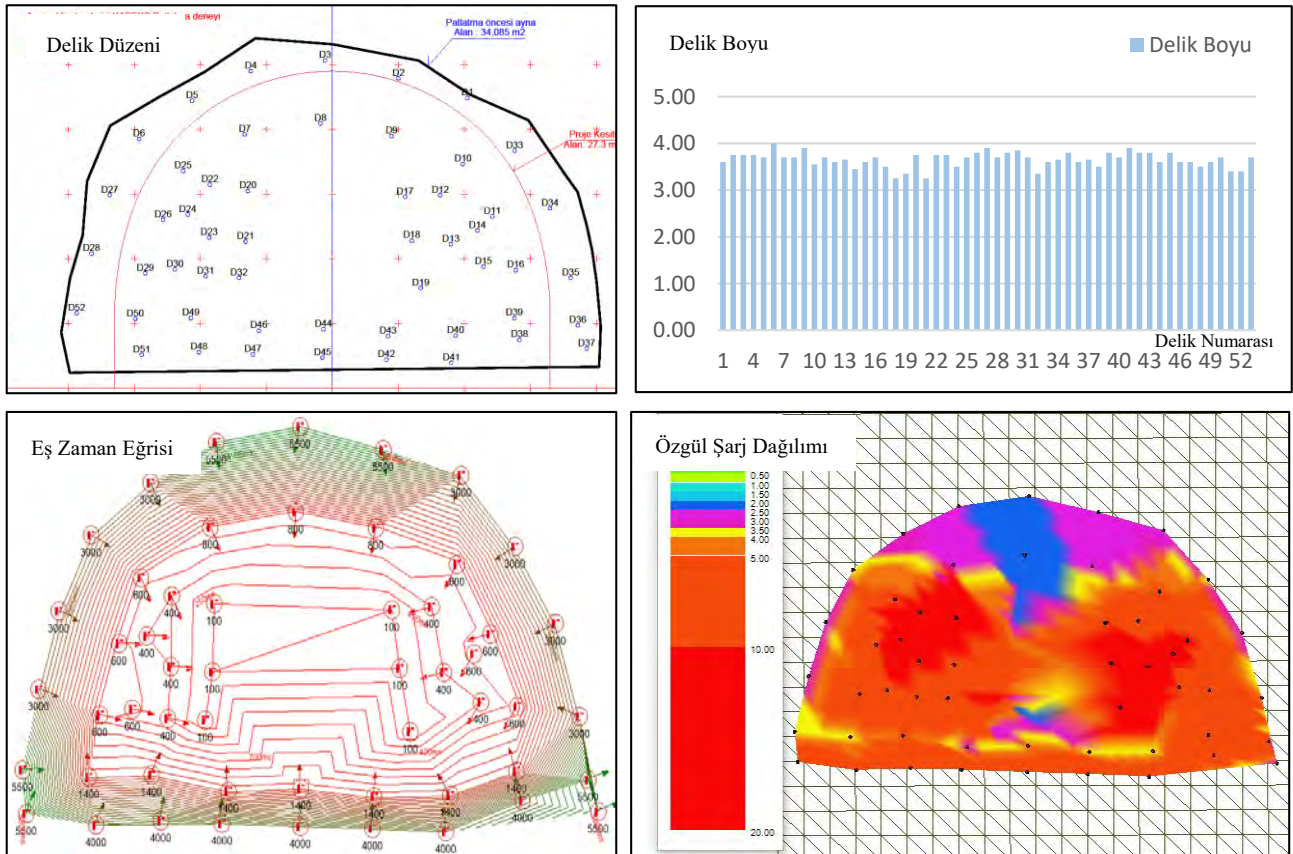
Birinci patlatma, kurşun çinko madeninde orta-yüksek dayanım özelliklerine sahip metamorfik kireçtaşı içerisinde gerçekleştirilmiş olup, ikinci patlatma ise kömür madeni ana nakliye galerisi içerisinde orta-yüksek dayanıma sahip kalker içerisinde gerçekleştirilmiştir.

Şekil 9’da spiral rampa içerisinde yapılan patlatmaya ait delik düzeni, delik boyları, gecikme düzeni ile eş zaman eğrileri ve özgül şarj dağılımı verileri görülmektedir.



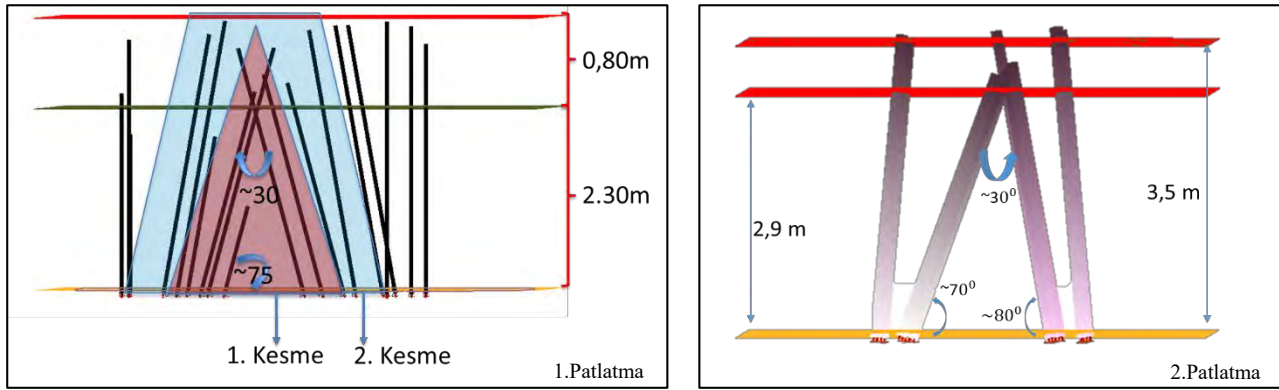
Şekil 9. Delik düzeni, delik boyları, gecikme ve özgül şarj dağılımı.

Şekil 10'da yeraltı kömür madeni ana nakliye (desandre) galerisinde yapılan patlatmaya ait delik düzeni, delik boyları, gecikme düzeni ile eş zaman eğrileri ve özgül şarj dağılımı verileri görülmektedir.



Şekil 10. Delik düzeni, delik boyları, gecikme ve özgül şarj dağılımı.

Şekil 11’de her iki patlatmaya ait kesme bölgesindeki eğimli delik doğrultuları ile mesafeler görülmektedir.



Şekil 11. Patlatmalara ait kesme tasarımı ve mesafeler.

Detayları verilen patlatmalara ait genel uygulama ve sonuç parametreleri tablo 2’de özetlenmiştir.

Tablo 2. Patlatmalara ait genel uygulama ve sonuç parametreleri

Patlatma Adı	Galeri Kesit Alanı (m ²)	Patlatma Sonrası Kesit Alanı (m ²)	Delinen Delik Boyu (m)	Ortalama Delik Boyu (m)	İlerleme Boyu (m)	Gerçekleşen Özgül Şarj (kg/m ³)	İlerleme Oranı (%)
1. Patlatma	22,3	-	3.0	2,61	2,45	2,83	%81
2. Patlatma	34.0	25,5	3.8	3,68	3.04	2,75	%80

Her iki patlatmaya ait veriler irdelendiğinde (Şekil 9 ve Şekil 10), delik konumlarının kısmen homojenliğini yitirdiği, delik boylarının, ise hedeflenen farklılıklar gösterdiği görülmektedir. 1. ve 2. patlatmanın özgül şarj dağılımına bakıldığında çevre deliklerine doğru azalması beklenirken tarama bölgesi ve kesme bölgesi özgül dağılımı ile benzer olduğu görülmektedir. Şekil 5.de bulunan kesit alanı ve şarj çapı (45mm) grafiğine bakıldığında özgül şarj miktarının (Tablo 2) her iki patlatmada da yüksek olduğu görülmektedir.

Gecikme eş zaman eğrileri irdelendiğinde ise kırılarak dar açı yapan zaman çizgileri görülmektedir. Meydana gelen dar açılı zaman eğrileri, zaman açısından sıkışmış ve yük olarak önü açılmadan patlayan deliği ifade etmektedir. Bu tür durumlar genellikle fazla veya az kazı, geri örselenme gibi uygun olmayan açılım problemleri yarattığı bilinmektedir.

Şekil 11’de bulunan kesme bölgesi verileri incelendiğinde, 1. patlatmada yük mesafeleri maksimum 1,10 m olması gerekirken yük mesafesinin 2.30 m olduğu, 2. patlatmada ise 2,90 m olduğu görülmektedir. Teoride, her iki patlatmada da ilerleme miktarlarına göre minimum 3 adet V tasarımı uygulanması gerekirken, uygulamaların bir veya iki adet V ile sınırlandırıldığı ayrıca bütün delik guruplarında aynı delik boyu ile delindiği görülmektedir. V tasarımlarında delikler arası açının minimum 60⁰ olması gerekirken her iki patlatmada da 60⁰ altındadır.

Her iki patlatmada da ilerlemenin 1. kesme deliklerinin kesişme noktası kadar olduğu görülmektedir.

5 SONUÇ VE ÖNERİLER

Bu çalışmada 2 adet paralel kesme, 2 adet V kesme yöntemi ile gerçekleştirilen yeraltı galeri patlatmasına ait patlatma parametreleri kayıt altına alınmıştır. Elde edilen patlatma sonuçları, teorik tasarım yaklaşımları ile değerlendirilmiştir.

Her iki metot ile yapılan patlatmalarda ilerleme verimliliğinin %75-80 arasında olduğu, ölçülen kesit alanlarının ise patlatma öncesi kesit alanına %2 ile %25 daraldığı görülmektedir.

Her patlatma kendi içinde analiz edildiğinde patlatma verimliliğini doğrudan etkileyen kesme bölgesi parametrelerinin, tasarım kriterlerine göre uygun olmadığı, delik düzeni ve boylarının homojenliğini yitirdiği söylenebilmektedir. Homojenliğini yitirmiş delik düzeni, homojen olmayan yüksek özgül şarj dağılımı ve gecikme süresi sıralamasında uygunsuzluk meydana getirmekte, bu dağılım ve gecikme sıralaması, düşük ilerleme, kesit alanında fazla veya az kazı gibi uygunsuzluklar oluşturmaktadır.

Kayaç mekanik ve jeolojik yapısına bağlı olarak, hazırlanan patlatma tasarımlarının uygulanabilirliğini zorlaştıran etmenler (Süreksizlikler, kayaç özellikleri, operatör yetkinliği vb.) tanımlanmalı, düzenleyici, önleyici faaliyetler belirlendikten sonra QA&QC (Kalite Kontrol) çalışmaları ile desteklemelidir.

Tespit edilmiş uygulama hataları için, temel düzeydeki, düzenleyici önleyici faaliyetlerden,

- Her patlatmaya ait patlatma verilerinin (kayaç dayanımı, jeoteknik veriler, özgül şarj, ilerleme miktarı, kesit alanı vb.) kayıt altına alınması,
- Değişkenlik gösteren kesit alanlarına ait patlatma tasarımları oluşturulması,
- Delik konumlarının, tasarıma uygun olarak ayna üzerinde işaretlenmesi (noktasal veya karelaj),
- Paralel kesme metodunda kesme bölgesinde bulunan delik konumlarının, şablon ile işaretlenmesi,
- V-Kesme metodunda, ilerleme miktarına göre V sayısının belirlenmesi, delik boylarının, yük mesafesi ve V arası açığa göre belirlenmesi,

Patlatma verimliliğini olumlu etkileyecek başlıca önerilerdir.

Patlama verimliliği, tasarım parametrelerinin uygulanabilirliği ve uygulama kalitesi ile doğrudan ilişkilidir. Yapılan detaylı analiz çıktıları, gerçekleştirilen çalışmanın belirlenen hedefe ne kadar yaklaşıldığına dair önemli bilgiler vermek ile beraber işletme maliyetine olan etkisinin de değerlendirilmesinde etkin bir rol oynamaktadır.

KAYNAKLAR

Olofsson, S, 1988. *Applied Explosives Technology for Construction And Mining*, Applex, Sweden, (p.133-149).

Derya, M, 2019. *İleri Seviye Delme-Patlatma Eğitimi Notlar*, TMMOB, Ankara, (s.154).

ISEE, 2011, *Blaster's Handbook 18th Edition*, International Society of Explosives Engineers, USA, (p.853)

PRODUCTIVITY AND ECONOMY IN DRILLING AND BLASTING
DELME PATLATMADA VERİMLİLİK VE EKONOMİ

Saha Uygulama Performansının Patlatma Performansı Üzerine Etkisi

The Effect of Field Application Performance on Blasting Performance

B. Dede

*Etüt Planlama Mühendisi, Çiftay İnşaat Taahhüt ve Ticaret A.Ş.–Divriği-Sivas.
baver.dede@ciftay.com.tr*

ÖZET Delme patlatma işlerinde, patlatılacak kayaca göre özel olarak belirlenen, delik çapı, patlayıcı türü ve miktarı gibi birçok parametre bulunmaktadır. Ancak tasarım parametrelerini doğru belirlemek, ileri teknoloji ürünleri kullanmak tek başına başarılı sonuçlar elde etmek için yeterli değildir. Bunların yanında yapılan tasarımın sahada doğru ve titiz bir şekilde uygulanması da atım verimini ve güvenliğini etkileyen önemli bir parametredir. Deliklerin doğru delinmesi, patlayıcıların deliklere doğru yerleştirilmesi tasarlanan patlatmanın istenilen doğrultuda yapılmasını sağlayacaktır. Bu çalışmada bir yeraltı demir madeninde yapılan delme patlatma uygulamalarının verimini arttırmak için yapılan izleme projesi ve sonuçları anlatılmaktadır. Delme patlatma parametreleri değiştirilmeden atım sonuçlarını iyileştirmeyi teşvik eden bir sistemin uygulaması sonucu çalışılan 1.proje için cevher aynasında atım verimi ortalama %11 artmış, pasa aynasında ise % 6 artmıştır. çalışılan ikinci proje için ise bu sonuçlar cevher aynasında % 15 artmış, pasa aynasında ise % 11 verim artışı sağlanmıştır.

Anahtar kelimeler: Delme Patlatma, Verimlilik, Performans, Rekabet

ABSTRACT For drilling and blasting operations, deciding and optimizing design parameters, using high technologies won't be enough to get successful results. In addition to these parameters it is crucial to apply design parameters in the field correctly in order to have efficient and safe blasting. In this study it is shared the results of surveying the field applications of drilling and blasting in order to increase the efficiency for an underground iron mine. Without changing the design parameters it is observed that advance is increased %11 for ore production and %5 for waste production for the first project and advance is increased %15 for ore production and %11 for waste production for the second project.

Keywords: Drilling and Blasting, Efficiency, Performance, Competition

1 GİRİŞ

Delme patlatma işlerinde, tasarım parametrelerini doğru belirlemek, ileri teknoloji ürünleri kullanmak tek başına başarılı sonuçlar elde etmek için yeterli değildir. Bunların yanında yapılan tasarımın sahada doğru ve titiz bir şekilde uygulanması da atım verimini ve güvenliğini etkileyen önemli bir parametredir. Bu çalışmada bir yeraltı demir madeninde yapılan delme patlatma uygulamalarının verimini arttırmak için yapılan izleme projesi ve sonuçları anlatılmaktadır.

2 PATLATMA VERİMLİLİĞİ

Verimli bir patlatmadan beklenecek sonuçlar minimum maliyetle istenen parça boyutunda, maksimum miktarda, uygulayıcının çalışma şartlarına uygun geometride ve yükleyici makineler için uygun bir şekilde ötelenmiş yığın elde etmektir (Özer 2001, Kalaycı 2011). Yer altı patlatmalarında hedeflenen ilerleme ile birlikte atım sonrası çevre kayaçta aşırı sökülmelelere bağlı kontrolsüz boşlukların oluşmaması da istenir. Tüm bu sonuçları elde edip sürekliliğini sağlamak, gerektiğinde müdahale etmek ancak işletmenin uygun bir izleme sistemi kurması ile mümkündür.

2.1 Patlatma Verimliliğini Gerekliliği

Günümüz maden işletmeciliğinde uygulanan metotların çoğunda kullanılan delme patlatma operasyonları üretim maliyetini doğrudan ve dolaylı olarak etkileyen çok önemli bir unsurdur. İşletmelerde delme-patlatma operasyonların verimini arttırmaya yönelik teknik uygulamalar her ne kadar önemli bir yere sahip olsa da bu uygulamaların takibi ve doğru uygulanabilirliği de bir o kadar önem arz etmektedir. Delme patlatma operasyonlarında verimliliği arttırmaya yönelik birçok teknik çalışma yapılabilmektedir. Ancak bu çalışmalar zaman ve kaynak kullanımını doğal olarak arttırmaktadır. Kısıtlı kaynak ve zamana sahip olduğumuz dünyada işletmeler en az kaynak ile üretim verimini arttırmanın yollarını araştırmaktadırlar. Bu nedenle delme patlatma uygulamalarının doğru uygulanması, ek bir zaman ve kaynak kullanımı olmadan verimliliği artırır.

Patlatma verimliliği üç ana maddeye etki etmektedir. Bunlar; ilerleme hedefi, sarf malzeme maliyetleri ve üretim hedefleridir.

2.1.1 İlerleme hızı

Taahhütlü ya da kendi yeraltı işletmesini işleten şirketler için belirlenen termin zamanında hazırlık çalışmalarının tamamlanması veya belirlenen sürede daha fazla ayna ilerlemesi yapıp cevher üretimi yapmak işletme verimliliği açısından oldukça önem arz etmektedir.

2.1.2 Delici makine sarf malzemeleri ve patlayıcı madde maliyetleri

Madencilik projelerinin verimli olabilmesi için maliyetlerin mümkün olan en düşük seviyede tutulması gerekmektedir. Bu nedenle maliyet parametreleri detaylı olarak incelenmelidir. Bir delme patlatma operasyonunda en önemli parametreler delici sarfları ve patlayıcı malzemeleridir. Bunlar delgi için bit, şank, rod; patlatma için ise kapsüle duyarlı patlayıcı, ANFO ve ateşleme sistemleridir. Patlatma verimliliğinin artması bu sarf malzemelerinin daha az kullanılması ya da aynı miktarda kullanılarak daha fazla ilerleme kat edilmesini sağlamaktadır.

2.1.3 Üretim artışı

Madencilik operasyonlarında üretim terminlerinin belirlenen süre içerisinde karşılanması işletmenin karlılığı açısından önemlidir. Bir ayna atımının ilerleme metrajı arttığı zaman, aynı ayna atımı süresinde daha fazla malzeme ilerleme metrajıyla doğru orantılı olarak artmaktadır. Üretim miktarındaki artış cevher ise, aynı sürede daha fazla nakit girdisi oluşturmaktadır. Aynı şekilde eğer üretilen miktardaki artış hazırlık (pasa) ise aynı sürede daha az ton başı maliyet oluşturmaktadır.

2.2 Patlatma Verimliliği için İstatistiksel Veriler

2.2.1 Geçmiş yılların ayna ilerlemeleri

Bu çalışma kapsamında aynı sahadaki 3 farklı projenin geçmişe ait aylık ortalama ayna ilerlemeleri Tablo 1’de verilmiştir.

2.2.2 2020 yılı ayna verimliliği

2020 yılı için ilk 2 proje ve yeni başlayan 4. Projeye ait aylık ortalama ayna ilerlemeleri Tablo-2’ de verilmiştir. Bir önceki bölümde bahsi geçen 3’ nolu proje bittiği için Tablo 2’de yer almamıştır.

Tablo 2. 2020 Yılı Aylık İlerlemeleri

YILLAR	AYLAR	Proje-1		Proje-2		Proje-4	
		PASA AYNA ORTALAMASI (m)	CEVHER AYNA ORTALAMASI (m)	PASA AYNA ORTALAMASI (m)	CEVHER AYNA ORTALAMASI (m)	PASA AYNA ORTALAMASI (m)	CEVHER AYNA ORTALAMASI (m)
2020	OCAK	3.80	3.50	3.83	3.63	0.00	0.00
	ŞUBAT	3.44	3.54	3.76	3.57	0.00	0.00
	MART	3.72	3.49	3.80	3.61	0.00	0.00
	NİSAN	3.45	3.60	4.19	3.54	0.00	0.00
	MAYIS	3.40	3.30	3.77	3.57	0.00	0.00
	HAZİRAN	3.04	3.27	3.75	3.55	0.00	0.00
	TEMMUZ	3.35	3.46	3.50	3.30	3.72	0.00
	AĞUSTOS	3.72	3.38	3.59	3.45	3.67	0.00
	EYLÜL	3.42	3.21	3.84	3.60	3.57	0.00
	EKİM	3.55	3.16	3.81	3.78	3.37	0.00
	KASIM	3.53	3.25	3.63	3.50	3.58	0.00
	ARALIK	3.84	3.29	3.75	3.47	3.51	0.00
ORTALAMA		3.52	3.37	3.77	3.55	3.57	0.00

3 SAHA UYGULAMA PERFORMANSI

Saha uygulama performansı; personellerin yaptıkları işlerin verimliliklerinin istatistiksel olarak verilerin toplanıp bir karşılaştırma sürecine tabi tutarak; personellerin iş bakımından verimliliğinin ölçüldüğü bir sistemdir. Bu sistem doğrultusunda personellerin yaptıkları işi daha motive bir şekilde yapması amaçlanmaktadır. Verimliliğin yüksek olduğu personeller ödüllendirilirken; personele kazanma ve başarıma duyguları verilmektedir. Bunun sonucunda personelin bir sonraki değerlendirme süresinde verimliliği artarak devam etmektedir. Aynı şekilde verimliliği düşük olan personeller verimliliği yüksek olan personellerin kazanmış olduğu kazanma ve başarıma duygularına sahip olmak için çaba göstermektedirler. Bu duyguların yanında işin maddi açıdan getirisinin olması personeller açısından fazladan bir motivasyon sebebi olmaktadır.

Tablo 1. Geçmiş yıllara ait aylık ilerlemeler

YILLAR	AYLAR	Proje-1		Proje-2		Proje-3	
		PASA AYNA ORTALAMASI (m)	CEVHER AYNA ORTALAMASI (m)	PASA AYNA ORTALAMASI (m)	CEVHER AYNA ORTALAMASI (m)	PASA AYNA ORTALAMASI (m)	CEVHER AYNA ORTALAMASI (m)
2016	OCAK	0.00	3.55	2.86	3.10	2.76	3.78
	ŞUBAT	0.00	3.66	2.94	3.03	2.72	2.85
	MART	3.33	3.66	3.11	3.02	2.86	2.62
	NİSAN	3.28	3.34	2.89	3.67	2.96	2.85
	MAYIS	0.00	2.84	2.99	2.70	2.74	3.58
	HAZİRAN	0.00	2.72	2.97	4.20	2.85	2.95
	TEMMUZ	0.00	2.90	2.94	3.39	2.89	3.35
	AĞUSTOS	2.93	2.73	2.95	2.93	2.55	0.00
	EYLÜL	3.21	3.18	2.93	3.05	2.93	3.66
	EKİM	3.25	3.20	3.25	3.05	3.63	3.22
	KASIM	3.15	3.40	3.03	3.56	3.26	3.02
	ARALIK	2.98	3.39	3.03	3.57	2.92	3.35
ORTALAMA	3.17	3.28	2.99	3.21	2.83	3.12	
2017	OCAK	3.30	3.69	3.07	3.47	3.14	3.79
	ŞUBAT	3.24	3.14	2.74	3.16	2.92	3.41
	MART	3.23	3.43	3.09	3.39	2.86	3.30
	NİSAN	3.23	3.22	2.96	3.46	2.88	3.68
	MAYIS	2.92	3.50	2.98	3.58	2.80	3.76
	HAZİRAN	3.07	3.16	3.04	3.38	2.71	3.24
	TEMMUZ	3.37	3.88	2.96	3.72	2.89	3.16
	AĞUSTOS	3.41	3.62	2.43	0.00	2.90	3.54
	EYLÜL	3.12	3.77	3.13	3.54	2.78	3.35
	EKİM	3.08	3.47	2.61	3.26	3.17	0.00
	KASIM	3.18	3.50	3.29	3.61	3.10	3.52
	ARALIK	3.34	4.16	3.33	3.69	3.04	3.17
ORTALAMA	3.19	3.43	2.97	3.44	2.92	3.35	
2018	OCAK	3.14	3.64	3.31	3.49	3.05	3.67
	ŞUBAT	3.16	2.01	3.34	3.42	3.31	3.76
	MART	2.48	3.02	3.39	3.23	2.90	3.31
	NİSAN	2.73	3.36	3.32	3.57	3.07	3.98
	MAYIS	3.27	0.00	3.25	3.48	2.82	3.01
	HAZİRAN	3.26	3.62	3.16	3.64	2.96	3.46
	TEMMUZ	3.46	3.06	2.85	3.26	3.12	3.22
	AĞUSTOS	0.00	3.15	2.92	3.42	3.20	3.42
	EYLÜL	0.00	3.61	3.12	3.63	2.92	3.58
	EKİM	0.00	3.41	3.06	3.25	3.16	3.96
	KASIM	0.00	3.66	2.98	3.38	3.01	3.97
	ARALIK	0.00	3.22	3.22	3.14	3.10	3.79
ORTALAMA	3.05	3.45	3.13	3.40	3.06	3.50	
2019	OCAK	3.11	3.55	3.04	3.30		
	ŞUBAT	3.11	3.33	3.06	3.30		
	MART	3.11	3.38	2.97	3.56		
	NİSAN	3.15	3.31	2.98	3.54		
	MAYIS	3.28	3.13	3.29	3.21		
	HAZİRAN	3.22	0.00	3.24	3.63		
	TEMMUZ	3.22	3.00	3.12	3.58		
	AĞUSTOS	2.87	3.20	2.86	3.29		
	EYLÜL	3.22	3.08	3.10	3.43		
	EKİM	2.90	3.31	3.02	3.41		
	KASIM	3.16	3.56	3.20	3.55		
	ARALIK	3.39	3.64	3.56	3.69		
ORTALAMA	3.14	3.34	3.10	3.49			

3.2.2 Saha uygulama performansının anlaşılması

Kurulan sistemin çalışanlara anlatıldıktan sonra değerlendirme süresinde personeller gözlemlenmeli ve hazırlanan sistemin çalışanlar tarafından anlaşılıp anlaşılmadığı izlenmelidir. Kurulan ayna ilerlemesinin takibine dayalı olan performans siteminde, iki meslek grubu üzerinde durulmuştur. Bunlar Jumbo operatörleri ve Ateşçi personellerdir.

Jumbo operatörlerinin dikkat etmesi gereken parametreler kendilerine anlatılmış ve ayna delgilerinde bu parametrelere dikkat etmeleri istenmiştir. Bunlar delik temizliği, deliklerin paralel ve delik delgi paternine uygun olarak delinmesi gibi parametreler vardır.

Ateşçi personeller için ise; ayna şarjından önce delik temizliği, patlatma paternine uygunluk, delik dolununun özenli şekilde yapılması gibi parametreler personellere anlatılmıştır.

Sistemin daha verimli işleyebilmesi için personellere dikkat etmeleri gereken parametreler anlatıldıktan sonra; bu sistemin kurulmasındaki amaç kendileri ile paylaşılmıştır. Sistemin kurulma amacı; kişileri aşağılamak veya yetkinlik ve ustalıklarını sorgulamak olmadığı taraflarına bildirmek oldukça önem arz etmektedir. Amaç; rekabetçi bir ortamda işin verimliliğinin artması amacı ile onurlandırma ve taktir edilme duygularını yücelterek personellerin işletme içerisinde ki saygınlıklarının artırılmasıdır. Ayrıca elde edilen maddi ödüller ise bu sistemin maddi kazanımlarıdır.

4 SONUÇLAR

Sistemin kazanımları konusunda yapılan istatistiksel veriler aşağıda belirtilmiştir. Tablo 3 ve Tablo 4' de iki işletme için atım başına ortalama ayna ilerlemeleri verilmiştir. Tablo 5 ve Tablo 6' da ise 1' nolu ve 2' nolu yeraltı işletmeleri için ortalama patlayıcı tüketimleri verilmiştir.

Tablo 3. 1' nolu ve 2' nolu işletmelerin cevher aynasındaki ortalama ilerlemeleri

Yıl	1 nolu İşletme Cevher Aynası İlerlemesi (Metre)	2 nolu İşletme Cevher Aynası İlerlemesi (Metre)
2018	3.05	3.13
2019	3.14	3.10
2020	3.37	3.55

Tablo 4. 1' nolu ve 2' nolu işletmelerin pasa aynasındaki ortalama ilerlemeleri

Yıl	1 nolu İşletme Pasa Aynası İlerlemesi (Metre)	2 nolu İşletme Pasa Aynası İlerlemesi (Metre)
2018	3.45	3.40
2019	3.34	3.49
2020	3.52	3.77

Tablo 5. 1' nolu yeraltı işletmesi ortalama patlayıcı tüketimleri

	Proje-1		Proje-1	
	PASA AYNASI METRE BAŞINA ANFO TÜKETİMİ(KG/M)	CEVHER AYNASI METRE BAŞINA ANFO TÜKETİMİ(KG/M)	PASA AYNASI METRE BAŞINA DİNAMİT TÜKETİMİ(KG/M)	CEVHER AYNASI METRE BAŞINA DİNAMİT TÜKETİMİ(KG/M)
2018	29.23	53.99	13.80	17.63
2019	37.37	55.80	16.23	20.91
2020	33.31	52.03	16.03	16.94

Tablo 6. 2' nolu yeraltı işletmesi ortalama patlayıcı tüketimleri

	Proje-2		Proje-2	
	PASA AYNASI METRE BAŞINA ANFO TÜKETİMİ(KG/M)	CEVHER AYNASI METRE BAŞINA ANFO TÜKETİMİ(KG/M)	PASA AYNASI METRE BAŞINA DİNAMİT TÜKETİMİ(KG/M)	CEVHER AYNASI METRE BAŞINA DİNAMİT TÜKETİMİ(KG/M)
2018	34.19	52.71	13.58	17.77
2019	40.10	51.78	13.99	17.02
2020	27.60	50.74	9.27	16.90

Bu çalışma kapsamında işletmelerin rutin uyguladıkları delgi paternine herhangi bir müdahalede bulunulmamış sadece anlatılan sistem uygulanmıştır. Tablo 3, 4, 5 ve Tablo 6'da görüldüğü gibi sistemin uygulanmaya başlamasından sonra ayna başına ortalama ilerlemeler artarken patlayıcı madde tüketimleri azalmıştır.

KAYNAKLAR

- Özer Ü, 2009. Akyol Mıçır ve Mermer San Tic. A.Ş. ye ait Muratbey Kalker Ocağında Meydana Gelen Heyelanın Jeolojik-Jeoteknik Özelliklerine Ait Rapor, *İstanbul Üniversitesi Mühendislik Fakültesi, İstanbul*
- Budak G., Arpacı Ç., Tolay E., 2017. Performansa ve Yetkinliğe Dayalı Ücre ve Ödül Yönetimi Arasındaki Bağlantılar, *Ömer Halidemir Üniversitesi İktisadi ve İdari Bilimler Fakültesi Dergisi*, Niğde

BLAST-INDUCED ENVIRONMENTAL PROBLEMS AND CONTROLLING
PATLATMA KAYNAKLI ÇEVRESEL SORUNLAR VE KONTROLÜ

Birim Zamanda Patlatılan Farklı Miktardaki Patlayıcı Maddelerin Maksimum Parçacık Hızı ve Yapısal Hasar Riskine Etkisi

Effect of Different Amount of Explosives Detonated per Unit Time on Maximum Particle Velocity and Structural Damage Risk

E. Alan

Yapı Merkezi İnşaat ve Sanayi A.Ş., Tanzania, enver.alan@ym.com.tr

ÖZET Bu çalışma Ashangi Formasyonu'nda, Eosen döneminde oluşan Afanitik trakibazaltta yapılmıştır. Delme-patlatma teknolojisinden faydalanarak sismik enerji üretmek amacıyla eşit aralıklarla, farklı uzunluklarda ve 89 mm çaplı yirmi beş adet (5 sıra; R1, R2, R3, R4, R5) delik delinmiştir. Deliklere farklı miktarlarda patlayıcı şarj edilmiş, sıkılama mesafesi sabit tutulmuş, her delik ayrı ayrı patlatılarak 99 adet sismik ölçüm alınmıştır. Patlatma noktalarına en yakın ölçme istasyonu 8.80 metre uzaklıktadır.

Atım yaparken ölçerek elde edilen PPV değerlerinin farklarının aritmetik ortalamalarındaki artma oranları R2'de % 56, R3'de % 106, R4'de % 197, R5'de % 357'dir. USBM Normuna göre sadece R1'de yapılan patlatmaların yapısal hasar riski taşımadığı, DIN 4150 Normuna göre tüm patlatmaların yapısal hasar riski taşıdığı tespit edilmiştir. Patlatma esnasında kaya fırlaması yaşanmamış, hava şoku oluşmamıştır. Ses seviyesi eşik hasar değerinin (140 dB) altındadır.

Patlatmalar sırasında ölçülen ve kaydedilen titreşim parametre değerleri, Ölçekli mesafe değeri arttıkça PPV değerinin azaldığını işaret etmektedir.

Anahtar kelimeler: Patlatma, Sismik dalga, Maksimum parçacık hızı (PPV), Norm, Yapısal hasar riski

ABSTRACT This study was conducted in the field within the Ashangi Formation, occurred in Eocene geological time in the aphanitic trachybasalt. By using drilling-blasting technology, 25 blastholes (5 rows; R1, R2, R3, R4, R5) of 89 mm diameter with different lengths were drilled at equal intervals to produce seismic energy. The holes were charged with different amounts of explosive material, the stemming length was stabilized, each hole was blasted separately and 99 seismic measurements were taken. The nearest measuring station is 8.80 meters away from the blasting points.

The expansion rate of the differences of the PPV values in the arithmetic means obtained by measuring during blasting are 56 % in R2, 106 % in R3, 197 % in R4, 357 % in R5. According to the USBM Norm, only shots at R1 do not carry a structural risk of damage, but according to DIN 4150 Norm all shots carry a risk of structural damage. During the blasting, there was no fly rock and no air shock. The sound level is below the threshold damage value (140 dB).

Vibration parameter values measured and recorded during bursts show that as the Scaled distance value increases, the PPV value decreases steadily.

Keywords: Blasting, Seismic wave, Peak particle velocity (PPV), Norm, Structural damage risk

1 GİRİŞ

Türkiye Cumhuriyeti'nin kurucu lideri Kemal Atatürk "Hayatta en hakiki mürşit ilimdir" demiş. İlim, akıl, bilgi ve teknoloji; karanlığa meşale, umuda yolculuk, refah ve başarıya açılan kapıdır. Cahil, bağımlı, yobaz, dogmatik vs. hakir canilerce işkence ile katledilen aydınlar (Hypatia, 415; Servet, 1553; Bruno, 1600; Lavoisier, 1794; Vavilov, 1943; Malikzada, 2015...) dahil nicelerine yaşatılanlar; bilime çalım atılarak inşa edilen, 1975'te yıkılınca en az 171 bin insanın

can verdiği Banqiao Barajı felaketi vs. ibrettir. Coğrafya kader, bilimsel bilgi ve liyakat elzem, demir taşta pahalı, doğru tektir. İtimat kontrole mâni değil. Tahmin etme! Bil, sorgula, ölç. Diğer yöntemlerle kaya kazısı yapmak teknik ve/veya ekonomik ya da çevre açısından uygun değilse delme-patlatma teknolojilerinden faydalanmak kaçınılmazdır. Patlatmalı kazı yaparken kayaca 280.42 kg/cm²'ye kadar basınç uygulanır (Alan 2020). Bu basınç azami oranda kayayı kesme, kırma, parçalama ve ötelemede kullanılmalıdır. Her atım riskli, özgün ve kendine münhasırdır

Atım yaparken ısı, ışık, şok, gaz, ses ve sismik enerji oluşur. Sismik enerji, sismik dalgalar ile taşınmaktadır. Atmosfere boşalan reaksiyon ürünü gazlar kaya fırlatabilir ve/veya hava şoku oluşturabilir. Sismik enerji, hava şoku ve fırlayan kaya; can ve mal güvenliğini, çevreyi ve değerleri (sevgi, saygı, hoşgörü, güven, itibar vs.) tehdit eder. Can ve etik değerlerin pahası yok.

Atım yaparken çevresel etkileri ve yapısal hasar riskini azaltmada etkin parametrelerden bazıları atıma uzaklık, birim zamanda patlayan maksimum patlayıcı miktarı, kapsül gecikme aralığı ve yapı ile atım arasındaki süreksizliklerdir. Atımların olumsuz etkilerinden birisi olan yapısal hasar riskini bertaraf etmek için genellikle birim zamanda patlatılan patlayıcı madde miktarı azaltılmaktadır. Bu seçenek; titreşim parametre değerleri ile birlikte aktiviteleri, projeyi, iş bitimini, maliyetleri vs. doğrudan etkilemektedir. Koşullar ve hedef tanımlanmalı, akıl ve bilim rehberliğinde analitik değerlendirme yapılmalı; kısıt, imkân ve alternatifler bilinmeli; seçenekler irdelenerek uygun yöntem belirlenmeli, plan yapılarak uygulanmalıdır.

Bu çalışmada; atım ile ölçüm istasyonu arası mesafeler kısa tutularak birim zamanda patlayan patlayıcı miktarı düzenli olarak artırılıp PPV, frekans, ses şiddetindeki değişimler incelenmiştir. Yapılan tespitler, benzer şartlarda yapılacak patlatmalı kazı çalışmalarına kaynak oluşturacaktır

2 GENEL BİLGİLER

2.1 Patlatmalı Kazı Kaynaklı Yapısal Hasar Riskine Maksimum Parçacık Hızının Etkisi

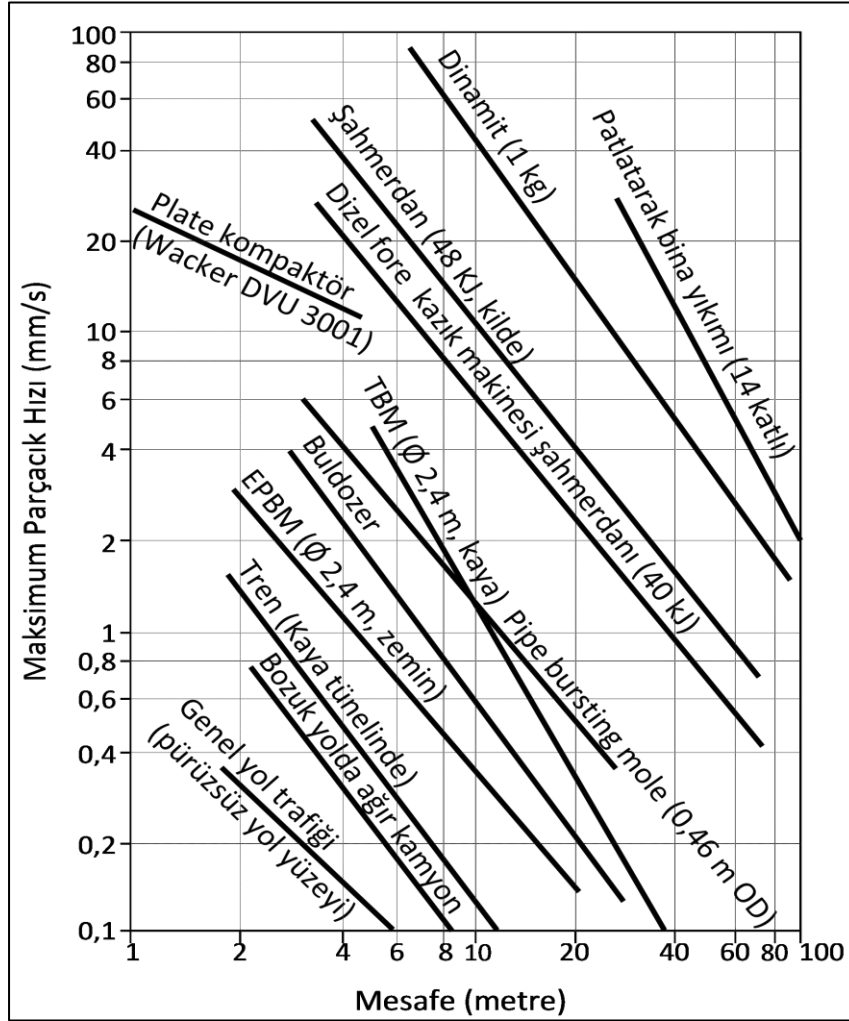
Atımların olumsuz etkileri (yer sarsıntısı, taş savrulması, hava şoku, toz, gaz vd.) kaçınılmaz, yapısal hasar riski potansiyeldir. Yapılardaki hasarların tanımları aşağıdaki gibi sıralanabilir:

1. Hafif hasar: İnce sıva çatlakları meydana gelmesi ve küçük sıva parçalarının dökülmesi,
2. Orta hasar: Duvarlarda küçük çatlakların oluşması, büyük sıva parçalarının dökülmesi, kiremitlerin kayması, bacalarda çatlaklar oluşması, bazı baca parçalarının aşağı düşmesi,
3. Ağır hasar: Duvarlarda büyük çatlakların meydana gelmesi ve bacaların yıkılması,
4. Yıkıntı; Duvarların yarılması, binaların bazı kısımlarının yıkılması, derzlerin ayrılması,
5. Fazla yıkıntı: Yapıların tamamen yıkılması.

Patlatmalı kazı kaynaklı yapısal hasar riskini; amaç, atım yapılacak lokasyon, patlatmalı kazı yapılacak formasyonun ve deliklerinin konumu, formasyon (jeolojik yapı, dolgu, zemin, boşluk, su, süreksizlik, örtü tabakası ve kalınlığı vs.), yapı (temel türü, yapının tipi, boyutu ve konumu, yapı öz frekansı, atıma yakınlığı, üzerinde bulunduğu formasyonun mühendislik özellikleri, taşıdığı yükün türü ve miktarı vs.), patlayıcı madde (detonasyon hızı, infilak basıncı, birim zamanda patlayan patlayıcı miktarı vd.), kapsül (gecikme aralığı, sapma miktarı vs.), tasarım parametreleri (delik çapı, uzunluğu ve eğimi, dip delgi, delikler arası mesafe, yük mesafesi, sıkılama mesafesi ve maddesi, yüzey bağlantısı, atım yönü, atım süresi, basamak yüksekliği, serbest yüzey sayısı, çekme yöntemi vs.), atmosferik ve coğrafik koşullar vs. etkilemektedir. Bu faktörlerden bazıları kontrol edilebilir, bazı faktörler kontrol edilemezdir.

Patlatma kaynaklı oluşan titreşimler açısından, atıma yakın (<200 m) bölgelerde en etkileyici faktör patlatma tasarımı ile ilgili değişkenler olurken, uzak mesafelerde (>200 m) dalganın taşındığı ortamın mühendislik özellikleri daha etkin ve tayin edicidir. Toprağın; dalga yayılım hızı ve titreşim frekansı küçük, deplasman değeri büyük, elastisite modülü kayadan düşüktür. Kayanın dalga yayılım hızı yüksektir. Mesafe arttıkça, titreşimlerin genliği küçülür.

Çevremizdeki çeşitli aktiviteler de parçacıkları hareket ettirir. Farklı kaynakların oluşturduğu titreşimlerin hareket ettirdiği parçacıkların maksimum hız değerleri aralığı aşağıdadır (Şek. 1).



Şekil 1. Farklı kaynakların oluşturduğu titreşimlerin vesile olduğu PPV değerleri (New 1986)

Atım kaynaklı yapısal hasar oluşumunda birçok parametre (dalga tipi, dalga boyu, parçacık hızı, frekans, ölçekli mesafe, ivme, deplasman vs.) ve hava şoku etkindir. Günümüzde, patlatmalı kazı kaynaklı yapısal hasar riski açısından en fazla değerlendirmeye tabii tutulan titreşim parametreleri parçacık hızı ve frekanstır (Alan 2018).

Parçacık hızının yapısal hasar riskine etkisi konusunda birçok araştırmacı (U. Langefors, B. Khilstrom, K. Westerberg, W. Konon, A. Kahriman, A. K. Karadoğan, J. R. Schuring, M. D. Furnish, W. D. Reinhard, F. Nordwood, A. Bauer, P. N. Calder vd.) çalışmış, normlarda (DIN 4150, USBM, OSM vs.) hasar riski limit değerleri belirtilmiştir. İnsanlar, parçacık hızı (PV) değeri >0.25 mm/s olan sarsıntıları algılar. PV değerleri, 12 ve 20 mm/s eşik değerlerini aştığında konutlarda sırası ile kum ve alçı sıvalarda gözle görülebilen çatlaklar oluşur. Kaplaması yapılmamış tünellerde parçacık hızı değeri 305 mm/s iken kaya düşmesi gerçekleşmiş, parçacık hızı değeri 610 mm/s iken yeni çatlaklar oluşmuştur. PV değeri 254 mm/s olduğunda sağlam kayada herhangi kırılma gözlemlenmemiştir. PPV değeri 254-635 mm/s arasında az kavlaklanma, PPV değeri 635-2.540 mm/s arasında ise büyük çekme ve radyal çatlaklar oluşmuştur. PV değeri 2.540 mm/s olduğunda kaya kütlesi kırılarak ayrılmıştır. Parçacık hızı değeri 635 mm/s'nin üstüne çıktığında çoğu kaya belli oranda hasar görür.

Atım yapılan lokasyona gerek yakın yapılar gerekse uzak yapılar hasar riski taşır. Çünkü; atım, kalın toprak tabakaları, sedimanter tabakalar, sıkı sıkılama ve uzun mesafelerin birlikte bulunduğu kombinasyonlar -yüksek frekanslı (>40 Hz) titreşimlerin kat edilen yolda enerji kaybetmeleri sonucunda orta ve büyük mesafelerde hâkim frekansın düşük değerli olması, bu

düşük frekans değerinin binaların 4-12 Hz mertebesindeki doğal frekans değerleri ile aynı/yakın olması nedeniyle- yapılar üzerinde rezonans oluşturarak hasara yol açabilir. Patlatmalı kazı yaparken yapılara hasar vermemek için frekans değerlerinin yüksek, PPV değerlerinin küçük olması tercih edilmektedir.

Patlatmalı kazılar yapılırken oluşan sismik dalgaların frekansına ve parçacık hızına bağlı yapısal hasar oluşmaması için Alman Normu'ndaki limit değerler Tablo 1'de verilmiştir.

Tablo 1. Alman Normu'nda yapı türüne göre frekans ve limit PPV değerleri (DIN 4150, 1999)

Frekans (Hz)	Parçacık hızı limit değerleri (PPV) (mm/sn)	Yapı türü
0-10	3	Hassas / tarihi
	5	Konut
	20	Ticari / endüstriyel
10-50	3-8	Hassas / tarihi
	5-15	Konut
	20-40	Ticari / endüstriyel
50-100	8-10	Hassas / tarihi
	15-20	Konut
	40-50	Ticari / endüstriyel

Yapısal hasar riski açısından; atım yapılan lokasyon yakınlarında tasarım (delik düzeni, aynı anda patlayan patlayıcı miktarı, gecikme süresi, atım yönü vs.); atımdan uzaklaştıkça sismik dalgaların iletiildiği, yapının üzerinde bulunduğu jeolojik yapının mühendislik özellikleri daha etkin ve belirleyicidir. Sağlam kaya üzerine inşa edilen yapıların hasar görme olasılığı, toprak, kum veya zemin üzerine inşa edilen yapıların hasar görme olasılığından çok daha azdır.

Geometrik değerler ve jeolojik yapıdaki değişimler de patlatma kaynaklı titreşimleri etkiler. En güvenilir ön kestirimler, gerçek atımların gözlemlenmesi ile elde edilecek verilerin istatistiksel yöntemler kullanılarak analiz edilmesi sonucu elde edilir. Patlatma kaynaklı titreşim parametre değerlerinin kestiriminde ölçekli mesafe ve maksimum parçacık hızı değerleri arası ilişkinin ampirik (deneysel) olarak incelenmesi de uygulanan başlıca yöntemlerdendir (Alan 2019). Patlatma kaynaklı PPV değeri tahminine yönelik birçok yaklaşım mevcuttur (Davies ve ark.1964, Ambraseys ve Hendron 1968, Nicholls, Johsson, Duvall 1971, Langefors ve Kihlström 1967, Indian Standart Ins. 1973, Ghosh ve Daemon 1983, Gupta ve ark. 1987, Roy 1991). Tahmini PPV değerini belirlemede en çok faydalanılan ampirik yaklaşımlardan ikisi Eşitlik 1 ve 2'de sunulmuştur.

$$\text{USBM (Duvall ve Fogelson 1962)} \quad PPV = k(SD)^{-\beta} \quad SD = \left(\frac{R}{\sqrt{W}} \right) \quad PPV = k \left(\frac{R}{\sqrt{W}} \right)^{-\beta} \quad (1)$$

$$\text{Ambraseys-Hendron (1968)} \quad PPV = k(SD)^{-\beta} \quad SD = \left(\frac{R}{\sqrt[3]{W}} \right) \quad PPV = k \left(\frac{R}{\sqrt[3]{W}} \right)^{-\beta} \quad (2)$$

Burada:

SD : Ölçekli mesafe

k : Arazi iletim katsayısı

β : Sönümlenme katsayısı

PPV : Maksimum parçacık hızı (mm/s, inch/s)

R : Patlatma yapılan lokasyon ile ölçüm istasyonu arası mesafe (m)

W : Birim zamanda patlayan maksimum patlayıcı madde miktarı (kg)

Yerüstünde patlatmalı kazı yaparken birinci yaklaşım (Duvall – Fogelson), yeraltında patlatmalı kazılar yapılırken ikinci yaklaşımın (Ambraseys - Hendron) kullanılması tercih edilmektedir.

Haklı veya haksız sebeplerle (psikolojik, bilgisizlik, kötü niyet) maruz kalınan şikâyetleri zabıta (Erkoç 2008) değil liyakat sahibi ehil kişiler ve akredite kurumlar değerlendirmelidir.

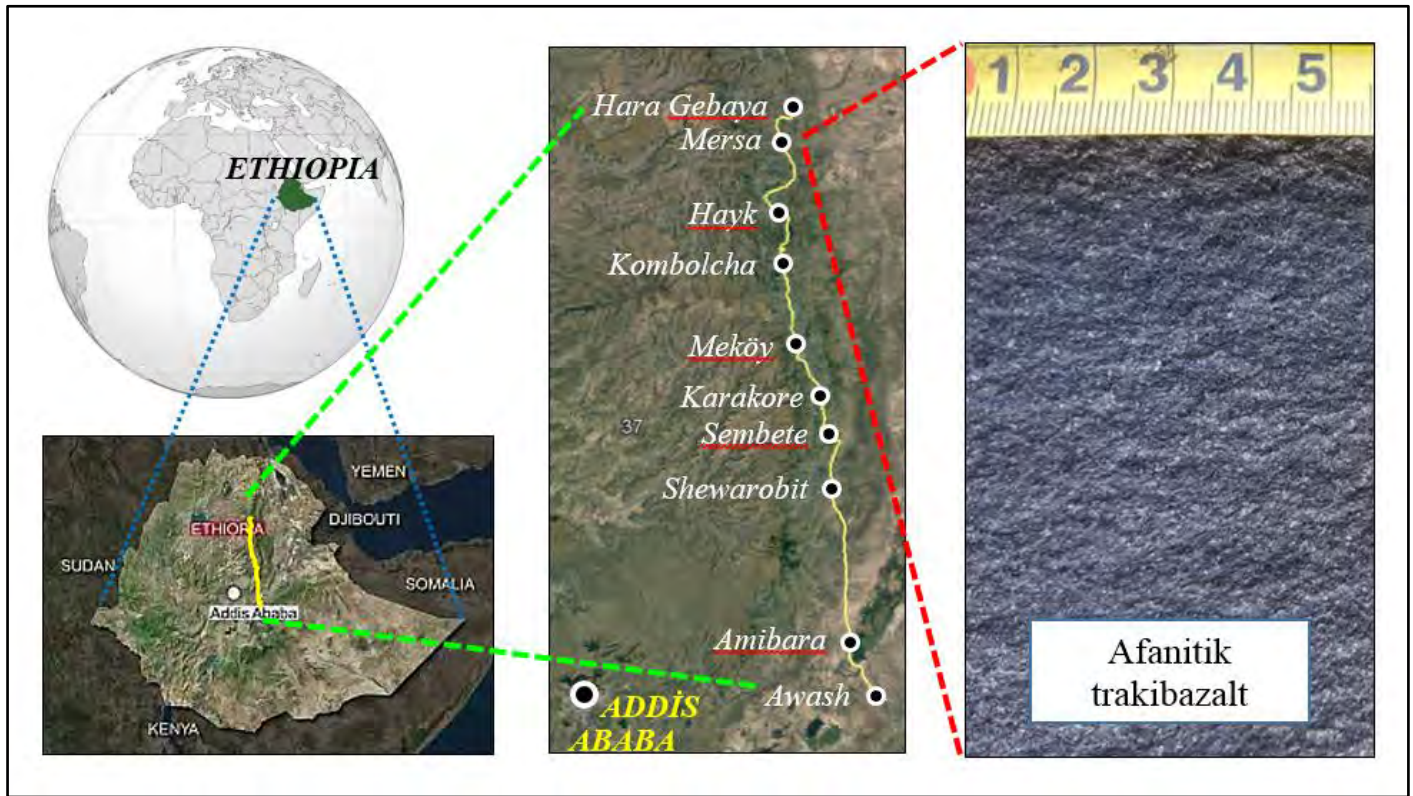
Patlatmalı kazı yaparken kısıtlar gözetilmeli, yapılara hasar ve çevreye zarar vermemek için titreşim parametre değerleri (parçacık hızı, frekans, sismik dalga boyu, ivme vs.) kontrol altında tutulmalı ve ilgi değerler eşik hasar değeri altında olmalıdır. Gerektiğinde, atım yapılan lokasyon ile korunacak yapı arasına yapay süreksizlikler (ön kesme yöntemiyle kayayı kesme, bariyer delikleri delme, kanal kazma vd.) oluşturulmalıdır.

2.2 AKH Demiryolu Projesi ve Kaya Kazıları

Awash-Kombolcha-Hara Gebaya (AKH) Demiryolu Projesi Etiyopya’da inşa edilmektedir. Tasarım ve inşasını Yapı Merkezi İnş. ve San. A.Ş. yapmakta. Proje güzergâhında; volkanizma ile oluşmuş asit magmatik kayalar kapsamakta olan, Oligosen-Miosen (~33.90-5.33 milyon yıl) yaşlı Ashangi ve Ancharo formasyonları hâkim. Hat uzunluğu 391.75 km, kazı-dolgu miktarı ~95 milyon m³. Proje hızı; yolcu taşımacılığında 120 km/h, yük taşımacılığında 80 km/h. Kaya kazıları delme patlatma-teknolojisinden faydalanılarak veya hidrolik kırıcı kullanarak yapılıyor.

2.3 Çalışma Alanı ve Jeolojik Yapı

Bu çalışma; AKH Demiryolu Projesi’nde, Km 346 Ocağı’nda (Mersa-Etiyopya) yapılmıştır. Çalışmalarının yapıldığı lokasyondaki Ashangi Formasyonu, Eosen döneminde (55.80-33.90 milyon yıl önce) oluşmuştur. Patlatma ve ölçümler Afanitik trakibazaltta yapılmıştır (Şek. 2).



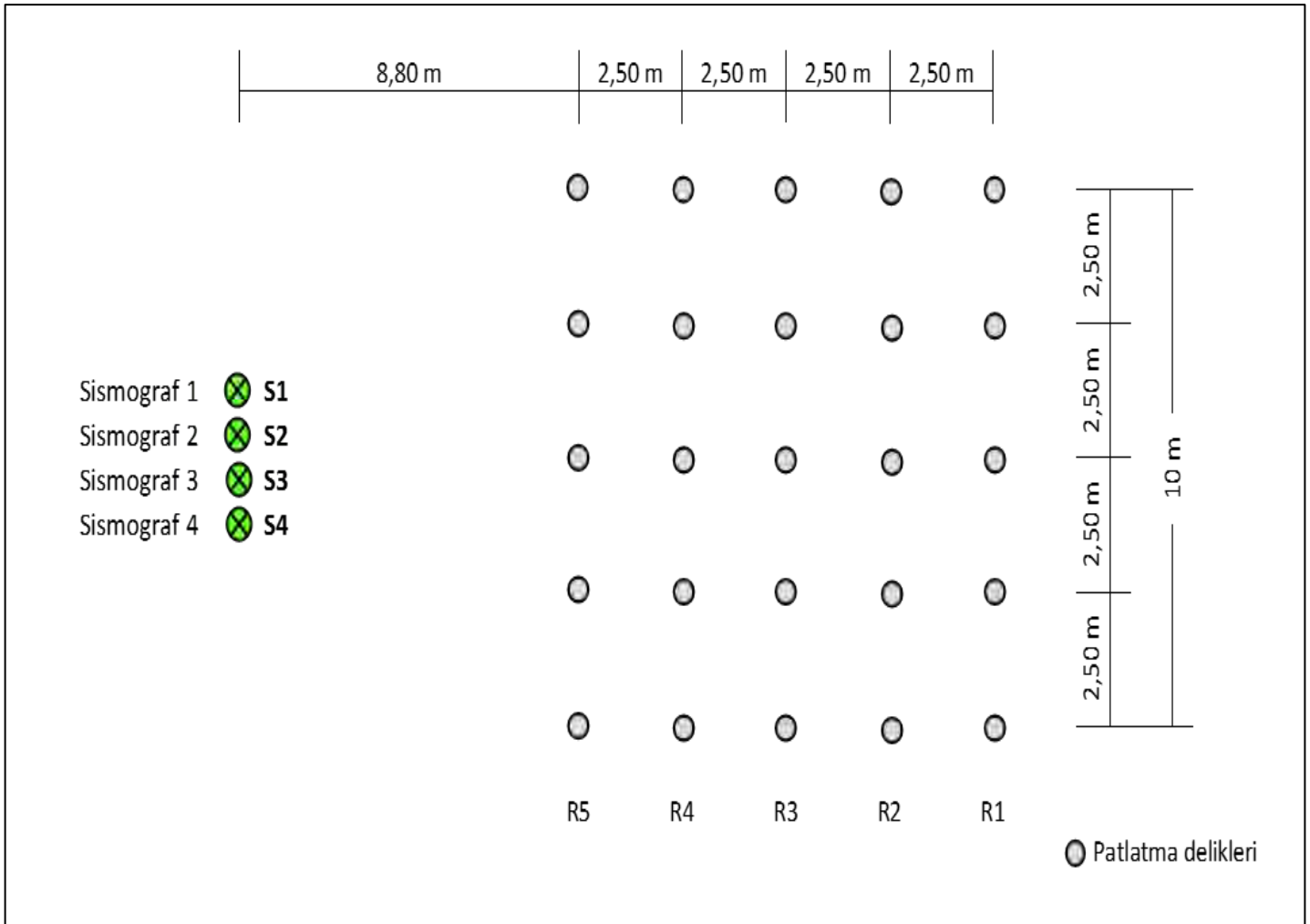
Şekil 2. Proje güzergâhı, istasyonlar ve Ar-Ge sahasının haritalardaki konumu (Alan 2020)

Kırmataş (balast, sabbalast, beton agregası, kırma kum, duvar taşı vs.) üretmek için işletilen bu ocağın Afanitik trakibazaltın mühendislik özellikleri: Kaya kalite değeri (RQD) % 37.50; tek eksenli basınç dayanımı (UCS) 103.54 MPa; özgül ağırlık 3.03 g/cm³, aşınma dayanımı % 7.80.

3 SAHA ÇALIŞMALARI

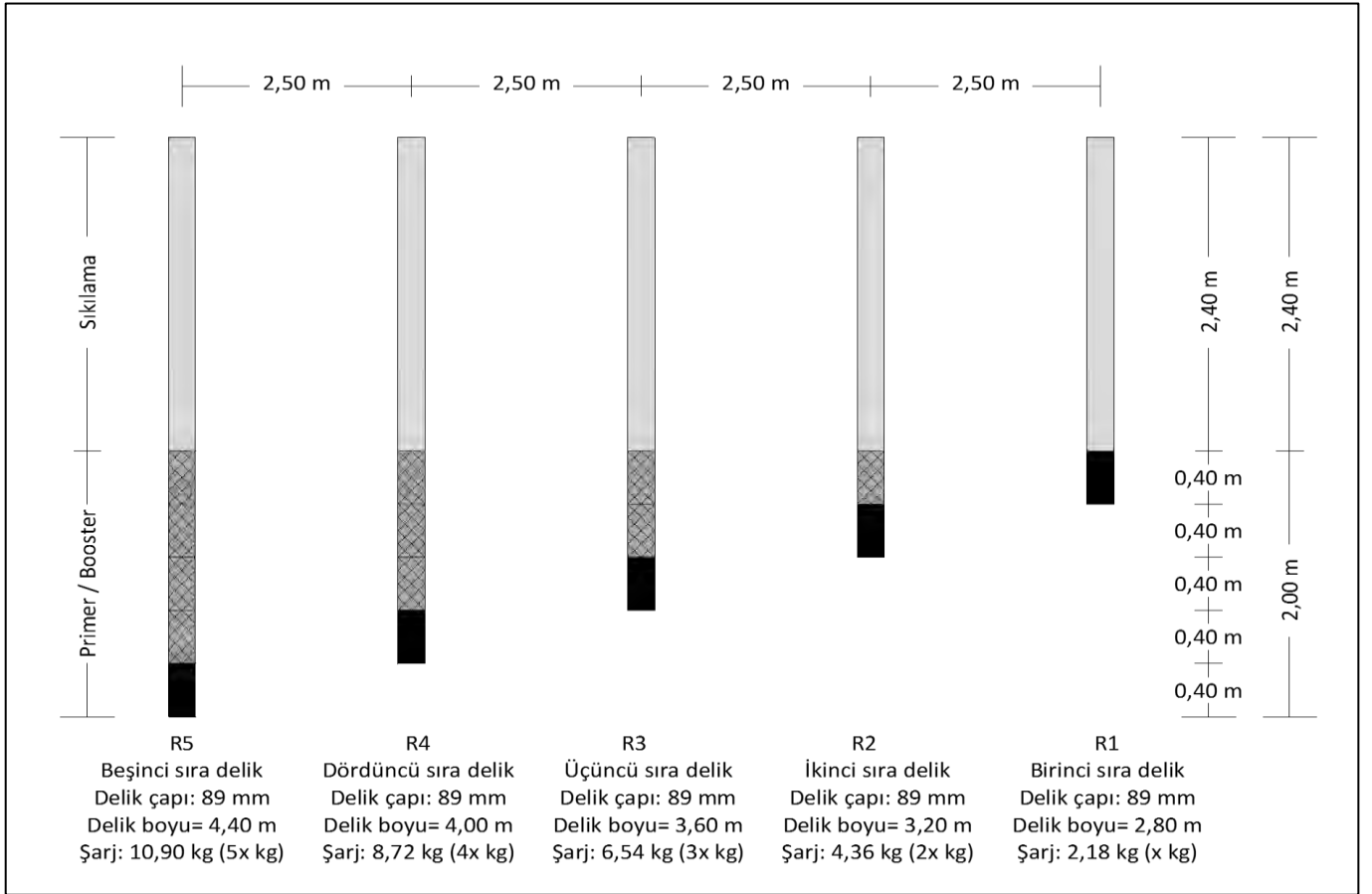
Bu çalışma; mevcut şartlar ve kapsüle duyarlı emülsiyon bazlı kartuş patlayıcı madde (Powergel Magnum 365) kullanılacağı göz önünde bulundurularak tasarlandı. Bu patlayıcının yoğunluğu: 1,20 g/cm³; kartuş boyutu: 38x400 mm; kartuş ağırlığı: 0.545 kg; RBS değeri: % 193; RWS: % 129; ideal gaz hacmi: 873 lt/kg; ideal VOD: 6.140 m/s; ideal detonsyon basıncı: 112.900 atm).

Ölçme istasyonları (S1, S2, S3, S4) ve beş sıra delik (R1, R2, R3, R4, R5) tasarıma uygun olarak uydu destekli elektronik teodolitten faydalanılarak sahada işaretlenmiş, delikler üstten darbeli rock drill ile delinmiştir. Delik çapı 89 mm, delik sayısı 25 adettir. Patlatmalar sırasında oluşacak sismik dalgaların parametre değerlerini ölçerek tespit etmek için 4 adet sismograf kullanılmıştır. Patlatma deliklerinin en yakın sismografa uzaklığı 8.80 metredir (Şek. 3).



Şekil 3. Titreşim üretim delikleri ve ölçme istasyonlarının yerleşim planı

Delikler beş ayrı uzunluktadır (H1=2.80 m, H2=3.20 m, H3=3.60 m, H4=4.00 m, H5=4.40 m). Miktarı bilinçli ve düzenli artırılarak deliklere R1’de 2.18 kg (x kg), R2’de 4.36 kg (2x kg), R3’de 6.54 kg (3x kg), R4’de 8.72 kg (4x kg), R5’de 10.90 kg (5x kg) kapsüle duyarlı emülsiyon patlayıcı madde şarj edilmiştir. Delikler arası mesafeler ve sıkılama mesafeleri bilinçli olarak sabit tutulmuştur. Tüm deliklerin sıkılama uzunluğu 2.40 metredir (Şek. 4). Sıkılamada <12 mm boyutlu kırma taş kullanılmış, patlatmalar sonsuz kaya ortamında yapılmıştır.



Şekil 4. Şarj edilmiş deliklerin kesit görünüşü

4 PATLATMA VE TİTREŞİMLERİN PARAMETRE DEĞERLERİ

Çalışma sahasındaki ölçme istasyonlarına sismograflar yerleştirildikten sonra 25 adet titreşim üretim deliği tek tek patlatıldı. Patlatmalar esnasında oluşan titreşimlerin parametre değerleri ölçülerek 99 adet sismik kayıt alındı. Patlatmalar ve titreşimlerin parametre değerleri Tablo 2’de verilmiş; SD değerleri, USBM-1962 (Eşitlik 1) ampirik yaklaşımı ile hesaplanarak tespit edilmiştir.

5 TİTREŞİM PARAMETRE DEĞERLERİNİN ANALİZİ

Ölçülerek tespit edilen PPV değerleri birinci sıradaki (R1) patlatmalar için 21.80-44.60 mm/s, ikinci sıradaki (R2) patlatmalar için 36,60-71,70 mm/s, üçüncü sıradaki (R3) patlatmalar için 42.30-79.00 mm/s, dördüncü sıradaki (R4) patlatmalar için 68.30-128.00 mm/s, beşinci sıradaki (R5) patlatmalar için 64.10-250.00 mm/s aralığındadır (Tab. 3). Birim zamanda patlatılan maksimum patlayıcı miktarı azaldıkça, maksimum parçacık hızı değerleri de küçülmüştür.

Tablo 2. Patlatmaların ve titreşimlerin parametre değerleri

		DELİK/ŞARJ BİLGİLERİ VE TİTREŞİM PARAMETRE DEĞERLERİ																								
Delik sırası kodu	R	R1					R2					R3					R4					R5				
		BN	H	C	SH	L	S1	S2	S3	S4	S1	S2	S3	S4	S1	S2	S3	S4	S1	S2	S3	S4	S1	S2	S3	S4
Adet	Adet	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10
Delik uzunluğu	m	2,80	3,20	0,80	2,40	16,30	4,36	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10
Şarj uzunluğu	m	0,40	0,80	2,40	18,80	2,18	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10
Sıkılama uzunluğu	m	2,40	16,30	4,36	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10
Delik-sismograf arası mesafe	m	18,80	2,18	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10
Geçikme başına max.şarj	kg	2,18	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10
Sismograf kodu	S	S1	S2	S3	S4	S1	S2	S3	S4	S1	S2	S3	S4	S1	S2	S3	S4	S1	S2	S3	S4	S1	S2	S3	S4	
Ölçüm sayısı	MN	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	
Boyuna parçacık hızı (PVL)	mm/s	16,50	14,20	10,10	31,20	25,40	29,00	17,50	35,30	25,60	56,10	42,40	68,00	41,70	124,00	28,80	128,00	89,80	202,00	61,20	223,00	89,80	202,00	61,20	223,00	
Düşey parçacık hızı (PPV)	mm/s	11,60	11,20	8,79	17,90	19,20	26,60	17,20	25,10	33,20	37,10	58,80	60,10	36,80	78,00	57,30	106,00	116,00	206,00	50,70	188,00	116,00	206,00	50,70	188,00	
Enine parçacık hızı (PVT)	mm/s	11,30	11,40	7,69	18,70	20,40	24,30	18,00	23,70	44,10	45,30	30,90	48,10	96,90	116,00	68,30	104,00	95,90	165,00	129,00	160,00	95,90	165,00	129,00	160,00	
Hava şoku	mm/s	12,50	20,70	7,71	11,60	19,40	22,70	18,20	19,50	52,80	47,30	32,20	50,80	85,30	108,00	75,10	74,60	66,00	159,00	64,10	127,00	66,00	159,00	64,10	127,00	
Ölçekli mesafe (SD)	mm/s	12,40	11,60	8,96	12,70	22,80	25,20	20,90	22,10	46,20	45,70	35,30	42,70	73,40	99,70	78,50	69,30	66,00	129,00	104,00	149,00	66,00	129,00	104,00	149,00	
Hesaplanarak elde edilen	mm/s	31,90	41,00	34,60	44,60	63,10	71,70	56,90	59,60	76,50	79,00	73,80	74,10	79,80	93,60	86,30	118,00	60,30	182,00	122,00	149,00	60,30	182,00	122,00	149,00	
Maksimum parçacık hızı (PPV)	mm/s	24,20	35,80	30,60	37,50	46,50	66,70	39,60	41,20	70,40	74,50	67,20	72,20	94,10	96,80	78,50	74,00	126,00	128,00	127,00	122,00	126,00	128,00	127,00	122,00	
Frekans (PPV'ye kıyas)	mm/s	23,10	34,30	28,40	35,00	41,60	64,10	36,80	42,00	56,90	56,30	48,30	53,20	100,00	91,80	64,90	70,90	91,50	173,00	250,00	124,00	91,50	173,00	250,00	124,00	
Ölçümlerle tespit edilen	mm/s	21,90	33,20	30,60	31,90	36,60	59,80	39,20	39,90	66,00	72,10	42,30	53,40	85,30	108,00	75,10	74,60	78,90	177,00	104,00	149,00	78,90	177,00	104,00	149,00	
Maksimum titreşim hızı (PPV)	mm/s	21,80	36,10	31,50	34,20	43,80	63,10	40,70	37,80	70,50	76,30	45,80	53,40	114,00	99,70	78,50	69,90	38,50	159,00	64,10	140,00	38,50	159,00	64,10	140,00	
Ölçekli titreşim hızı (SD)	mm/s	56,90	64,00	51,20	56,90	51,20	46,50	56,90	46,50	46,50	56,90	46,50	51,20	33,00	14,20	36,60	0,50	20,50	15,10	25,60	0,50	20,50	15,10	25,60	0,50	
Hesaplanarak elde edilen	mm/s	64,00	73,10	56,90	56,90	64,00	56,90	51,20	51,20	51,20	102,40	51,20	51,20	36,60	128,00	30,10	0,70	23,30	20,50	36,60	3,20	23,30	20,50	36,60	3,20	
Maksimum titreşim hızı (PPV)	mm/s	73,10	73,10	56,90	51,20	56,90	51,20	56,90	51,20	51,20	64,00	51,20	51,20	26,90	8,40	36,60	0,50	12,80	30,10	34,10	5,80	12,80	30,10	34,10	5,80	
Frekans (PPV'ye kıyas)	mm/s	64,00	73,10	64,00	56,90	64,00	56,90	51,20	51,20	51,20	56,90	46,50	51,20	18,30	16,00	39,40	0,50	7,50	34,10	32,00	7,50	34,10	32,00	7,50	34,10	
Hava şoku	mm/s	64,00	73,10	64,00	56,90	64,00	51,20	56,90	51,20	46,50	56,90	46,50	42,70	28,40	26,90	39,40	0,50	24,40	28,40	34,10	13,10	24,40	28,40	34,10	13,10	
Ölçekli titreşim hızı (SD)	mm/s	121,50	119,90	121,30	121,60	129,10	129,60	128,90	128,00	128,80	131,40	131,30	129,30	128,50	127,70	127,50	127,90	127,70	127,70	133,50	132,00	131,60	127,70	133,50	132,00	131,60
Hesaplanarak elde edilen	mm/s	119,00	120,30	120,10	119,00	120,90	122,90	123,80	124,70	124,70	126,70	124,20	125,40	126,30	127,20	126,20	126,30	131,60	129,80	129,50	128,40	128,40	129,80	129,50	128,40	128,40
Maksimum titreşim hızı (PPV)	mm/s	121,50	120,60	121,90	120,70	122,40	123,60	124,00	125,50	124,10	124,10	122,70	124,10	128,80	128,90	127,80	127,80	129,30	129,80	129,80	128,30	128,30	129,80	129,80	128,30	128,30
Hava şoku	mm/s	121,20	121,20	122,10	121,50	124,10	125,60	126,60	126,90	126,90	127,50	127,00	126,70	126,70	126,40	126,90	126,30	127,00	134,20	134,00	132,20	133,60	134,20	134,00	132,20	133,60
Ölçekli titreşim hızı (SD)	mm/s	13,52	13,74	13,95	14,03	8,36	8,52	8,69	8,76	6,26	6,02	6,19	6,26	4,23	4,38	4,55	4,63	4,66	3,28	3,45	3,55	4,66	3,28	3,45	3,55	
Hesaplanarak elde edilen	mm/s	13,30	13,42	13,53	13,53	8,20	8,29	8,39	8,40	5,75	5,82	5,91	5,93	4,12	4,20	4,28	4,31	2,92	2,99	3,09	3,14	2,92	2,99	3,09	3,14	
Maksimum titreşim hızı (PPV)	mm/s	13,28	13,30	13,32	13,23	8,21	8,23	8,24	8,18	5,74	5,78	5,78	5,74	4,16	4,15	4,16	4,13	2,97	2,96	2,97	2,95	2,97	2,96	2,97	2,95	
Hava şoku	mm/s	13,55	13,47	13,38	13,22	8,43	8,37	8,29	8,18	5,93	5,87	5,79	5,69	4,33	4,25	4,17	4,08	3,10	3,01	3,01	2,92	3,10	3,01	3,01	2,92	
Ölçekli titreşim hızı (SD)	mm/s	14,03	13,86	13,66	13,43	8,79	8,66	8,51	8,33	6,24	6,11	5,96	5,80	3,13	3,13	3,13	3,13	3,52	3,36	3,19	3,04	3,52	3,36	3,19	3,04	
Hesaplanarak elde edilen	mm/s	30,34	29,85	29,41	29,24	48,87	47,96	47,03	46,66	69,41	67,69	65,85	65,11	96,06	92,80	89,36	87,83	129,51	123,63	117,59	114,30	129,51	123,63	117,59	114,30	
Maksimum titreşim hızı (PPV)	mm/s	30,83	30,56	30,31	30,31	49,82	49,28	48,70	48,64	70,84	70,00	68,94	68,71	98,61	96,74	94,95	94,29	138,75	135,52	131,17	129,10	138,75	135,52	131,17	129,10	
Hava şoku	mm/s	30,27	30,45	30,65	31,02	48,47	48,81	49,28	49,94	66,71	69,41	70,36	71,58	93,86	95,61	97,67	98,37	136,43	136,89	136,43	137,35	136,43	136,89	136,43	137,35	
Ölçekli titreşim hızı (SD)	mm/s	29,24	29,60	30,03	30,54	46,50	47,19	48,02	49,05	65,32	66,70	68,37	70,24	87,27	90,14	93,43	96,51	115,27	120,71	127,09	127,09	115,27	120,71	127,09	127,09	

Tablo 3. Ölçülerek tespit edilen PPV değerlerinin dağılımı

PPV değer aralığı		R5 (W5=10,90 kg)		R4 (W4=8,72 kg)		R3 (W3=6,54 kg)		R2 (W2=4,36 kg)		R1 (W1=2,18 kg)	
mm/s	inc/s	Adet	%	Adet	%	Adet	%	Adet	%	Adet	%
≤ 25,40	≤ 1									4	20
24,40 < x ≤ 50,80	1 < x ≤ 2					3	15	12	60	16	80
50,80 < x ≤ 76,20	2 < x ≤ 3	1	5	4	20	14	70	8	40		
76,20 < x ≤ 101,60	3 < x ≤ 4	2	11	10	50	33	15				
101,60 < x ≤ 127,00	4 < x ≤ 5	5	26	5	25						
127,00 < x ≤ 152,40	5 < x ≤ 6	2	11	1	5						
152,40 < x ≤ 177,80	6 < x ≤ 7	4	21								
177,80 < x ≤ 203,20	7 < x ≤ 8	2	11								
203,20 < x ≤ 228,60	8 < x ≤ 9	2	11								
228,60 < x ≤ 254,00	9 < x ≤ 10	1	5								

Boyuna, düşey ve enine yönlerde tespit edilen 297 adet parçacık hızı değeri (sırasıyla PVL, PVV, PVT) incelenmiştir. Yapılan inceleme sonucunda R1, R2 ve R3 kodlu sıralardaki delikler patlatıldığında oluşan en yüksek parçacık hızı değerlerinin düşey yönde olduğu; R4 ve R5 sıralarındaki delikler patlatıldığında oluşan dominant parçacık hızı değerlerinin ise farklı yönlerde olduğu tespit edilmiştir (Tab. 4).

Tablo 4. Ölçülerek tespit edilen dominant parçacık hızının yönü

Sıra No	Sismograf-1					Sismograf-2					Sismograf-3					Sismograf-4				
	1	2	3	4	5	1	2	3	4	5	1	2	3	4	5	1	2	3	4	5
R1	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV
R2	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV
R3	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV
R4	PVV	PVV	PVV	PVL	PVL	PVL	PVV	PVL	PVL	PVL	PVV	PVV	PVL	PVL	PVL	PVL	PVL	PVL	PVL	PVT
R5	PVV	PVV	PVL		PVV	PVL	PVL	PVV	PVL	PVV	PVV	PVV	PVV	PVL	PVL	PVL	PVL	PVL	PVV	PVL

R: Deliklerin bulunduğu sıra

PVV: Düşey parçacık hızı

PVL: Boyuna parçacık hızı

PVT: Enine parçacık hızı

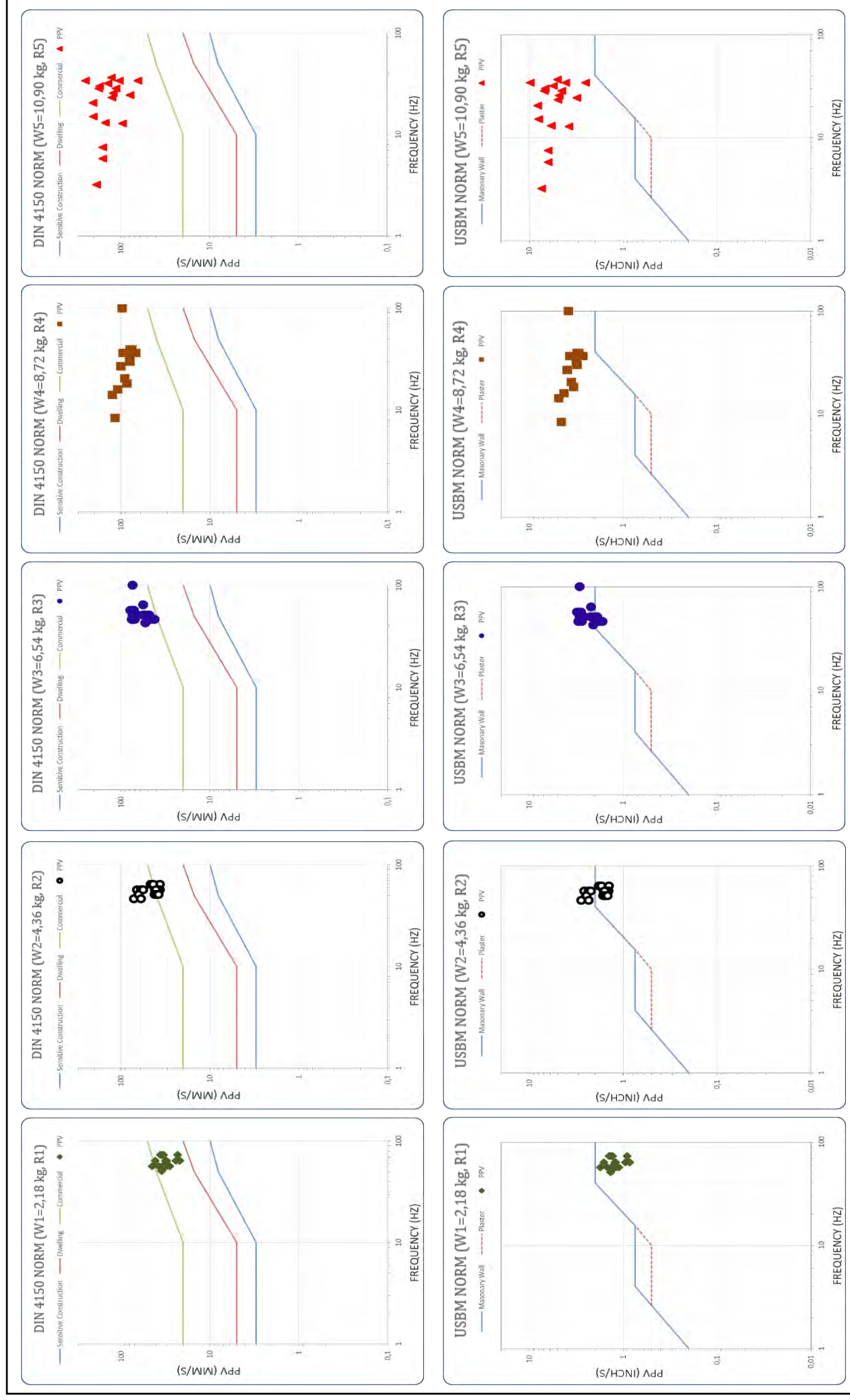
Patlatmalı kazılar esnasında ortaya çıkan kayıp enerjinin meydana getirdiği sismik dalgalar kısa süreli, gelip geçici ve düzensiz titreşimler oluşturur. Bu titreşimlerin hızı sıfırdan başlamakta, zaman geçtikçe en yüksek değerine ulaşmakta ve sönümlenerek yok olana kadar ilerlemektedir. Patlatmalı kazıların olumsuz çevresel etkilerini minimize etmek, yapılara hasar vermemek; emniyetli, verimli ve ekonomik iş yapmak için patlayıcı maddelerden detonasyon aşamasında maksimum oranda faydalı enerji elde etmek hedeflenmeli, imalat maksada uyumlu yapılmalıdır.

Sonsuz kaya ortamında yapılan bu çalışmada, her sırada (R1, R2, R3, R4, R5) birim zamanda patlatılan patlayıcı madde miktarı bilinçli ve düzenli artırılmıştır (W1=2.18 kg, W2=4.36 kg, W3=6.54 kg, W4=8.72 kg, W5=10.90 kg), (W1=x kg, W2=2x kg, W3=3x kg, W4=4x kg, W5=5x kg). Delikler arası mesafeler ve sıkılama mesafeleri bilinçli olarak sabit tutulmuştur. Patlatmalar esnasında ölçülerek kaydedilen titreşim parametre değerleri göstermektedir ki Ölçekli mesafe değeri büyüdükçe, PPV değeri de istikrarlı bir şekilde küçülmektedir (Şek. 5).

Patlatmalar esnasında ölçülerek kaydedilen PPV ve frekans değerleri, DIN 4150 ve USBM Norm grafiklerine yerleştirilmiştir. DIN 4150 norm grafiğine göre tüm patlatmaların mevcut şartlarda yapısal hasar riski taşıdığı, USBM Norm grafiğine göre sadece R1'deki deliklerde yapılan patlatmaların yapısal hasar riski taşımadığı, birim zamanda patlayan patlayıcı madde miktarı arttıkça eşzamanlı olarak yapısal hasar riskinin de arttığı Şekil 6'da görülmektedir. Yapısal hasar riskini bertaraf edebilmek için patlayıcı madde miktarı daha da azaltılmalıdır.



Şekil 5. PPV ve Ölçekli mesafe değerlerinin çubuk grafiklerde görünümü



Şekil 6. Ölçülerek elde edilen PPV ve frekans değerlerinin DIN 4150 Normu ve USBM Normu grafikleri üzerinde görünümü

PPV değerleri arasındaki farkların pik artma oranları; R2-R1'de % 100.92 (21.80 mm/s'den 43.80 mm/s'ye), R3-R1'de % 223.39 (21.80 mm/s'den 70.50 mm/s'ye), R4-R1'de % 332.90 (23.10 mm/s'den 100.00 mm/s'ye), R5-R1'de % 780.28'dir (28.40 mm/s'den 250 mm/s'ye).

Birim zamanda patlatılan patlayıcı miktarı dikkate alınarak kıyaslanan PPV değerleri arasındaki farkların aritmetik ortalamaları (PPV değerlerindeki artma oranı) R2-R1'de % 56.05, R3-R1'de % 105.80, R4-R1'de % 196.60, R5-R1'de % 356.56 olarak tespit edildi (Tab. 5).

Tablo 5. Ölçülerek tespit edilen PPV değerleri arasındaki farklar

	Ölçülerek Tespit Edilen PPV Değerleri (mm/s)					PPV Değerleri Arasındaki Farklar							
	R1	R2	R3	R4	R5	(mm/s)				(%)			
R	R1	R2	R3	R4	R5	R2-R1	R3-R1	R4-R1	R5-R1	R2-R1	R3-R1	R4-R1	R5-R1
H	2,80 m	3,20 m	3,60 m	4,00 m	4,40 m								
D	18,80 m	16,30 m	13,80 m	11,30 m	8,80 m								
w	2,18 kg	4,36 kg	6,54 kg	8,72 kg	10,90 kg								
Sismograf-1	31,90	63,10	76,50	79,80	114,00	31,20	44,60	47,90	82,10	97,81	139,81	150,16	257,37
	24,20	46,50	70,40	94,10	126,00	22,30	46,20	69,90	101,80	92,15	190,91	288,84	420,66
	23,10	41,60	56,90	100,00	95,90	18,50	33,80	76,90	72,80	80,09	146,32	332,90	315,15
	21,90	36,60	66,00	85,30		14,70	44,10	63,40		67,12	201,37	289,50	
	21,80	43,80	70,50	89,80	78,90	22,00	48,70	68,00	57,10	100,92	223,39	311,93	261,93
Sismograf-2	41,00	71,70	79,00	124,00	202,00	30,70	38,00	83,00	161,00	74,88	92,68	202,44	392,68
	35,80	66,70	74,50	96,80	206,00	30,90	38,70	61,00	170,20	86,31	108,10	170,39	475,42
	34,30	64,10	56,30	116,00	173,00	29,80	22,00	81,70	138,70	86,88	64,14	238,19	404,37
	33,20	59,80	72,10	108,00	159,00	26,60	38,90	74,80	125,80	80,12	117,17	225,30	378,92
	36,10	63,10	76,30	99,70	177,00	27,00	40,20	63,60	140,90	74,79	111,36	176,18	390,30
Sismograf-3	34,60	56,90	73,80	86,30	122,00	22,30	39,20	51,70	87,40	64,45	113,29	149,42	252,60
	30,60	39,60	67,20	78,50	127,00	9,00	36,60	47,90	96,40	29,41	119,61	156,54	315,03
	28,40	36,80	48,30	68,30	250,00	8,40	19,90	39,90	221,60	29,58	70,07	140,49	780,28
	30,60	39,20	42,30	75,10	64,10	8,60	11,70	44,50	33,50	28,10	38,24	145,42	109,48
	31,50	40,70	45,80	78,50	104,00	9,20	14,30	47,00	72,50	29,21	45,40	149,21	230,16
Sismograf-4	44,60	59,60	74,10	128,00	223,00	15,00	29,50	83,40	178,40	33,63	66,14	187,00	400,00
	37,50	41,20	72,20	106,00	188,00	3,70	34,70	68,50	150,50	9,87	92,53	182,67	401,33
	35,00	42,00	53,20	104,00	160,00	7,00	18,20	69,00	125,00	20,00	52,00	197,14	357,14
	31,90	39,90	53,40	74,60	140,00	8,00	21,50	42,70	108,10	25,08	67,40	133,86	338,87
	34,20	37,80	53,40	69,90	149,00	3,60	19,20	35,70	114,80	10,53	56,14	104,39	335,67
Aritmetik ortalama (S1, S2, S3, S4)						17,43	32,00	61,03	117,82	56,05	105,80	196,60	356,56

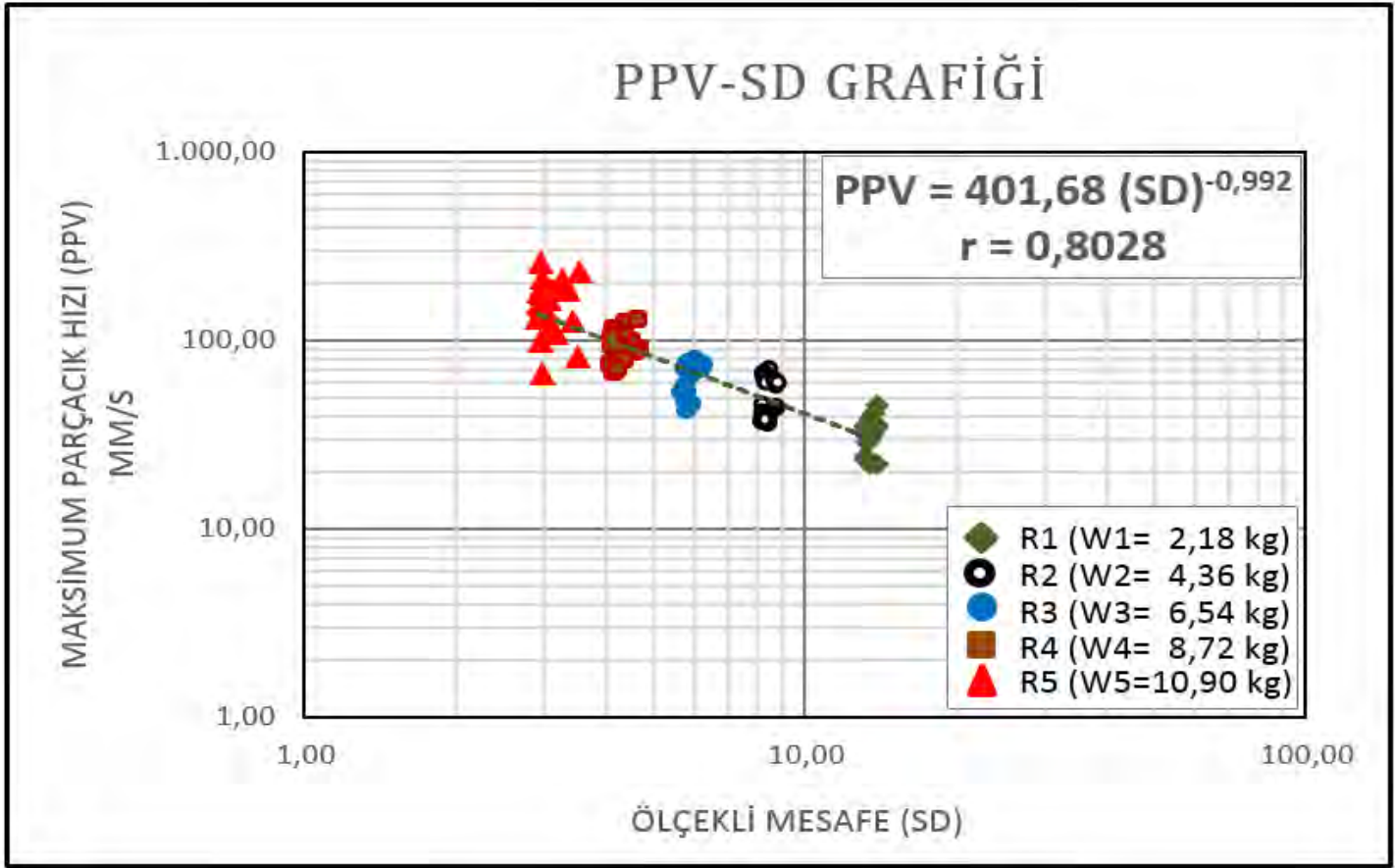
R: Sıra no

H: Delik boyu

D: Patlatılan delik ile ölçme istasyonu arası mesafe

W: Birim zamanda patlatılan patlayıcı miktarı

Çalışma yapılan formasyonun Arazi iletim katsayısı ($k=401.6836$) ve Sönümlenme katsayısı da ($\beta=0.9925$) tespit edilmiştir. Korelasyon değeri yüksektir ($r=0.8028$) (Şek. 7).



Şekil 7. Maksimum parçacık hızı- Ölçekli mesafe grafiği

Tespit edilen “k” ve “β” katsayıları ile USBM-1962 (Eşitlik 1) bağıntısından faydalanarak tespit edilen tahmini PPV değerlerinin (Tab. 6) farklarının aritmetik ortalaması ile ölçülerek tespit edilen PPV değerlerinin farklarının aritmetik ortalaması arasındaki pik sapma % 17,07’dir.

Tablo 6. Hesaplanarak tespit edilen PPV değerleri arasındaki farklar

	Hesaplanarak Tespit Edilen (Tahmini) PPV Değerleri (mm/s)					PPV Değerleri Arasındaki Farklar							
	R1	R2	R3	R4	R5	(mm/s)				(%)			
R						R2-R1	R3-R1	R4-R1	R5-R1	R2-R1	R3-R1	R4-R1	R5-R1
H	2,80 m	3,20 m	3,60 m	4,00 m	4,40 m								
D	18,80 m	16,30 m	13,80 m	11,30 m	8,80 m								
W	2,18 kg	4,36 kg	6,54 kg	8,72 kg	10,90 kg								
Sismograf-1	30,34	48,87	69,41	96,06	129,51	18,54	39,07	65,73	99,17	61,10	128,79	216,66	326,92
	30,83	49,82	70,84	98,61	138,75	18,98	40,01	67,77	107,91	61,57	129,76	219,80	349,99
	30,88	49,76	70,60	97,67	136,43	18,88	39,72	66,79	105,55	61,13	128,63	216,28	341,81
	30,27	48,47	68,71	93,86		18,20	38,44	63,59		60,13	126,99	210,09	
	29,24	46,50	65,32	87,27	115,27	17,26	36,08	58,02	86,03	59,02	123,39	198,43	294,19
Sismograf-2	29,85	47,96	67,69	92,80	123,63	18,11	37,84	62,94	93,78	60,65	126,74	210,84	314,13
	30,56	49,28	70,00	96,74	135,52	18,72	39,44	66,18	104,96	61,26	129,05	216,57	343,47
	30,83	49,64	70,48	97,90	136,89	18,80	39,64	67,07	106,05	60,98	128,57	217,51	343,96
	30,45	48,81	69,41	95,61	130,75	18,37	38,96	65,17	100,31	60,32	127,95	214,03	329,44
	29,60	47,19	66,70	90,14	120,71	17,59	37,10	60,55	91,12	59,45	125,36	204,57	307,85
Sismograf-3	29,41	47,03	65,85	89,36	117,59	17,62	36,44	59,95	88,18	59,92	123,90	203,86	299,85
	30,31	48,70	68,94	94,95	131,17	18,38	38,63	64,64	100,86	60,65	127,42	213,22	332,72
	30,79	49,58	70,48	97,67	136,43	18,79	39,69	66,88	105,64	61,03	128,92	217,23	343,13
	30,65	49,28	70,36	97,43	134,63	18,63	39,71	66,78	103,98	60,78	129,54	217,88	339,24
	30,03	48,02	68,37	93,43	127,09	17,99	38,34	63,41	97,07	59,91	127,68	211,16	323,26
Sismograf-4	29,24	46,66	65,11	87,83	114,30	17,42	35,87	58,58	85,06	59,56	122,68	200,35	290,89
	30,31	48,64	68,71	94,29	129,10	18,33	38,40	63,98	98,79	60,46	126,66	211,06	325,89
	31,00	49,94	70,96	98,37	137,35	18,94	39,97	67,37	106,35	61,12	128,95	217,37	343,12
	31,02	49,94	71,58	99,56	138,75	18,92	40,56	68,55	107,73	60,99	130,78	220,99	347,30
	30,54	49,05	70,24	96,51	133,31	18,51	39,70	65,98	102,77	60,61	130,00	216,06	336,56
Aritmetik ortalama (S1, S2, S3, S4)						18,35	38,68	64,50	99,54	60,53	127,59	212,70	328,09

R: Sıra no

H: Delik boyu

D: Patlatılan delik ile ölçme istasyonu arası mesafe

W: Birim zamanda patlatılan patlayıcı miktarı

Gürültü, istenmeyen ve rahatsız eden seslerdir. Yapısal hasar riski açısından eşik (emniyetli) ses şiddeti değeri 140 dB'dir. Şiddeti >140 dB olan seslere "hava şoku" olarak tanımlanır, insan kulak zarını yırtabilir ve yapısal hasar oluşturabilirler. Bu çalışmada kaydedilen ses şiddeti değerleri gürültü kapsamındadır. Birim zamanda patlatılan patlayıcı miktarı arttıkça, ses şiddeti de artmıştır. Ölçülerek tespit edilen ses şiddeti değerleri dağılımı Tablo 7'de görülmektedir.

Tablo 7. Ses şiddeti, etkisi, şiddet faktörü, çalışma kapsamında ölçülen ses değerlerinin dağılımı

Ses şiddeti (dB)	Etki	Sesin şiddet faktörü (Eşik değer katları)	Bu çalışmada ölçülen ses şiddeti değerlerinin dağılımı																	
			dB aralığı					adet					(%)							
			R1	R2	R3	R4	R5	R1	R2	R3	R4	R5								
190 Mavi balina sesi		10.000.000.000.000.000.000																		
180 Binalarda hasar oluşur		1.000.000.000.000.000.000																		
170 Camlar ve panolar kırılır, sıva çatlar		100.000.000.000.000.000																		
160 Kulak zarı hasar görür, gevşek cam düşer		10.000.000.000.000.000																		
150 Pencere camları şngırdar, bazılar kırılır		1.000.000.000.000.000																		
140 Ani ses için maksimum seviye		100.000.000.000.000.000																		
130 Emniyetli ses seviyesi, hidrolik kırıcı sesi		10.000.000.000.000.000																		
120 Rahatsız edici sürekli ses sınırı, ağrı eşiği		1.000.000.000.000.000																		
110 Gök gürültüsü, demir kesen daire testere		100.000.000.000.000																		
100 Darbeli matkap, helikopter sesi		10.000.000.000.000																		
90 8 saatlik sürekli sestten rahatsız olma		1.000.000.000.000																		
80 Elektrikli süpürge sesi, bağırarak konuşma		100.000.000.000																		
70 Caddede yoğun trafik sesi, kamyon sesi		10.000.000.000																		
60 Karşılıklı konuşma		1.000.000.000.000																		
50 Sınıf ortamı, yağmur, bulaşık makinası sesi		100.000.000.000																		
40 Evdeki sessizlik, oturma odası sesi		10.000.000.000.000																		
30 Kütüphane, sessiz özel ofis sesi		1000.000.000.000																		
20 Fısıltı ile konuşma, sessiz orman sesi		100.000.000.000.000																		
10 Yaprak hışırtısı, ağaçtan düşmesi sesi		10.000.000.000.000																		
0 Eşik değeri (duyulabilir alt sınır 0,0002 µbar)		1.000.000.000.000																		
Toplam																				

6 SONUÇLAR

Birim zamanda patlatılan farklı miktardaki patlayıcı maddelerin PPV ve yapısal hasar riskine etkisini araştırmak amacıyla Etiyopya'da, Ashangi formasyonunda, Afanitik trakibazaltta ve sonsuz kaya ortamında yapılan bu çalışma kapsamında sismik enerji üremek için her sırada beşer adet olmak üzere toplam 25 adet delik delinmiştir. Patlayıcı madde şarj miktarları sıralar arasında farklı, sıkılama mesafesi tüm deliklerde 2.40 m'dir. 4 adet sismograf beşinci sıranın 8.80 m önüne yerleştirilmiş, kapsüle duyarlı endüstriyel patlayıcılar (Alan 2020) kullanılarak delikler tek tek patlatılmış, 99 adet sismik ölçüm yapılmıştır.

Birinci sırada (R1) her delikte 2.18 kg (x kg) patlayıcı şarj edilerek 5 atım, 20 ölçüm yapılmıştır. Ölçülen PPV değerleri 50.80 mm/s'den küçüktür.

İkinci sırada (R2) her delikte 4.36 kg (2x = y kg) patlayıcı şarj edilerek 5 atım, 20 ölçüm yapılmıştır. Ölçülen PPV değerleri 25.40 - 76,20 mm/s aralığındadır.

Üçüncü sırada (R3) her delikte 6.54 kg (3x kg) patlayıcı şarj edilerek 5 atım, 20 ölçüm yapılmıştır. Ölçülen PPV değerleri 25.40 – 101,60 mm/s aralığındadır.

Dördüncü sırada (R4) her delikte 8.72 kg (4x=2y kg) patlayıcı şarj edilerek 5 atım, 20 ölçüm yapılmıştır. Ölçülen PPV değerleri 50.80 – 152,40 mm/s aralığındadır.

Beşinci sırada (R5) her delikte 10.90 kg (5x kg) patlayıcı şarj edilerek 5 atım, 19 ölçüm yapılmıştır. Ölçülen PPV değerleri 50.80-254.00 mm/s aralığındadır.

PPV değerlerinin farklarının aritmetik ortalamalarındaki artma oranı birinci sırada % 56.05; ikinci sırada % 105,80; üçüncü sırada % 196.60; dördüncü sırada % 356.56'dır.

USBM-1962 (Eşitlik 1) yaklaşımından faydalanıp sahaya has reel katsayılar kullanarak hesaplanan tahmini PPV değerlerinin farklarının aritmetik ortalamalarındaki artma ile reel PPV

değerlerinin farklarının aritmetik ortalamaları kıyaslandığında farklar; R2-R1 arasında % 7.41, R4-R2 arasında % 2.06'dır. Sıralar arası 2 kat ağırlıkta patlayıcı (2x, 2y) kullanılmıştır.

Patlatmalar sırasında ölçülerek tespit edilen PPV ve frekans değerleri baz alındığında; sadece R1'de yapılan patlatmaların USBM Normuna göre yapısal hasar riski taşımadığı, diğer tüm patlatmaların DIN 4150 ve USBM normlarına göre yapısal hasar riski taşıdığı tespit edilmiştir.

Yapılara hasar vermemek için atım etki bölgesindeki formasyonun ve yapıların mühendislik özellikleri, coğrafik ve atmosferik koşullar bilinmelidir. Yüksek frekanslı (>40 Hz) (Kahrıman, 1999) sismik dalgaların oluşacağı, ses şiddetinin 140 dB'den küçük olduğu, taş fırlatmayan patlatmalı kazılar yapılmalıdır. Kritik ve hassas yapılara (tarihi eserler, hastaneler, ameliyathaneler, muhabere merkezleri, şalt sahaları, hava alanları vs.) zarar / hasar vermemek için daha da itinalı yaklaşılmalı, sismik dalgaların frekansı ve maksimum parçacık hızına ilaveten sismik dalganın türü ve yönü, sismik dalganın hızı ve genliği, dalga boyu, parçacığın yer değiştirmesi (deplasman), parçacık ivmesi vd. parametreler de kontrol ve takip edilmelidir.

TEŞEKKÜR

Yazar; Sn. Dr. Ersin Arıoğlu, Sn. Prof. Dr. Ergin Arıoğlu, Sn. Prof. Dr. Ali Kahrıman, Sn. Başar Arıoğlu, Sn. Erdem Arıoğlu, Sn. Özge Arıoğlu, Sn. Zeynep Uygun, Sn. Ramih Muştı, Sn. İlker İnceleme, Sn. Gökalp Kahraman, Mehmet Kılıç, Sn. Döne Alan, Sn. Mehmet Alan, Sn. Ahmet Alan, Sn. Satı Kır, Sn. Veysel Gökmen, Sn. Ali Yüksel, Sn. Süheyp Bekiroğlu, Sn. Şafak Aydın, Sn. Hacı Haksal, Sn. Suat Çetin, Sn. Ertuğrul Dinçel, Sn. Timuçin Özbayır, Sn. Akın Domaç, Sn. Meral Alan, Sn. Anıl Alan, Sn. Akıncan Alan, Sn. Hasret Alan, Sn. Birsen Alan, Sn. Tesfaye Diea Berata, Yapı Merkezi ailesine ve ekiplerine, güven, ilgi, teşvik ve desteklerinden dolayı; ayrıca etik değerleri ve etik değerlerini koruyan o(nurlu) her cana sonsuz teşekkür eder.

KAYNAKLAR

- Alan E., 2018. Kadıköy-Kartal Metro İnşası Sırasında Yapılan Kontrollü Tünel Patlatmalarının Yapısal Hasar Riski Açısından Değerlendirilmesi, *4.Uluslararası Yeraltı Kazıları Sempozyumu*, İstanbul
- Alan E., 2019. Kadıköy-Kartal Metro Güzergâhı'nda Patlatmalı Tünel Kazısı Yapılan Formasyonların "k" ve "β" Katsayılarının Tespit Edilmesi, Kapsül Gecikme Aralığının Genliğe Etkisi, *Tünelcilik ve Yeraltı Teknolojileri Dergisi*, Sayı 32, İstanbul
- Alan E., 2020a. The Effect of Artificial Discontinuities Formed by Presplitting with Different Depths on Structural Damage Risk, *Proceedings of The 46th Annual Conference on Explosives and Blasting Technique*, Published by: International Society of Explosives Engineers (ISEE), Denver, Colorado, USA.
- Alan E., 2020b. The Effect of Faults, Delay Time and Scaled Distance on Vibration Parameters, *Proceedings of The 46th Annual Conference on Explosives and Blasting Technique*, Published by: International Society of Explosives Engineers (ISEE), Denver, Colorado, USA.
- Ambraseys N. R., Hendron A. J., 1968. Dynamic Behavior of Rock Masses, *In Rock Mechanics in Engineering Practices*, London, Wiley.
- DIN 4150-3, 1999. Structural Vibration Part 3: Effects of Vibration on Structures, Deutches Institut für Normung, Berlin.
- Duvall W. I., Fogelson D. E., 1962. *Review of Criteria for Estimating Damage to Residences From Blasting Vibrations*. US. Bureau of Mines, RI 5868.
- Erkoç Ö. Y., 2008. <http://www.gempa.com.tr/kazi/yersarsintisi.htm&usg>, *Yersarsıntısı*, İstanbul
- Kahrıman A., Karadoğan A., K., Görgün S., Tuncer G., 1999. Taş Ocaklarında Patlatmadan Kaynaklanan Yer Sarsıntısının Ölçülmesi ve Analizi, *2.Ulusal Kırmataş Sempozyumu'99*, İstanbul
- New B.M, 1996. *Ground Vibration Caused By Civil Engineering Works*. Research Report, 53, Transport and Road Research Laboratory, Department of Transport, Berkshire.

Uygulamalı mühendislik alanında hazırlanan bu bildiriye görüş ve değerlendirmeler yazarına aittir. Hiçbir kurum ve kuruluşu ilgilendirmemektedir.

Patlatma Kaynaklı Titreşimlerin Tahmininde Yeni, Basit Bir Görgül Formül

A New Simple Empirical Formula for Predicting Blast Induced Vibrations

G.G.U. Aksoy¹, C. Okay Aksoy²

¹Hacettepe Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Ankara

²Dokuz Eylül Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, İzmir

ÖZET Patlatma kaynaklı oluşacak titreşimlerin, değişen formasyon ve jeolojik yapı için, her zaman ölçülemeyen değerlerini tahmin edebilmek amaçlı, klasik parçacık hızı-ölçekli mesafe (PPV-SD) yönteminin olumsuzlarını bertaraf eden; sahada sadece iki adet sismograf verisi alınarak hesaplanan sismik kalite faktörüne bağlı olarak patlatma titreşimlerini tahmin etme yöntemi ve beraberinde son derece kullanımı kolay ve uygulanabilir bir formül geliştirilmiştir. Bu bildiride, formülün teorik gelişimi, doğruluğunun ispatı için yapılan akademik çalışmalar ve saha uygulaması sonucu formülün kullanılır hale gelmiş durumundan bahsedilmektedir. Patlatma titreşimlerini tahmin etmek için yaygın bir şekilde uygulanan PPV-SD yönteminin güvenilirliği tartışmalıdır ve değişen saha koşulları için yeniden oluşturulmak üzere çok sayıda veri ile yeniden hesaplanması gerekmektedir. Bu sebeple, değişen saha koşulları için patlatma kaynaklı titreşimleri dinamik bir şekilde tahmin edebilen görgül formül, uygulamacıların zaman kısıtı olan önemli ve çevresel açıdan kritik projelerde uzun süreli ölçümlere gerek duymadan patlatma titreşimlerini tahmin edebilmelerini sağlaması açısından son derece kullanışlıdır.

Anahtar kelimeler: Patlatma, Titreşim, Sismik Dalga

ABSTRACT Eliminating the negativities of the classical particle velocity-scale distance (PPV-SD) method in order to estimate the values that cannot be measured at all times for changing formation and geological structure; depending on the seismic quality factor calculated by taking only two seismograph data in the field, the method of estimating blast vibrations along with an extremely easy-to-use and feasible formula has been developed. In this report, the theoretical development of the formula, the academic studies carried out for the proof of its correctness and the application of the formula as a result of field application are mentioned. The reliability of the PPV-SD method, which is widely applied to estimate blast vibrations, is controversial and needs to be recalculated with a large number of data to be reconstructed for changing field conditions. For this reason, the empirical formula, which can dynamically predict blast-induced vibrations for changing field conditions, is extremely useful in that it enables practitioners to estimate blast vibrations without the need for long-term measurements in important and environmentally critical projects that are time constraints.

Keywords: Blasting, Vibration, Seismic Signal

1 GİRİŞ

Patlatmalar depremlerle aynı sismik dalgaları üretirler. Patlatmaların yarattığı sismik etkilerin kayaçlarla ilişkisi sismik kalite faktörü, Q , kullanılarak yorumlanabilir. Sismik Kalite Faktörü Q , deprem-kaya ilişkisi hakkında önemli bilgiler sağlayan bir parametredir. Aynı bilgi, patlatma-kaya ilişkisini belirlemede de kullanılabilir. Q -Faktörü, patlatma kaynaklı sismik dalgaların kat ettiği formasyonların ne kadar soğurgan oldukları hakkında önemli bilgiler sunmaktadır. Q -Faktörünün düşük olduğu ortamlarda, sismik dalgalar, elastik enerjilerinin bir bölümünü, plastik deformasyon şeklinde kat ettikleri zemine bırakırlar. Normalde, Q ölçümleri zor olmakla beraber, patlatma titreşimlerini ölçtüğümüz düzeneğe, Q hesaplamaları yapmak mümkündür. Aynı hat üzerine yerleştirilen sismograflardan elde edilen sismik dalgaların mesafeyle soğrulması prensibinden yararlanarak ortamın soğrulma faktörü ve yüzey dalga hızlarını ölçerek sismik kalite faktörü hesaplanabilir. Böylece, bölgesel Q değişim haritası hazırlanabilir.

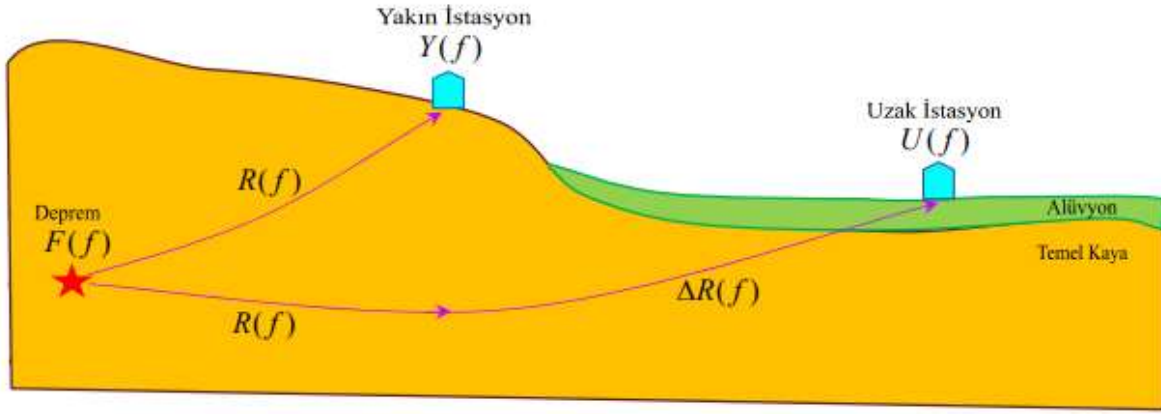
Bölgesel olarak hesaplanan Q değerleri ve yine aynı ölçüm düzeneği ile hesaplanan patlatma kaynaklı oluşan dalga hızları kullanılarak, literatürde kullanılan soğrulma formüllerine benzer bir formül geliştirilmiş ve mesafeye bağlı değişen patlatma kaynaklı titreşim hızları tahmin edilmiştir. Q değerinin hesaplanması ile yukarıda bahsedildiği üzere dalganın geçtiği jeolojik formasyonların özellikleri, zaman ve frekans parametreleri formülün içine girmiş ve hesaplanan titreşim hızları bu parametrelerin bir fonksiyonu olarak hesaplanmıştır. Bu durumda, hesaplanan titreşim hızları (PPV), maden sahasında Q değerine bağlı değişen bir fonksiyon olacaktır.

Bu bildiriye konu olan çalışmada patlatma kaynaklı sismik dalgaların yayılacağı kayaçların sismik kalite faktörü, yüzey dalgalarının kayaçlarda ilerleme hızı, kaynaktan oluşan sismik dalga frekansı ve mesafeye bağlı olarak görgül bir formül geliştirilmiştir. Sahada uygulanabilirliği çok kolay olan bu yöntem sayesinde hem çevre yerleşim yerlerine verilecek titreşim etkileri mesafeye bağlı olarak kolaylıkla tahmin edilebilecek, hem de sahada şev duraylılığı analizleri yapabilmek için çok önemli olan patlatmaların titreşim etkileri dinamik olarak belirlenebilecektir.

1.1 Sismik Kalite Faktörünün Patlatma Kaynaklı Sismik Dalgalar Kullanılarak Belirlenmesi

Aynı hat üzerine yerleştirilen sismograflardan elde edilen sismik dalgaların mesafeyle soğrulması prensibinden yararlanarak ortamın soğrulma faktörü ve yüzey dalga hızları belirlenir ve bu bilgilerle sismik kalite faktörü hesaplanabilir.

Patlatma noktası ile aynı hat üzerine yerleştirilen iki sismograftan patlatmaya yakın olan “Yakın”, uzak olan “Uzak” olarak adlandırılmıştır. Yakın-Uzak İstasyon Spektral-Oran Yöntemi (Şekil 1), ilk olarak Borchardt tarafından Nevada bölgesinde nükleer patlatmaları kullanarak, San Francisco Körfezi yakınlarındaki 37 farklı noktadaki büyütme değerlerinin belirlenmesinde, Standart Spektral Oran (SSR) yöntemi ismiyle kullanılmıştır (Borchardt, 1970). Literatürde SSR yöntemi sıklıkla kullanılmaktadır (Allman ve Hauksson, 2008; Dikun vd., 2018; Liu vd Gao, 2018; Ceydilek ve Gündüz 2019).



Şekil 1. Yakın-uzak istasyon spektral-oran yöntemi (Ecevitoglu, B., 2008)

Bu çalışmada da yakın-uzak istasyon spektral-oran yöntemi kullanılmıştır.

Şekil 1’de $Y(f)$ ile gösterilen yakın istasyon fonksiyonu Formül 1 ile, $U(f)$ ile gösterilen uzak istasyon fonksiyonu Formül 2 ile, $\Delta R(f)$ ile gösterilen yakın istasyon/uzak istasyon spektral oran fonksiyonu Formül 3 ile verilmiştir.

$$Y(f) = F(f) R(f) \quad (1)$$

$$U(f) = F(f) R(f) \Delta R(f) \quad (2)$$

$$\Delta R(f) = \frac{U(f)}{Y(f)} \quad (3)$$

- f : Frekans
 $F(f)$: Deprem kaynak fonksiyonu
 $Y(f)$: Yakın istasyon fonksiyonu
 $U(f)$: Uzak istasyon fonksiyonu
 $R(f)$: Deprem ile yakın istasyon arasındaki yol fonksiyonu
 $\Delta R(f)$: Yakın istasyon ile uzak istasyon arasındaki yol farkı

Sismik Q (sismik kalite faktörü) hesaplanmasında, sismik hızın da bilinmesi gereklidir. Tahmini bir hız verip Q değerinin hesaplanması da mümkündür ama hız bilinmezliğini çözmek için Sismik Q ile Hız arasında da bir deneysel formül önerilmiştir (Aksoy ve Aksoy, 2020). Patlatma kaynaklı titreşimlerin tahmininde, sismik Q ve bu deneysel formülle önerilen yüzey dalga hızı ile ilişkisi kullanılmıştır.

Özetlemek gerekirse, patlatma ile aynı hat üzerine, yakın ve uzak istasyon olarak adlandırılan en az iki noktaya yerleştirilen sismograflardan elde edilen patlatma kaynaklı titreşim kayıtlarının genlik spektrumlarının oranının doğal logaritması alınır. Elde edilen eğri üzerine bir doğru parçası yerleştirilir. Bu doğru parçasının eğiminden Sismik Kalite Faktörü Q hesaplanır. Sismik kalite faktörünün patlatma titreşimlerinin tahmininde kullanılması için geliştirilen görgül formül izleyen bölümde anlatılmıştır.

1.2 Patlatma Kaynaklı Titreşim-Sismik Kalite Faktörü, Q İlişkisi

Patlatma kaynaklı sismik dalgaların yayılacağı kayaçların sismik kalite faktörü, yüzey dalgalarının kayaçlarda ilerleme hızı, kaynaktan oluşan sismik dalga frekansı ve mesafeye bağlı

olarak Uyar (2010) tarafından geliştirilen ve Patlayıcı madde miktarı-frekans ilişkisini içeren formül revize edilerek soğrulma formülüne benzetilerek Formül 4'deki halini almıştır.

$$PPV = \frac{e^{-\frac{\pi}{QV}fR}}{R^{1/2}} \quad (4)$$

Bu formülde;

PPV: Titreşim, En yüksek tanecik hızı (peak particle velocity)

Q: Sismik kalite faktörü

V: Patlatma kaynaklı oluşan yüzey dalgalarının kayaçta ilerleme hızı, m/s

f: Sismik dalga frekansı

R: Patlatma yeri ile, titreşimin en aza indirilmesi hedeflenen yer arasındaki mesafe, m

2 TEORİK FORMÜL SONUÇLARININ SAHA VERİLERİYLE KARŞILAŞTIRILMASI

Teorik formüller TKİ Çan Linyitleri ve özel bir polimetal sahada uygulanarak saha verileriyle karşılaştırılmıştır.

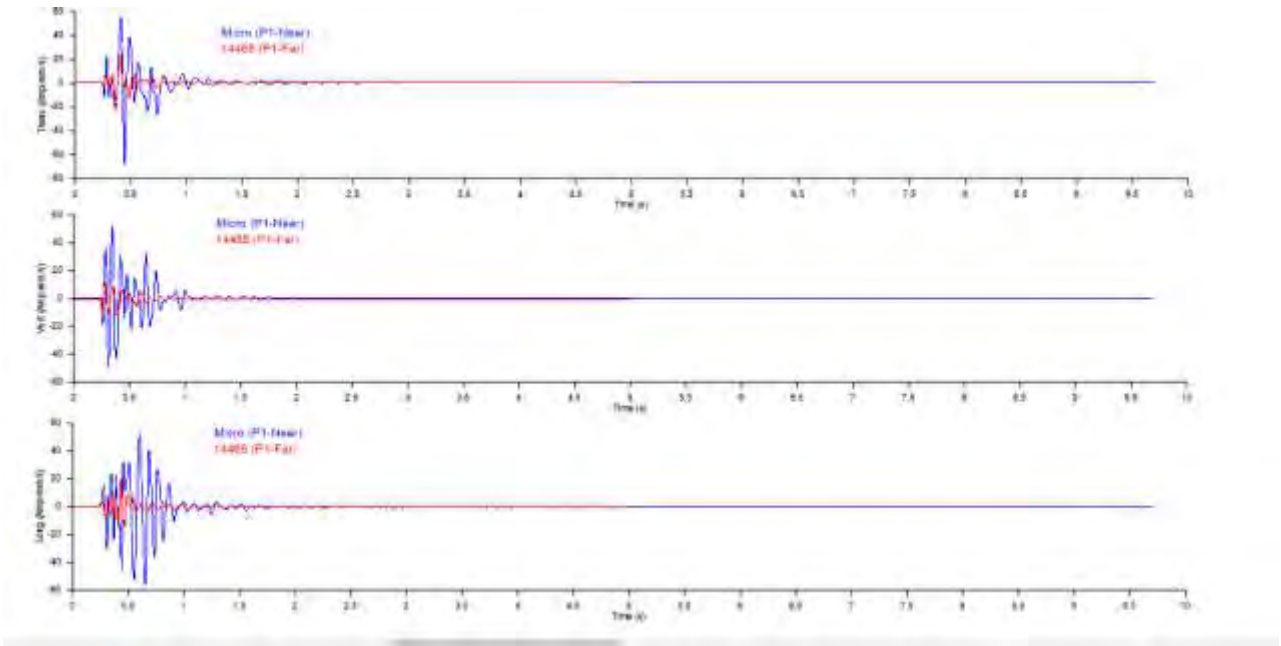
2.1. TKİ Çan Linyitleri Uygulaması

Söz konusu uygulama TKİ Çan Linyitleri İşletmesi Ocağında yapılmıştır. Şekil 2'de kömürde yapılan Patlatma (P1) ve patlatma ile aynı hat üzerine konumlandırılmış sismograflar (sismik kayıt ölçer) Micro ve 14465 görülmektedir.

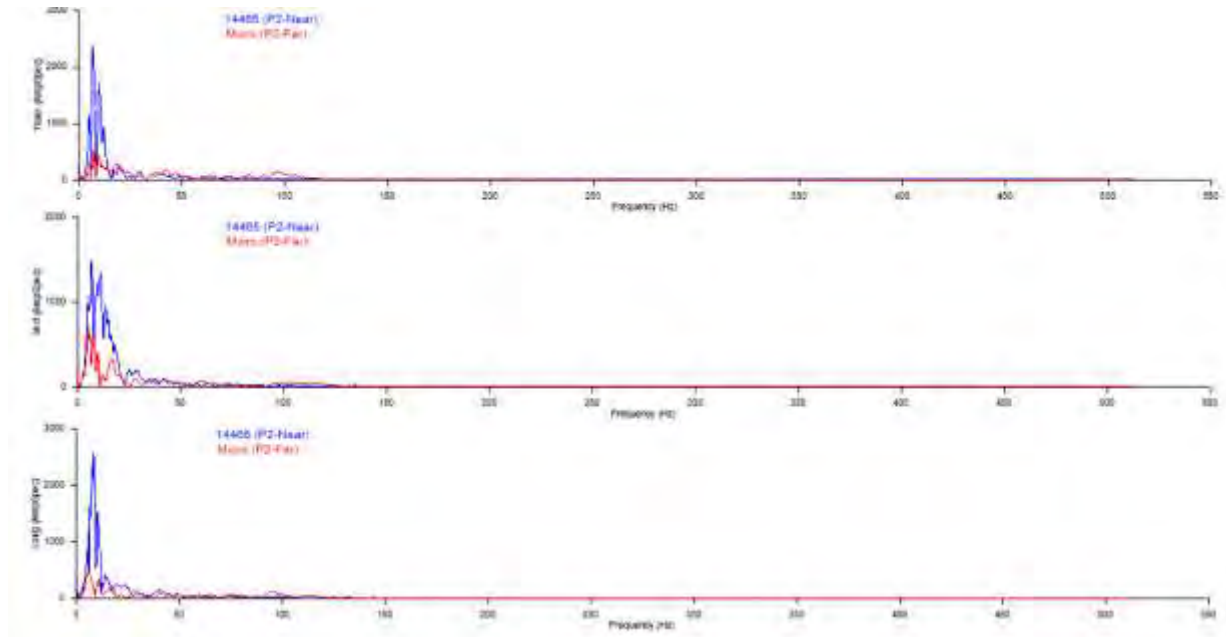


Şekil 2. Sismik Kalite Faktörü, Q, ölçüm düzeneği

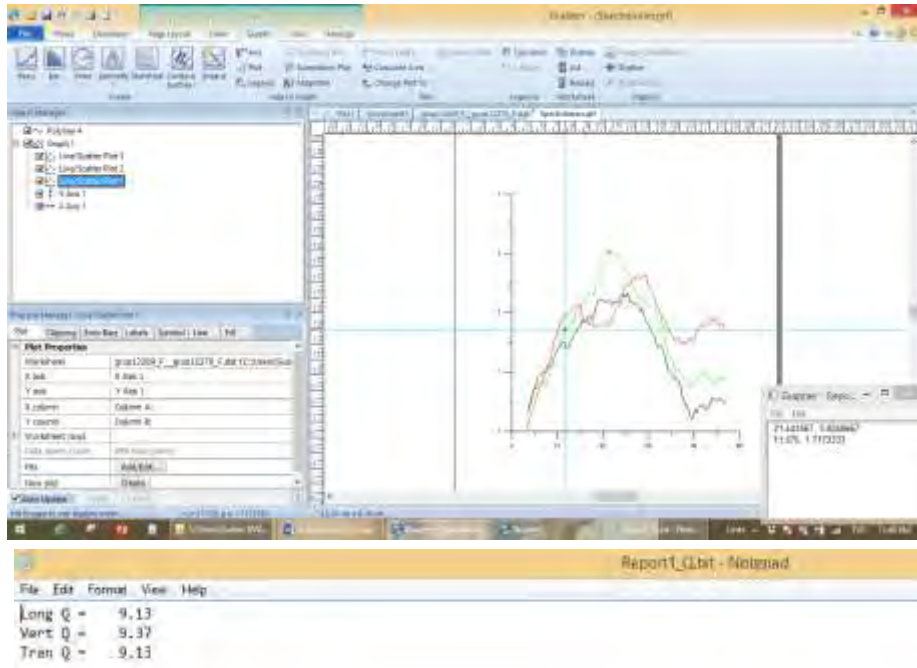
Şekil 3 ve 4, sırasıyla yakın (Micro-mavi) ve uzak (14465-kırmızı) istasyonda kaydedilen sismik genliklerin zamana ve frekansa bağlı değişimini göstermektedir. Şekil 5, uzak ve yakın istasyondan alınan sismik dalgaların spektral oranlarının eğiminden hesaplanan Q değerlerini göstermektedir.



Şekil 3. Patlatma-1: 3 bileşende Uzak-Yakın sismograf genlik zaman grafiği



Şekil 4. Patlatma-1: 3 bileşende Uzak-Yakın sismograf genlik frekans grafiği



Şekil 5. Uzak-Yakın istasyon spektral oran grafiği ve 3 bileşende hesaplanan Q değerleri

Bulunan Q değerleri, aşağıda anlatıldığı üzere PPV tahmininde kullanılmış olup ayrıca, bölgesel sismik kalite faktörü değişim haritaları da çıkarılmıştır (Aksoy ve Aksoy 2020). Q-Faktörü değerinin düşük olması, içinde yol aldığı zeminin anelastik özelliklerinin önemini vurgular. Bu anelastik özellikler kayaç türlerine bağlı olduğu kadar, fay ve ezilme zonlarını, yeraltı su seviyesinin yüksekliğini, ortamdaki çatlak-kırık ve heyelan durumunu, zeminin sıvılaştırma potansiyelini, alüvyal ve bataklık zeminlerini, insan yapısı dolgu ve atık alanlarını gösterebilir.

Bölgesel olarak hesaplanan Q değerleri ve yine aynı ölçüm düzeneği ile hesaplanan patlatma kaynaklı oluşan dalga hızları kullanılarak, jeofizik biliminde kullanılan soğrulma formüllerine benzer formül 4 geliştirilmiş ve mesafeye bağlı değişen patlatma kaynaklı titreşim hızları tahmin edilmiştir. Q değerinin hesaplanması ile yukarıda bahsedildiği üzere dalganın geçtiği jeolojik formasyonların özellikleri, zaman ve frekans parametreleri formülün içine girmiş ve hesaplanan titreşim hızları bu parametrelerin bir fonksiyonu olarak hesaplanmıştır.

Ölçüm yapılan alanda, 3 bileşende Q değeri yaklaşık 9 çıkmıştır. Bu değer, ölçüm yapılmayan durumlarda sismik dalgaların yaratacağı parçacık hızlarını tahmin etmekte kullanılmıştır.

Formül 4 yardımı ile patlatmalardan kaynaklı sismik dalgaların değişik mesafelerde yaratacağı parçacık hızları (PPV), bir başka deyişle titreşimler hesaplanarak Tablo 1'de gösterilmiştir. Formül 4'deki sismik kalite faktörü Q, değeri, yukarıdaki hesaplama göre 9.11 alınmıştır. Formül 4'deki V, yüzey dalga hızı da, Seisblast (Uyar ve Ecevitoglu, 2008) yazılımı kullanılarak, aynı hat üzerindeki iki sismografadan alınan sismik veri yardımı ile 600 m/s olarak belirlenmiştir.

Frekans ise, 100 m mesafe için verilerin genelinde görülen sismik dalgaların ortalama hakim frekansı olan 24 Hz alınmıştır. Bundan sonraki mesafelerde, yüzey dalgaları dispersif özellik gösterdiği için, yani frekans hıza bağlı değiştiği için ve giderek düşük frekanslar görülmeye başladığı için, sırasıyla 20, 15, 12 ve 10 Hz alınmıştır.

Sismik kalite faktörü hakim frekanslar , yüzey dalga hızları yardımı ile hesaplanan titreşimlerin, 20 Eylül 2019 grup patlatmasında aynı mesafelerde (100 m, 200 m) ölçülen PVS (peak vektor sum, vektörel toplam bileşke) titreşim değerleri ile uyumlu olduğu görülebilir (Tablo 1).

Tablo 1. Çan linyit İşletmesinde B sahasında patlatmalardan kaynaklanan titreşimlerin Q Faktörü ile hesaplanan ve 20 Eylül 2019 tarihindeki grup patlatmasından ölçülen değerleri

Patlatmaya olan mesafe, m	Parçacık hızı (ölçülen), mm/s	Parçacık hızı (Q faktörü ile hesaplanan), mm/s
100	12,07 (sismograf 14465)	12,327
200	2,338 (sismograf 12270)	2,159

2.1 Özel bir polimetal sahada yapılacak açık ve yeraltı işletme patlatmaları için yeni formülün kullanılması

Yozgat yakınlarındaki işletmenin hem açık işletme hem de yeraltı patlatmalarından kaynaklanacak sismik dalgalarının TCDD tren hattına olabilecek olası etkilerini anlayabilmek adına, Formül 4 kullanılarak mesafeye bağlı teorik titreşim değerleri hesaplanmıştır.

Formül 4 yardımı ile patlatmalardan kaynaklı sismik dalgaların değişik mesafelerde yaratacağı parçacık hızları (PPV), bir başka deyişle titreşimler hesaplanarak Tablo 2’de gösterilmiştir.

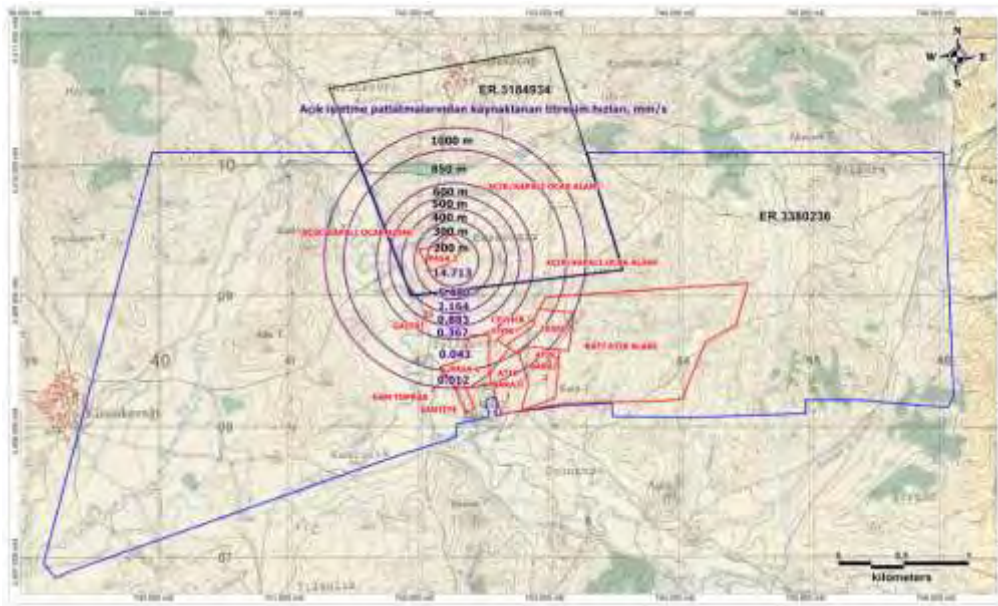
Formül 4’deki sismik kalite faktörü Q, kaolenleşmiş andezitik bazalt için literatüre göre 20-30 arası alınabilir. Ancak, bu rapordaki hesaplamalarda sismik kalite faktörü, Q, değeri 10 kabul edilmiştir. Çünkü Güreli vd. (2001) çalışmasında da değinildiği üzere, ortamda çoğunluğu bazalt olan volkanikler, hızlı soğumaya bağlı olarak düşük sismik kalite faktörüne sahiptir. Güreli ve arkadaşlarının çalışmasında Q’nun şaşırtıcı bir şekilde 1, 2 civarında olduğu deneylenmiştir. Ayrıca, patlatma kaynaklı sismik dalgalarından yüzey dalgaları en tahripkar olanlar olduğu için, yüzey dalga hızları dikkate alınmış ve bu yüzey dalgalarının seyahat ettiği örtü tabakası da (15-30 m arasında değişiyor) dikkate alınarak sismik kalite faktörü, 10 kabul edilmiştir.

Formül 4’deki V, yüzey dalga hızı, 600 m/s alınmıştır. Frekans ise açık işletme patlatmalarından kaynaklanan sismik dalgaların ortalama hakim frekansı olan 15 Hz kabul edilmiştir. Yeraltı patlatmalarında ise, yüksek frekanslı dalgalar üreyeceği ve bunlar da kısa mesafelerde söğrülacağı için, Tablo 2’de de görüleceği üzere, sismik dalgalar uzak mesafelere ulaşamazlar. Yeraltı patlatmaları için hesaplamalarda frekans değeri 60 Hz alınmıştır. Sismik kalite faktörü Q değeri de, patlatmalar yeraltında yapılacağı ve oluşacak sismik dalgalar yüzeye ulaşana dek bir süre yeraltında seyahat edeceği için 30 alınmıştır.

Tablo 2. Açık işletme ve Yeraltı patlatmalarından kaynaklanan titreşimlerin mesafeye değişimi

Mesafe (m)	Patlatma kaynaklı titreşim hızları, mm/s	
	Açık işletme patlatmalarından kaynaklanan	Yeraltı patlatmalarından kaynaklanan
200	14.713	8.718
300	5.480	2.499
400	1.364	1.760
500	0.883	0.238
600	0.367	0.076
850	0.043	0.0046
1000	0.012	0.0009

Planlanan açık işletmede yapılacak patlatmalardan kaynaklı oluşabilecek titreşimlerin, yeni formüle göre tahmin edilen mesafeye göre değişen değerleri sırasıyla Şekil 6'da harita üzerinde gösterilmiştir.



Şekil 6. Açık işletme patlatmalarından kaynaklı oluşabilecek titreşim hızlarının mesafeye değişimi

Sismik kalite faktörüne göre soğrulma hesabı yapılarak teorik olarak hesaplanmış titreşim hızlarının mesafeye göre gösterimi Şekil 6'da verilmiştir. Oloffson formüllerine göre tasarlanmış patlatmaların optimum parçalanma ve minimum titreşim açısından uygunluğu özel bir patlatma yazılımı ile de test edilmiştir. Bu tasarım uygulanması neticesinde, iki ruhsatın birleştirilmesiyle oluşturulan yeni ruhsat sahasında yapılacak açık işletme patlatmalardan kaynaklanan sismik dalgaların yaratacağı titreşimlerin mesafeye göre değişimleri Şekil 7'de verilmiştir.



Şekil 7. Açık ocak patlatma bölgesi-1'den yayılacak sismik dalgaların yaratacağı olası titreşimlerin mesafeyle değişimi. Patlatma kaynağından 400m uzaklıkta titreşim değeri 1.193mm/s 'ye düşüyor

Şekil 7'de görüleceği üzere, patlatma yazılımı ile yapılan modele göre, patlatma kaynağından 400m uzaklıkta titreşim değeri 1.193mm/s 'ye düşüyor. Tablo 2'de de yeni formüle göre 400m mesafede 1.364 mm/s titreşim hızı tahmin edilmiştir. Yeni formülle yapılan titreşim tahmini, O-pitblast yazılımı ile yapılanla uyumludur.

3 TARTIŞMA VE SONUÇ

Patlayıcı miktarını kısıtlama temelli, en yüksek parçacık hızı-ölçekli mesafe ilişkilerinin belirlendiği klasik yaklaşım, 1960'lı yıllardan günümüze dek yaygın bir şekilde kullanılmaktadır. 1960'lı yılların bilgi ve teknolojisi ile titreşimlerin en aza indirilmesinde başarılı sonuçlar elde edilen bu yaklaşım, günümüzde özellikle yakın yerleşim yerleri ve maden sahasındaki şevlerde titreşimi en aza indirme konusunda yetersiz kalmaktadır (Uyar GG ve Aksoy CO, 2019). Bunun sebebi, bu formülün titreşim minimizasyonunda en önemli parametre olan "frekans" içeriğinin olmaması; dalga hızı ve soğrulma parametrelerini içermemesi; en az 30 patlatma verisi ile elde edilen görgül bir formüle dayanması ve formasyon değiştiği zaman geçerliliğini tamamen kaybetmesi ve formülü yenilemek için tekrar en az 30 patlatma verisine ihtiyaç duyması; sadece patlayıcı madde kısıtlamasına dayalı olması ve en önemlisi, patlatma grubuna yakın mesafelerde (şevlerin bulunduğu 50-100m mesafelerde), tabiatın doğrusal olmayan davranışları hakim olduğu için (Uyar GG, 2017; Uyar GG 2010; Uyar GG 2010; Uyar ve Ecevitoglu, 2008), görgül formülle hesap edilen titreşim hızlarının doğru olamamasıdır (bu formül, tabiatın artık doğrusal davranış göstermeye başladığı uzak mesafelerde doğru titreşim tahmini yapmaktadır).

Yeni önerilen formülde ise, bir patlatmadan kaynaklı, aynı hat üzerindeki iki-üç sismografdan alınacak sismik verinin analizi ile sismik dalgaların soğrulma ve sönümlenme özelliği, frekans içeriği, oluşacak yüzey dalgalarının hızları dikkate alınacak olup, patlatmaya yakın mesafede alınabilecek iki sismik veri sayesinde yakın mesafede de titreşim hızları doğru tahmin edilebilecektir. Halihazırda uygulanan formülün aksine, değişen formasyonda tekrarlanacak sadece bir tek pilot delik (önceki formülde grup patlatması yapılmak zorunda)

patlatma ve iki-üç sismografa ihtiyaç duymaktadır. Kömür sahasından alınan verilerle geliştirilen formül, metalik maden sahaları ve taş ocaklarında da uygulanarak geliştirilecektir. Patlatma kaynaklı dalgaların yayılma mekanizmalarını etkileyen bazı fiziksel ve jeolojik olaylar karşısında halihazırda uygulanan yöntem yetersiz kalmaktadır. Bunlardan biri, kömür damarı gibi, kendisinden daha yüksek sismik hıza sahip katmanlar arasında yer alan yapılar içerisinde ilerleyen patlatma titreşimlerinin, kömür damarı içerisinde kanal dalgaları haline dönüşmeleri ve çok uzak mesafelere iletilebilmeleridir (Uyar GG ve Babayiğit E., 2016). Bir diğeri, patlatma titreşim analizlerinde zemin büyütmesinin temel kaya etkileşimi ile ilişkisidir (Can A.Z., 2008). Bunun gibi fiziksel ve jeolojik olaylar karşısında formülün cevabı araştırılacak ve metalik ve metalik olmayan sahalar, kömür ve taş ocakları için formülde bu sahalar özel sabitler eklenecektir.

Diğer titreşim hızı tahmin formüllerinde sahaya özel en az 30 grup patlatma (grup patlatmaları en az 40-50 delikten oluşur) verisi gerekirken, önerdiğimiz yöntemde sadece kaynak olarak sismik sinyal oluşturacak bir tek pilot delik patlatması ve iki sismograf yeterlidir (Hatta patlatma izinleri alınmamış sahalarda, işletme yeni açılırken, sadece kaynak olarak ağırlık düşürme, yere ağır cisimle vurma bile olabilir (Uyar GG, 2016).

Bu makalede, normalde jeofizik yöntemlerle hesabı zor ve zaman alıcı olan Sismik Kalite Faktörü (Q)'nün; patlatma kaynaklı yüzey dalga hızlarının ve frekansın birarada kullanıldığı yeni bir ölçüm ve hesaplama yöntemi önerilmiştir. Sahada uygulanabilirliği çok kolay olan bu yöntem sayesinde hem çevre yerleşim yerlerine verilecek titreşim etkileri mesafeye bağlı olarak kolaylıkla tahmin edilebilecek, hem de şev duraylılığı analizlerinin, gerçek dinamik etkileri yansıtan bir şekilde yapılabilmesi ve böylece güvenli madencilik koşullarının yerine getirilmesi gerçekleşecektir.

KAYNAKLAR

- AKSOY GGU, AKSOY CO, 2020. Patlatma Kaynaklı Titreşimlerin Tahmininde Sismik Kalite Faktörü Kullanımı, *MT Bilimsel*, Vol.8, sayı 18, sayfa 133-145.
- ALLMANN B. AND HAUSSON E., 2008. Spectral Discrimination Between Quarry Blasts And Earthquakes In Southern California, *Bulletin Of The Seismological Society Of America* 98(4), 2073-2079.
- BORCHERDT R. 1970. Effects of local geology on ground motion near San Francisco Bay, *Bulletin of the Seismological Society of America* Vol. 60, 29-61.
- CAN A.Z., 2007. Yüzey Dalgaları / Temel Kaya Etkileşimi Ve 3-B Sismik Işın İzleme Yöntemiyle Zemin Büyütmesi Haritalarının Oluşturulması, Ankara Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü Yüksek Lisans Tezi, 114 sayfa.
- CEYDİLEK N., HORASAN G., 2019. Discrimination of quarry blasts and earthquakes in manisa district, *turk. J. Earthq. Res.* 1 (1), 26-47.
- DIKUN, J , URMONIENE, L , STANELYTE, D, 2018. Spectral Ratio Method for Fault Detection in Rotating Machines, *Balkan Journal of Electrical and Computer Engineering* , 6 (2), 129-131.
- ECEVİTOĞLU B., 2008. Ankara Üniversitesi Jeofizik Müh., Sismik Veri İşlem Ders Notları
- LIU N. AND GAO J., 2018. Seismic Attenuation Estimation Using The Modified Log Spectral Ratio Method, *Journal Of Applied Geophysics*, VOL.. 159, 386-394.
- UYAR, G. G., ECEVİTOĞLU B., 2008. Waveform Analysis In Mitigation Of Blast_ Induced Vibrations, *Journal of Applied Geophysics*. Vol.66, p. 25-30.
- UYAR, G.G., 2010. Explosive Charge Mass And Peak Particle Velocity (PPV)-Frequency Relation In Mining Blast, *Journal of Geophysics and Engineering*. Vol. 7, p. 223-231.
- UYAR G.G., Babayiğit E., 2016. Guided wave formation in coal mines and associated effects to buildings, *Structural Engineering and Mechanics*, An International Journal, Vol. 60 No.5, 923-937.

- UYAR G.G., 2017. Patlatma Kaynaklı Titreşimlerin Çevreye Olan Etkilerinin En Aza İndirilmesi Çalışmalarında Kullanılan Hasar Kriter Tabloları Üzerine Bir Yorum, *Uluslararası Madencilik ve Çevre Sempozyumu*.
- UYAR G.G, GÜNGÖR N.O., 2017. TOKİ Kale Yerleşkesi 2. Etap İnşaatı İşi' Nde Patlatmalı Kazı Faaliyetlerinin Çevreye Herhangi Bir Olumsuzluk Vermemesi Amaçlı Kontrollü Patlatma Tasarımlarının Yapılması Ve Patlatma Kaynaklı Titreşim-Hava Şoku Ölçümlerinin Alınarak Değerlendirilmesine Dair Teknik Rapor, *Rönesans Holding REC ULUSLARARASI İNŞAAT YATIRIM SANAYİ VE TİC. A.Ş.*
- UYAR G.G., AKSOY C.O. 2019. Comparative Review and Interpretation of the Conventional and New Methods In Blast Vibration Analyses, *Geomechanics and Engineering, Vol. 18, Issue 5, 545-554.*

Ön Kesme Metodu ile Oluşturulan Farklı Derinliklerdeki Yapay Süreksizliklerin PPV ve Yapısal Hasar Riskine Etkisi

Effect of Artificial Discontinuities Formed by Presplitting with Different Depths on PPV and Structural Damage Risk

E. Alan

Yapı Merkezi İnşaat ve Sanayi A.Ş., Tanzania, enver.alan@ym.com.tr

ÖZET Uygulamalı patlatma mühendisliği alanında yapılan bu çalışma Etiyopya’da ve afanitik trakibazalıtta yapılmıştır. Farklı derinliklerdeki yapay süreksizliklerin yapısal hasar riskine etkilerini belirlemek amacıyla yapılan bu çalışmada, aynı lokasyon ve aynı formasyondaki üç test alanında çalışılmıştır. Delme-patlatma teknolojisinden faydalanarak ve ön kesme yöntemi uygulanarak her biri 10 metre uzunluğunda olan altı adet yapay süreksizlik oluşturulmuştur. Her test alanında, eşit uzunluk ve eşit derinlikte iki adet ardışık yapay süreksizlik meydana getirilmiştir. Yapay süreksizliklerin derinlikleri; Birinci test alanında 6,80 metre, ikinci test alanında 13.60 metre ve üçüncü test alanında 17.00 metredir. Ardışık yapay süreksizlikler arasındaki mesafe 8 metredir. Titreşim üretmek için 31 adet patlatma yapılmıştır. Patlatma noktaları ile en yakın ölçme istasyonu arasındaki en yakın mesafe 5.30 metredir.

Ölçülerek tespit edilen PPV değerlerindeki pik azalma oranları: Birinci test alanında % 95.77 (106.00 mm/s’den 4.48 mm/s’ye), ikinci test alanında % 79.77 (176.00 mm/s’den 35.60 mm/s’ye), üçüncü test alanında % 95.85 (205.00 mm/s’den 8.55 mm/s’ye)’dir. Yapay süreksizlikler, yapısal hasar riskini bertaraf etmiştir.

Anahtar kelimeler: Ön-kesme, Yapay süreksizlik, Sismik dalga, Maksimum parçacık hızı, Yapısal hasar riski

ABSTRACT This study was conducted in the field of applied blasting engineering in Ethiopia and aphanitic trachibasalt. Under the scope of the study, which has been performed to determine the effects of the artificial discontinuities at different depths and the effects of artificial discontinuities through structural damage risk, six test areas, at the same location and same formation, were considered. Six numbers of artificial discontinuities, each 10 meters transverse, were created by using pre-splitting and drilling-blasting technology. The number of sequential artificial discontinuities on each test area is two and they have the same length. The length of artificial discontinuities are; 6.80 meters at the first test area, 13.60 meters at the second test area and 17 meters at the third test area respectively. The distance between sequential artificial discontinuities is 8 meters. Thirty-one shots were executed in order to produce vibration. The closest distance between the shot points and the nearest measuring station is 5.30 meters.

Peak reduction rates in Peak Particle Velocity (PPV) values determined by measuring as follows: In the first test area 95.77% (106.00 mm/s to 4.48 mm/s), in the second test area 79.77% (176.00 mm/s to 35.60 mm/s), in the third test area 95.85% (from 205.00 mm/s to 8.55 mm/s).

Artificial discontinuities eliminated on the structural damage risk.

Keywords: Pre-splitting, Artificial discontinuity, Seismic wave, Peak particle velocity, Structural damage risk

1 GİRİŞ

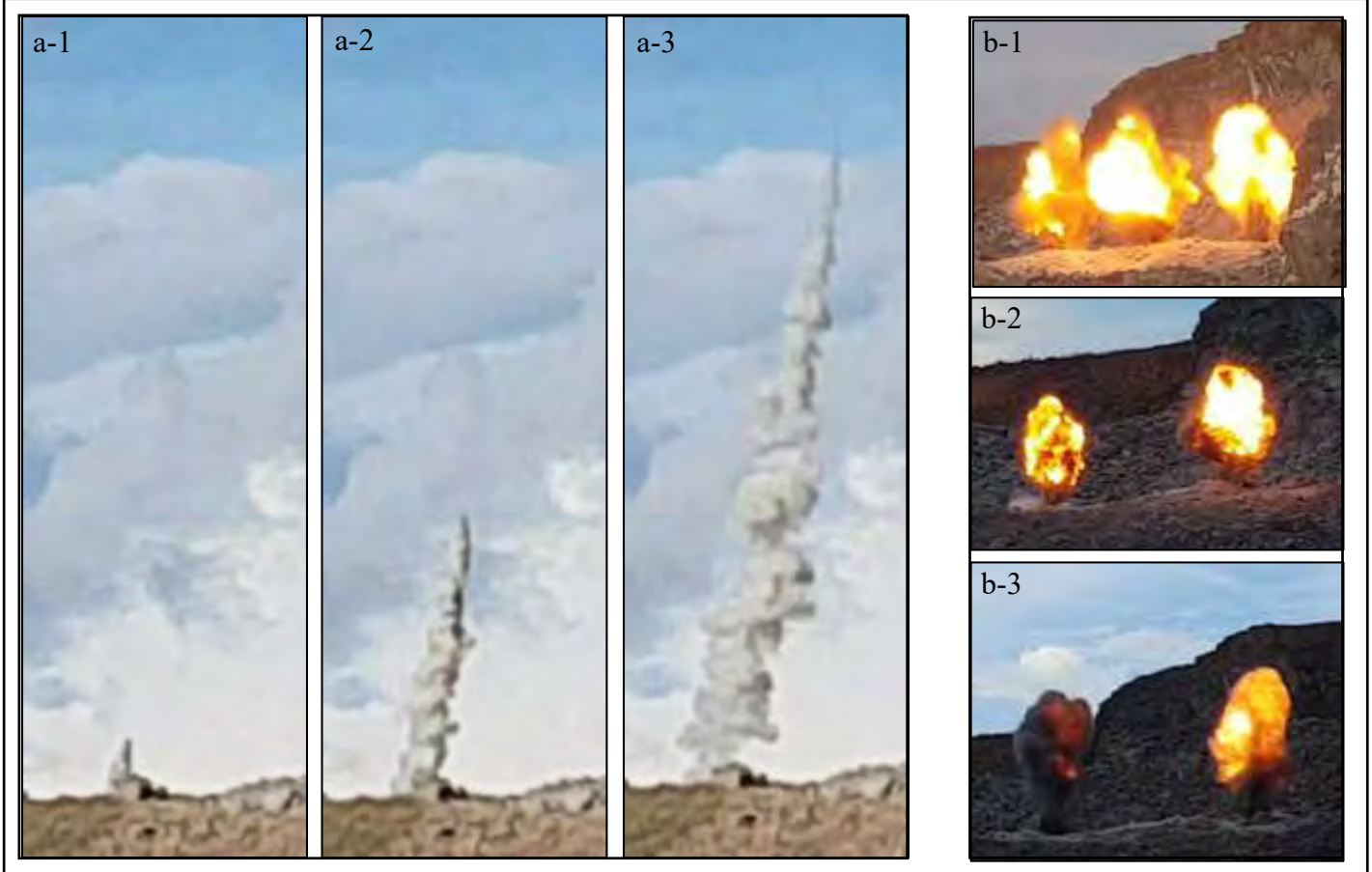
Diğer kazı yöntemleri teknik ve/veya ekonomik yönden elverişli değilse, kaya formasyonlarda delme-patlatma teknolojilerinden faydalanarak patlatmalı kazı yapmak kaçınılmaz, patlatmaların olumsuz etkileri (titreşim, gürültü, hava şoku, toz, gaz emisyonu, kaya fırlaması, yapısal hasar riski vs.) potansiyeldir. Can ve mal güvenliğini de tehdit eden yapısal hasar riskini bertaraf etmek için yer kabuğunda yapay süreksizlik oluşturularak, birim zamanda patlayan patlayıcı madde miktarı azaltılarak vs. önlemler alınmakta. Birim zamanda patlayan patlayıcı madde miktarı azaltılarak alınan önlem; üretimi, verimi, yığın boyut dağılımını, atım maliyetini, ardışık maliyetleri, işletme maliyetini, iş teslim süresini vs. doğrudan etkilemektedir.

Parametreler, mesleki terimler ve sayılar ile ifade edilmelidir. Ölçmeden, öğrenmeden, hesaplardan bilmek; bilmeden düzeltmek imkânsızdır. Patlatma kaynaklı risklerden canları, çevreyi ve değerleri korumak için; disiplinler arası iş birliği yapılmalı, akıl ve bilimsel bilgi rehberliğinde analitik çalışılmalı, tecrübelerden faydalanılmalı, özgün ve optimal tasarım, planlama ve test atımları yaparak reel şartlara özgü limit değerler ve yöntem belirlenmelidir. Atımlar; emniyetli, başarılı, verimli ve optimum maliyetli olmalıdır.

2 GENEL BİLGİLER

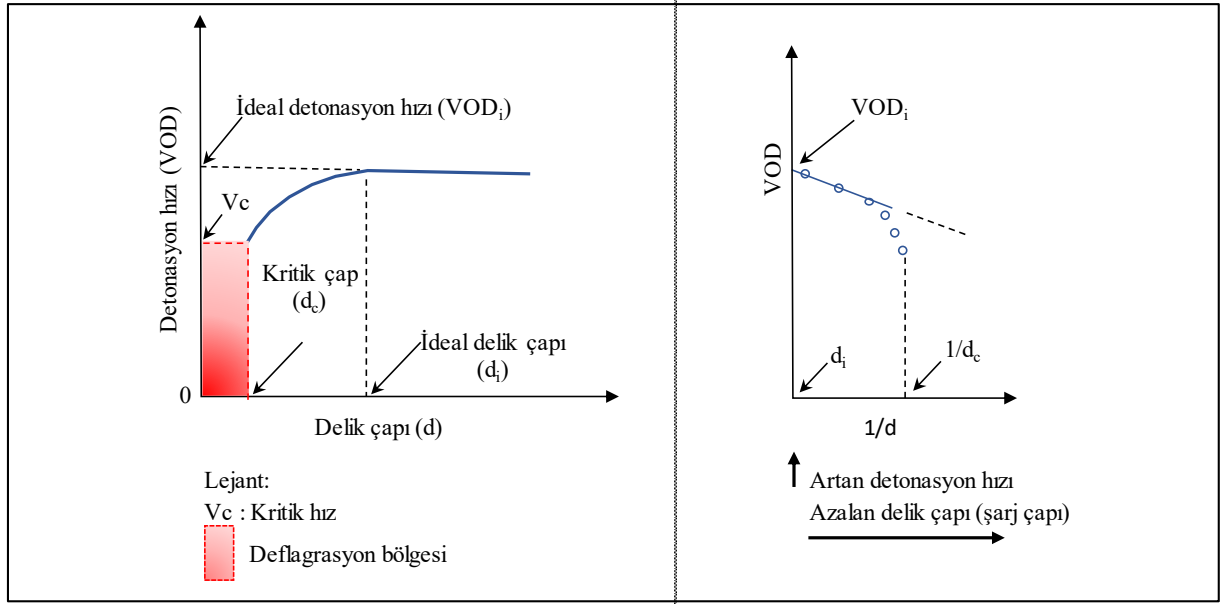
2.1 Patlatma Kaynaklı Yapısal Hasarlardan Yapıların Korunması

Patlatma kaynaklı çevresel olumsuzluklar (yer sarsıntısı, kaya fırlaması, hava şoku, toz, gaz vd.) yapılara ve çevreye hasar verebilir. Bu olumsuzlukların kaynağı, infilak aşamasında ortaya çıkan kayıp enerjidir (sismik enerji, ısı enerjisi, ışık enerjisi, ses enerjisi). Kayıp enerji miktarını azaltarak çevresel etkileri azaltmak için, diğer önlemlere ilaveten sıkılama da uygun yapılmalıdır. Uygun olmayan sıkılama; canlılara tehdit, kayıp enerji (Şek.1) ve yapısal hasara davetiye dir.



Şekil 1. Sıkılamanın kayıp enerjiye etkisi a) Yetersiz sıkılama b) Sıkılama yapılmamış delikler

Kayıp enerji miktarını ve titreşimi oluşturan sismik dalgaların genliğini birçok unsur etkiler. Gereğinden az veya fazla yük mesafesi uygulanmasından ve kritik çapın altındaki/yakınındaki delik çaplı atımlardan kaçınılmalıdır (Şek.2). Bu çalışmada; kullanılan patlayıcıların kritik çapından (<25.40 mm) daha büyük çaplı deliklerden (76.20 mm, 88.90 mm) faydalanılmıştır.



Şekil 2. Kritik çapın ideal detonasyon hızına etkisi (Alan, 2020).

Sismik dalgaların enerjilerini azaltarak yapısal hasar riskinin bertaraf edilmesi mümkündür. Bu maksatla tasarım parametrelerine (delik çapı, delik boyu, yük mesafesi, delikler arası mesafe vd.) müdahale edilmekte veya atım lokasyonu ile korunacak yapı arasında yapay süreksizlikler (ön kesme yöntemi ile kayayı kesme, bariyer delikleri delme, hendek kazma) oluşturulmaktadır.

Patlatma kaynaklı yapısal hasarlardan yapıları korumak; emniyetli, başarılı, verimli ve optimum maliyetli atımlar yapabilmek için; patlayıcı madde infilak ederken ortaya çıkacak enerjilerden maksimum oranda faydalanılması (amaca uygun kırma, parçalama, öteleme, kesme, kaynak vs. işlerde değerlendirilmesi) hedeflenmeli (Şek. 3), patlatma mühendisliği ilkeleri uygulanmalıdır.



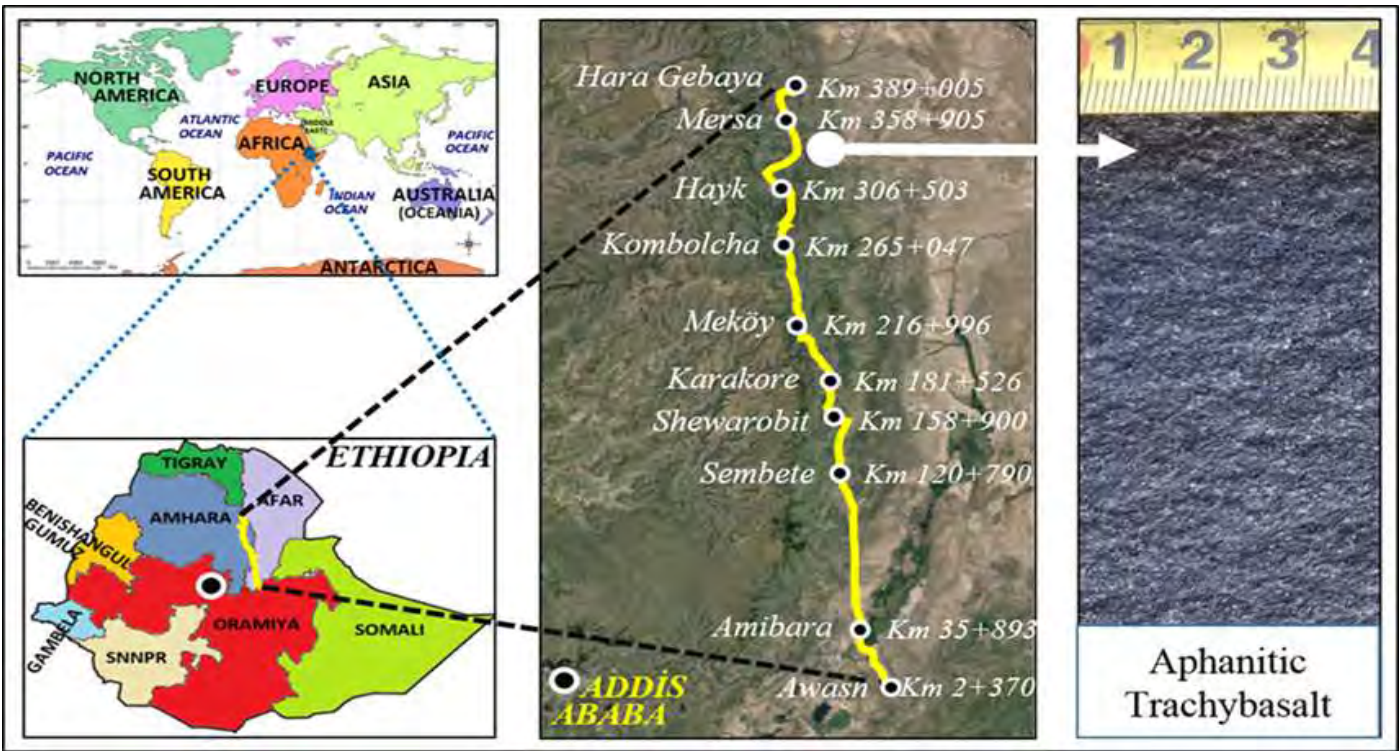
Şekil 3. Faydalı enerjinin kaya kütlelerini kırması, parçalaması ve ötelemesi.

2.2 Awash - Kombolcha - Hara Gebaya (AKH) Demiryolu Projesi

Bildiride konu edilen çalışmanın yapıldığı AKH Demiryolu Projesi (Proje) Yapı Merkezi İnşaat ve Sanayi A.Ş. tarafından Etiyopya'da inşa edilmektedir. Proje güzergâhında, volkanizma ile oluşmuş asit magmatik kayalar kapsayan yaşlı Ashangi ve Ancharo formasyonları (Oliosen-Miosen adlı jeolojik devirlerde oluşmuş, ~33.90-5.33 milyon yıl önce) hakîmdir. Proje tek hattır. Hattın uzunluğu 391.75 km, kazı-dolgu miktarı ~95 milyon m³'dür.

2.3 Çalışma Alanı ve Jeolojik Yapı

Bu Araştırma-Geliştirme (Ar-Ge) çalışması, AKH Demiryolu Projesi'nde, Km 346'daki Bazalt Ocağı'nda yapılmıştır. Çalışma yapılan saha Etiyopya'nın Mersa ili sınırları içindedir. Mersa'nın başkent Addis Ababa'ya uçuş mesafesi 311 km, karayolu mesafesi 488 km'dir. Çalışma sahası; projenin başlangıç noktasından 346 km, Mersa kent merkezinden 31 km uzaklıktadır. Çalışmaların yapıldığı Ashangi Formasyonu Eosen döneminde (55.80-33.90 milyon yıl önce) oluşmuştur. Patlatma ve ölçümler Afanitik trakibazaltta yapılmıştır (Şek. 4).



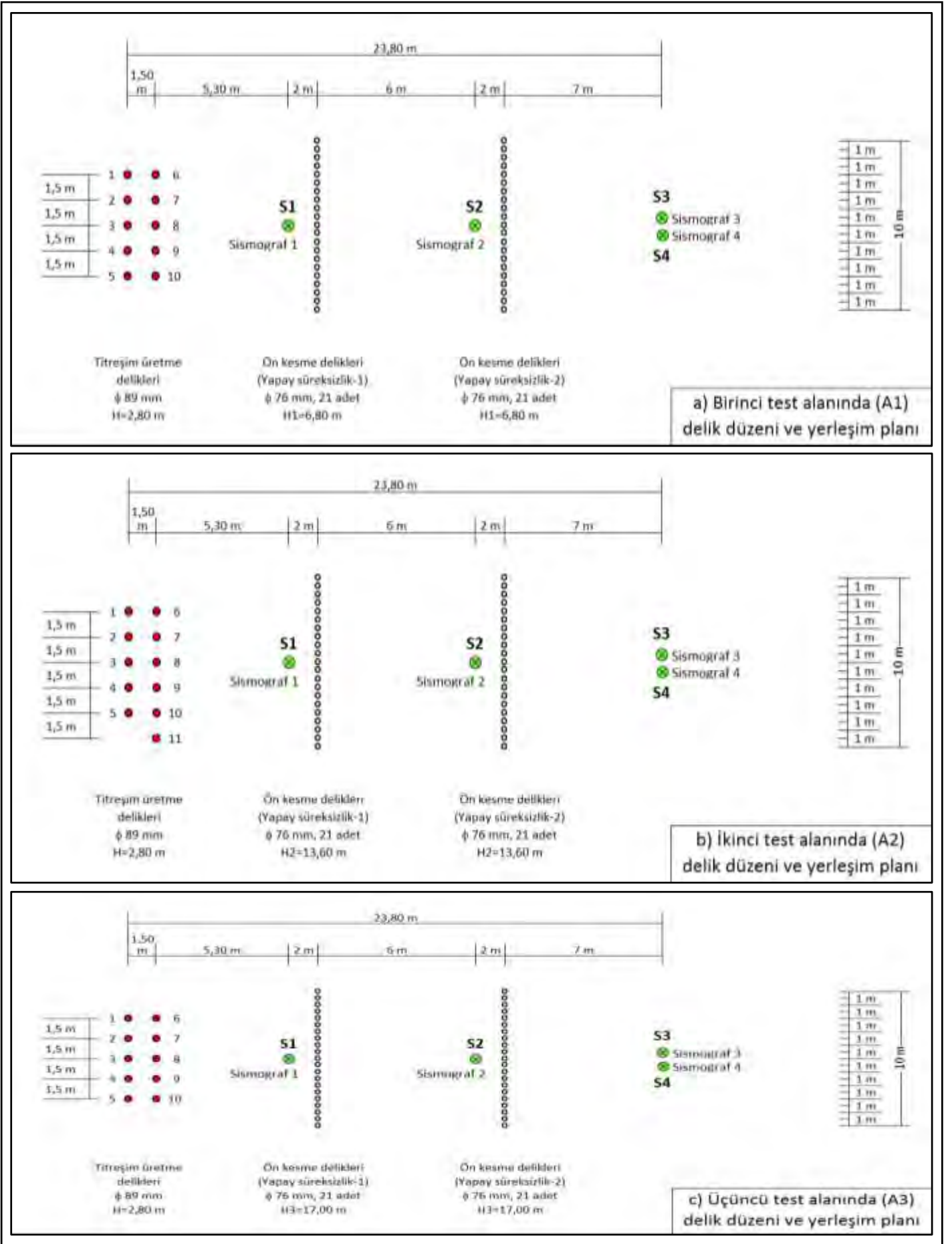
Şekil 4. Proje güzergâhının, istasyonların ve Ar-Ge sahasının haritalardaki konumu

Kırmataş (balast, sabbalast, beton agregası, kırma kum, duvar taşı vs) üretmek için işletilen bu ocağıdaki Afanitik trakibazaltın mühendislik özellikleri: Kaya kalite değeri (RQD) % 37.50; Tek eksenli basınç dayanımı (UCS) 103.54 MPa; özgül ağırlık 3.03 g/cm³, aşınma dayanımı % 7.80.

3 SAHA ÇALIŞMALARI

Ön kesme yöntemi ile oluşturulacak üç farklı derinlikte ve eşit aralıklı yapay süreksizliklerin, patlatma kaynaklı titreşimlerin oluşturduğu parçacık hızına mevcut şartlarda etkisini incelemek amacıyla üç test alanında çalışarak, her test alanında 10 m uzunlukta, 8 m aralıklı iki adet yapay süreksizlik oluşturmak planlanmıştır. Yapay süreksizliklerin derinliği birinci test alanında (A1) 6.80 m (H1), ikinci test alanında (A2) 13.60 m (H2), üçüncü test alanında (A3) 17.0 m'dir (H3). Delikler; uydu destekli elektronik teodolitten faydalanılarak ve tasarıma uygun işaretlenip,

üstten darbeli kaya delici makine ile delinmiştir. Ön kesme (Pre-splitting) delikleri; 76 mm çap, 50 cm aralıkta ve her yapay süreksizlikte 21 adet olmak üzere toplam 126 adettir (Şek. 5).



Şekil 5. Titreşim üretim delikleri, ön kesme delikleri ve ölçme istasyonlarının yerleşim planı

Çalışma kapsamındaki tüm delgileri yapan vidalı kompresörlü Rock drill'in teknik özellikleri:

Ağırlık: 15.500 kg

Hidrolik basınç: 240 bar

Darbe gücü: 25 kW (33.5 HP)

Motor gücü: 168 kW (225 HP)

Hava kapasitesi (FAD): 127 litre/saniye

Temizleme hava basıncı (azami): 7.5 bar

Kompresör çalışma basıncı (azami): 10.5 bar

Maksimum delgi uzunluğu: 28 metre

“Button retract bit” ile delinen 126 adet ön kesme deliğinin delme değerleri Tablo 1’de gösterilmiştir.

Tablo 1. Ön kesme deliklerinin birim delgi bilgileri (Delik çapı: 76 mm)

Süre	Birim	Birinci tij (L1=2,80 m)	İkinci tij (L2=3,66 m)	Üçüncü tij (L3=3,66 m)	Dördüncü tij (L4=3,66 m)	Beşinci tij (L5=3,66 m)
Sadece delme süresi	s/adet	147	186	201	212	232
	s/m	53	66	72	76	83
Tij ekleme süresi	s/adet			41		
Tij sökme süresi	s/adet			107		

Patlatma kaynaklı titreşim elde etmek için delinen tüm delikler 89 mm çapında, 2.80 metre uzunlukta (H) ve 1.50x1.50 metre aralıktadır. Bu deliklerin en yakın yapay süreksizliğe uzaklığı 7.30 metre, en yakın ölçme istasyonunu ile arasındaki mesafe ise 5.30 metredir. Yapılan bu çalışma kapsamında dört adet sismograf kullanılmıştır. Birinci ölçme istasyonu (S1) ilk yapay süreksizliğin 2.00 metre berisinde, ikinci ölçme istasyonu (S2) ikinci yapay süreksizliğin 2.00 metre berisinde, diğer ölçme istasyonları (S3, S4) ikinci yapay süreksizliğin 7.00 metre ötesindedir. Tüm deliklerin ve ölçme istasyonlarının yerleşim planı Şekil 5’te görülmektedir.

İlk önce, patlatma yapılarak yapay süreksizliklerin elde edileceği ön kesme delikleri sivil (ticari) patlayıcı (Alan, 2020) kullanılarak şarj edilmiştir. Delik içi şarjda infilaklı fitil (80 g/m PETN) ve kapsüle duyarlı emülsiyon kartuş patlayıcı; yüzey bağlantısında infilaklı fitil (6 g/m PETN) kullanılmıştır. Emülsiyon patlayıcı maddenin teknik özellikleri Tablo 2’de verilmiştir.

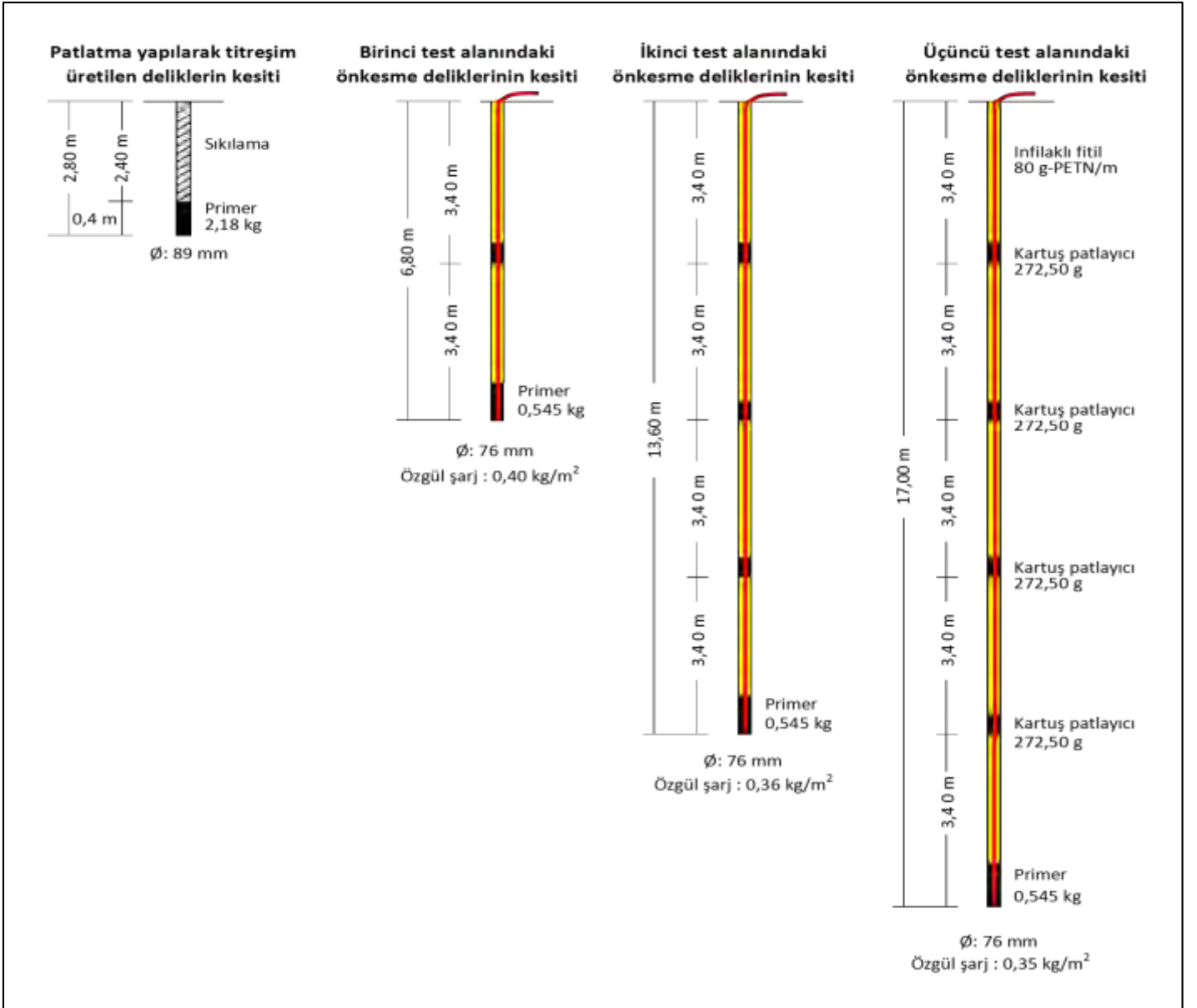
Tablo 2. Emülsiyon kartuş patlayıcı maddenin teknik özellikleri

Teknik özellik	Değer / Birim	Teknik özellik	Değer / Birim
Yoğunluk	1,20 g/cm ³	İdeal gaz hacmi	873 lt/kg
Kartuş ağırlığı	545 gr	İdeal patlama sıcaklığı	4.370 KJ/kg
Standart boyut	38 x 400 mm	İdeal deetonasyon hızı	6.140 m/s
RBS (ANFO'ya göre)	193 %	İdeal detonasyon basıncı	112.900 atm
RWS (ANFO'ya göre)	129 %	İdeal detonasyon sıcaklığı	3.106 °K

Ön kesme delikleri şarj edilirken 80 g/m Pente Eritrol Tetra Nitrat (PETN) içeren infilaklı fitilin delik tabanına gelen ucuna bir adet (0.545 kg/kartuş) (kartuş boyutu: 38x400 mm), yukarı doğru 3.40 metre aralıklarla ½ adet kartuş (0.2725 kg/kartuş) (kartuş boyutu: 38x200 mm) kapsüle duyarlı emülsiyon patlayıcı bantlanmış, patlatılmıştır. Böylece her bölgede farklı uzunlukta iki adet yapay süreksizlik bulunan üç adet çalışma sahası oluşturulmuştur.

Titreşim üretilecek delikler şarj edilirken “yemleyici” (yemleme, primer) olarak 2.18 kg/delik kapsüle duyarlı kartuş emülsiyon patlayıcı madde, kapsül olarak elektrikli kapsül, sıkılama malzemesi olarak delme sırasında yüzeye çıkan malzeme (kırmataş) kullanılmıştır. Üretim

deliklerinin sıkılama uzunlukları 2.40 metredir. Patlatmanın maksadına ve çalışma bölgelerine (yapay süreksizliklerin derinliklerine) göre deliklerin şarj detayları Şekil 6'da görülmektedir.



Şekil 6. Test alanlarına göre şarj edilmiş deliklerin kesit görünüşü (Alan 2020)

4 PATLATMA VE TİTREŞİMLERİN PARAMETRE DEĞERLERİ

Ölçme istasyonlarına 4 adet sismograf yerleştirildikten sonra 31 adet titreşim üretim deliği teker teker patlatılmış, patlatmalar esnasında oluşan titreşimlerin parametre değerleri ölçülerek 123 sismik kayıt alınmıştır. Patlatmaların ve titreşimlerin parametre değerleri Tablo 3'de verilmiş olup ölçekli mesafe, Eşitlik 1 ile hesaplanarak tespit edilmiştir.

$$SD = \left(\frac{R}{\sqrt{W}} \right) \quad (\text{USBM; Duvall, Fogelson 1962}) \quad (1)$$

Burada:

SD : Ölçekli mesafe

R : Patlatma ve ölçüm noktası arasındaki mesafe (m)

W : Birim zamanda patlayan maksimum patlayıcı madde miktarı (kg)

Tablo 3. Patlatmaların ve titreşimlerin parametre değerleri

Parametreler	Birim	Atım No	Yapay süreksizliklerin derinlikleri ve parametre değerleri											
			Birinci test alanı (A1)				İkinci test alanı (A2)				Üçüncü test alanı (A3)			
Test alanı adı			42 (21+21)				42 (21+21)				42 (21+21)			
Ön kesme delikleri sayısı	adet		6,80 (H1)				13,60 (H2)				17,00 (H3)			
Yapay süreksizlik uzunluğu	m		2				2				2			
Yapay süreksizlik sayısı	adet		10				11				10			
Atım sayısı	adet													
Sismograf kodu			S1	S2	S3	S4	S1	S2	S3	S4	S1	S2	S3	S4
Kayıt sayısı	adet		10	10	10	10	10	11	11	11	10	10	10	10
Gecikme başına patlayıcı miktarı	kg		2,18	2,18	2,18	2,18	2,18	2,18	2,18	2,18	2,18	2,18	2,18	2,18
Boyuna parçacık hızı (PVL)	mm/s	1	94,20	11,00	1,71	3,72	176,00	40,70	17,20	16,00	222,00	26,00	4,55	4,82
	mm/s	2	106,00	6,72	0,98	2,15	56,90	37,90	9,49	11,80	206,00	23,60	4,29	4,50
	mm/s	3	46,70	17,10	2,75	5,36	71,00	40,90	6,77	11,60	189,00	21,50	4,39	4,72
	mm/s	4	30,20	19,00	3,37	6,15	77,20	37,00	5,02	10,30	173,00	25,60	5,25	5,95
	mm/s	5	28,10	20,50	3,71	7,06		33,20	5,79	10,50	57,30	16,00	3,60	4,44
	mm/s	6	96,20	11,40	2,15	4,61	94,10	34,00	5,06	11,20	260,00	35,30	6,34	6,50
	mm/s	7	89,40	10,70	1,93	3,80	101,00	34,60	6,22	11,50	205,00	19,00	3,45	3,68
	mm/s	8	41,80	14,80	4,20	6,25	114,00	35,20	6,20	9,47	230,00	24,80	4,47	4,95
	mm/s	9	34,80	19,70	4,25	6,85	130,00	39,30	5,52	9,34	121,00	21,00	4,25	5,17
	mm/s	10	30,90	25,60	4,82	7,68	107,00	31,40	5,52	8,06	61,50	16,10	3,80	4,58
	mm/s	11					97,60	33,20	6,15	8,74				
Düşey parçacık hızı (PVV)	mm/s	1	63,10	26,20	6,07	7,69	161,00	48,20	36,00	35,60	139,00	38,90	11,90	11,20
	mm/s	2	102,00	20,50	4,48	5,53	78,10	51,00	33,40	32,60	151,00	39,80	12,10	10,40
	mm/s	3	20,60	36,80	10,60	12,80	95,10	57,70	34,30	32,70	146,00	38,60	11,60	9,58
	mm/s	4	52,60	40,50	11,10	14,40	111,00	53,20	35,30	33,50	111,00	39,50	13,30	10,80
	mm/s	5	43,00	42,40	11,10	15,50		55,20	37,10	35,00	48,50	39,80	10,70	9,42
	mm/s	6	57,40	31,10	7,50	9,85	102,00	49,70	30,80	28,40	247,00	37,50	14,60	14,00
	mm/s	7	93,70	28,00	5,01	6,17	112,00	41,20	31,00	29,90	190,00	37,00	10,30	8,55
	mm/s	8	57,60	35,90	8,42	12,20	119,00	35,60	32,30	30,60	235,00	35,10	12,30	12,70
	mm/s	9	62,80	44,90	11,50	16,40	115,00	41,00	37,40	36,10	119,00	33,90	12,40	12,20
	mm/s	10	61,90	50,20	13,30	18,90	85,90	51,70	34,50	33,30	60,90	35,00	10,20	10,30
	mm/s	11					73,30	55,10	37,10	36,10				
Enine parçacık hızı (PVT)	mm/s	1	19,00	6,99	1,71	2,26	136,00	25,10	17,20	13,60	97,30	15,70	4,55	2,21
	mm/s	2	32,70	5,93	0,96	2,44	37,10	17,00	9,42	11,80	79,20	14,10	4,31	2,80
	mm/s	3	40,80	10,10	2,75	4,07	43,90	14,90	6,68	11,00	72,10	9,64	4,42	2,39
	mm/s	4	35,10	14,10	3,39	5,77	28,20	14,30	5,01	10,40	116,00	13,00	5,25	2,80
	mm/s	5	35,80	12,20	3,68	6,14		17,00	5,83	12,60	65,70	8,10	3,60	2,77
	mm/s	6	51,80	11,70	2,07	3,63	112,00	30,90	5,12	12,10	174,00	17,50	6,34	2,71
	mm/s	7	43,00	12,10	1,85	2,74	83,50	20,80	6,12	7,14	102,00	11,50	3,47	3,01
	mm/s	8	46,60	12,40	4,12	2,98	61,00	16,50	6,22	6,60	84,50	12,90	4,48	2,77
	mm/s	9	43,70	13,10	4,18	4,95	52,00	16,00	5,53	7,50	119,00	12,90	4,23	2,56
	mm/s	10	54,00	14,80	4,72	6,60	63,10	19,10	5,58	7,99	65,90	9,60	3,66	3,04
	mm/s	11					56,10	18,30	6,17	10,50				
Maximum parçacık hızı (PPV)	mm/s	1	94,20	26,20	6,07	7,69	176,00	48,20	36,00	35,60	222,00	38,90	11,90	11,20
	mm/s	2	106,00	20,50	4,48	5,53	78,10	51,00	33,40	32,60	206,00	39,80	12,10	10,40
	mm/s	3	46,70	36,80	10,60	12,80	95,10	57,70	34,30	32,70	189,00	38,60	11,60	9,58
	mm/s	4	52,60	40,50	11,10	14,40	111,00	53,20	35,30	33,50	173,00	39,50	13,30	10,80
	mm/s	5	43,00	42,40	11,10	15,50		55,20	37,10	35,00	65,70	39,80	10,70	9,42
	mm/s	6	96,20	31,10	7,50	9,85	112,00	49,70	30,80	28,40	260,00	37,50	14,60	14,00
	mm/s	7	93,70	28,00	5,01	6,17	112,00	41,20	31,00	29,90	205,00	37,00	10,30	8,55
	mm/s	8	57,60	35,90	8,42	12,20	119,00	35,60	32,30	30,60	235,00	35,10	12,30	12,70
	mm/s	9	62,80	44,90	11,50	16,40	130,00	41,00	37,40	36,10	121,00	33,90	12,40	12,20
	mm/s	10	61,90	50,20	13,30	18,90	107,00	51,70	34,50	33,30	65,90	35,00	10,20	10,30
	mm/s	11					97,60	55,10	37,10	36,10				
Frekans (PPV'ye bağımlı)	Hz	1	11,60	64,00	46,50	42,70	12,50	36,60	51,20	51,20	13,50	85,30	73,10	85,30
	Hz	2	13,10	64,00	46,50	39,40	36,60	46,50	56,90	51,20	12,20	46,50	73,10	85,30
	Hz	3	10,90	56,90	46,50	39,40	36,60	42,70	56,90	56,90	11,90	46,50	85,30	85,30
	Hz	4	22,30	56,90	42,70	34,10	36,60	46,50	56,90	51,20	14,20	42,70	102,40	85,30
	Hz	5	22,30	56,90	42,70	34,10		46,50	51,20	51,20	10,00	102,40	102,40	128,00
	Hz	6	11,60	64,00	36,60	46,50	12,50	46,50	56,90	51,20	4,30	85,30	85,30	85,30
	Hz	7	10,20	64,00	39,40	36,60	16,00	56,90	56,90	56,90	13,10	46,50	102,40	102,40
	Hz	8	19,70	56,90	39,40	46,50	19,00	56,90	64,00	56,90	28,40	85,30	102,40	102,40
	Hz	9	19,70	56,90	39,40	36,60	9,50	51,20	51,20	56,90	17,70	102,40	102,40	102,40
	Hz	10	19,70	51,20	39,40	34,10	14,20	46,50	51,20	56,90	10,00	102,40	85,30	102,40
	Hz	11					20,50	46,50	51,20	51,20				
Ölçekli mesafe (SD)		1	4,84	9,87	15,19	15,37	4,96	10,16	16,11	16,16	5,15	10,30	16,61	16,76
		2	4,59	9,76	15,12	15,28	4,68	10,05	16,07	16,11	4,75	10,10	16,49	16,53
		3	4,59	9,78	15,16	15,29	4,65	10,06	16,13	16,13	4,61	10,07	16,49	16,42
		4	4,83	9,93	15,28	15,38	4,77	10,12	16,18	16,17	4,65	10,08	16,51	16,33
		5	5,20	10,12	15,40	15,48		10,31	16,34	16,31	4,86	10,16	16,55	16,26
		6	3,85	8,80	14,11	14,30	4,00	9,13	15,08	15,12	4,15	9,21	15,50	15,67
		7	3,58	8,73	14,09	14,25	3,60	8,95	14,98	15,01	3,74	9,07	15,45	15,50
		8	3,55	8,74	14,11	14,24	3,62	9,03	15,10	15,10	3,60	9,06	15,48	15,41
		9	3,86	8,91	14,25	14,34	3,83	9,14	15,20	15,18	3,68	9,10	15,52	15,33
		10	4,40	9,21	14,48	14,55	4,29	9,37	15,37	15,34	3,96	9,16	15,52	15,21
		11					4,95	9,73	15,66	15,60				

Süreksizliklerden önce jeofonlar ile ölçülerek tespit edilip sismografa kaydedilen Maksimum parçacık hızı (Peak Particle Velocity-PPV) değerleri: birinci test alanında (A1) 43.00-106.00 mm/s, ikinci test alanında (A2) 78.10-176.00 mm/s, üçüncü test alanında (A3) 65.70-260.00

mm/s aralığındadır. Süreksizliklerden sonra ölçülerek tespit edilen PPV değerleri ise A1'de 4.48-18.90 mm/s, A2'de 28.40-37.40 mm/s, A3'te 8.55-14.60 mm/s aralığındadır (Tab. 4).

Tablo 4. Ölçülerek tespit edilen maksimum parçacık hızı değerlerinin dağılımı

	PPV değerleri aralığı		S1 pcs	S2 pcs	S3-S4 pcs	S1 %	S2 %	S3-S4 %
	mm/s	inch/s						
1. test alanı (A1) (H ₁ =6,80 m)	≤ 25,40	≤ 1		1	20		10	100
	25,40 < x ≤ 50,80	1 < x ≤ 2	2	9		20	90	
	50,80 < x ≤ 76,20	2 < x ≤ 3	4			40		
	76,20 < x ≤ 101,60	3 < x ≤ 4	3			30		
	101,60 < x ≤ 127,00	4 < x ≤ 5	1			10		
ikinci test alanı (A2) (H ₂ =13,60 m)	≤ 25,40	≤ 1			22		45	100
	25,40 < x ≤ 50,80	1 < x ≤ 2		5			55	
	50,80 < x ≤ 76,20	2 < x ≤ 3		6				
	76,20 < x ≤ 101,60	3 < x ≤ 4	3			30		
	101,60 < x ≤ 127,00	4 < x ≤ 5	5			50		
	127,00 < x ≤ 152,40	5 < x ≤ 6	1			10		
	152,40 < x ≤ 177,80	6 < x ≤ 7	1			10		
Üçüncü test alanı (A3) (H ₃ =17,00 m)	≤ 25,40	≤ 1			20		100	100
	25,40 < x ≤ 50,80	1 < x ≤ 2		10				
	50,80 < x ≤ 76,20	2 < x ≤ 3	2			20		
	76,20 < x ≤ 101,60	3 < x ≤ 4						
	101,60 < x ≤ 127,00	4 < x ≤ 5	1			10		
	127,00 < x ≤ 152,40	5 < x ≤ 6						
	152,40 < x ≤ 177,80	6 < x ≤ 7	1			10		
	177,80 < x ≤ 203,20	7 < x ≤ 8	1			10		
	203,20 < x ≤ 228,60	8 < x ≤ 9	3			30		
	228,60 < x ≤ 254,00	9 < x ≤ 10	1			10		
	254,00 < x ≤ 279,40	10 < x ≤ 11	1			10		

Boyuna (PVL), düşey (PVV) ve enine (PVT) yönlerdeki 369 adet parçacık hızı (Particle velocity, PV) değeri incelenmiştir. Yapılan inceleme sonucunda; Patlatma yapılarak oluşturulan sismik dalgaların yapay süreksizliklerden geçmeden önceki sismografla (S1) ölçülerek tespit edilen dominant PV değerlerinin farklı yönlerde olduğu, yapay süreksizliklerin arkasındaki sismograflar (S2, S3 ve S4) ile ölçülerek tespit edilen dominant parçacık hızı değerlerinin tamamının ise düşey yönde (PVV) olduğu tespit edilmiştir (Tab.5).

Tablo 5. Ölçülerek tespit edilen dominant parçacık hızlarının yönleri

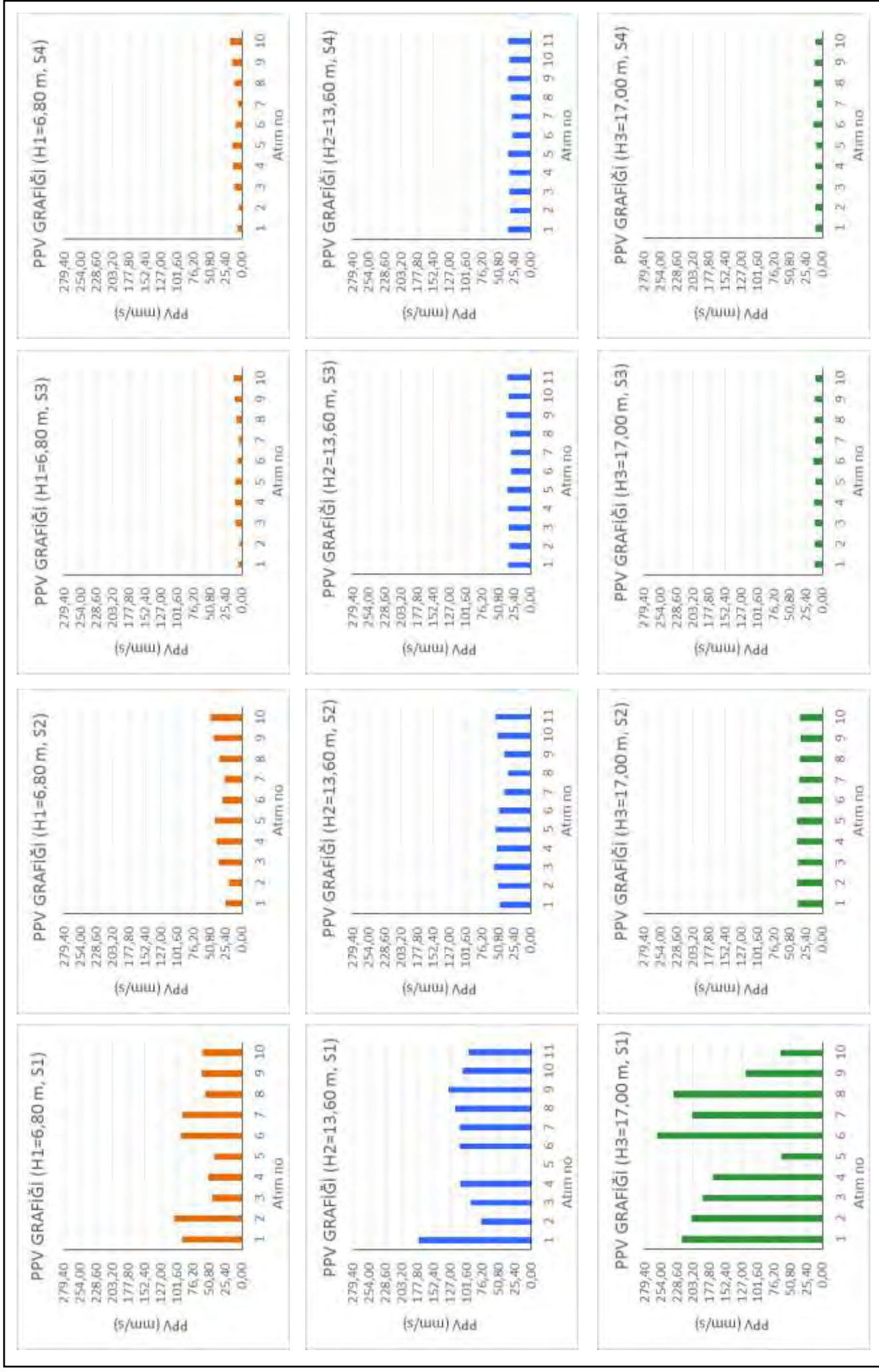
Patlatma numarası	Yapay süreksizliğin derinliğine göre dominant parçacık hızının yönü											
	H ₁ = 6,80 m				H ₂ = 13,60 m				H ₃ =17,00 m			
	S1	S2	S3	S4	S1	S2	S3	S4	S1	S2	S3	S4
1	PVL	PVV	PVV	PVV	PVL	PVV	PVV	PVV	PVL	PVV	PVV	PVV
2	PVL	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVL	PVV	PVV	PVV
3	PVL	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVL	PVV	PVV	PVV
4	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVL	PVV	PVV	PVV
5	PVV	PVV	PVV	PVV		PVV	PVV	PVV	PVT	PVV	PVV	PVV
6	PVL	PVV	PVV	PVV	PVT	PVV	PVV	PVV	PVL	PVV	PVV	PVV
7	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVL	PVV	PVV	PVV
8	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV
9	PVV	PVV	PVV	PVV	PVL	PVV	PVV	PVV	PVL	PVV	PVV	PVV
10	PVV	PVV	PVV	PVV	PVL	PVV	PVV	PVV	PVT	PVV	PVV	PVV
11					PVL	PVV	PVV	PVV				

PVL: Boyuna parçacık hızı

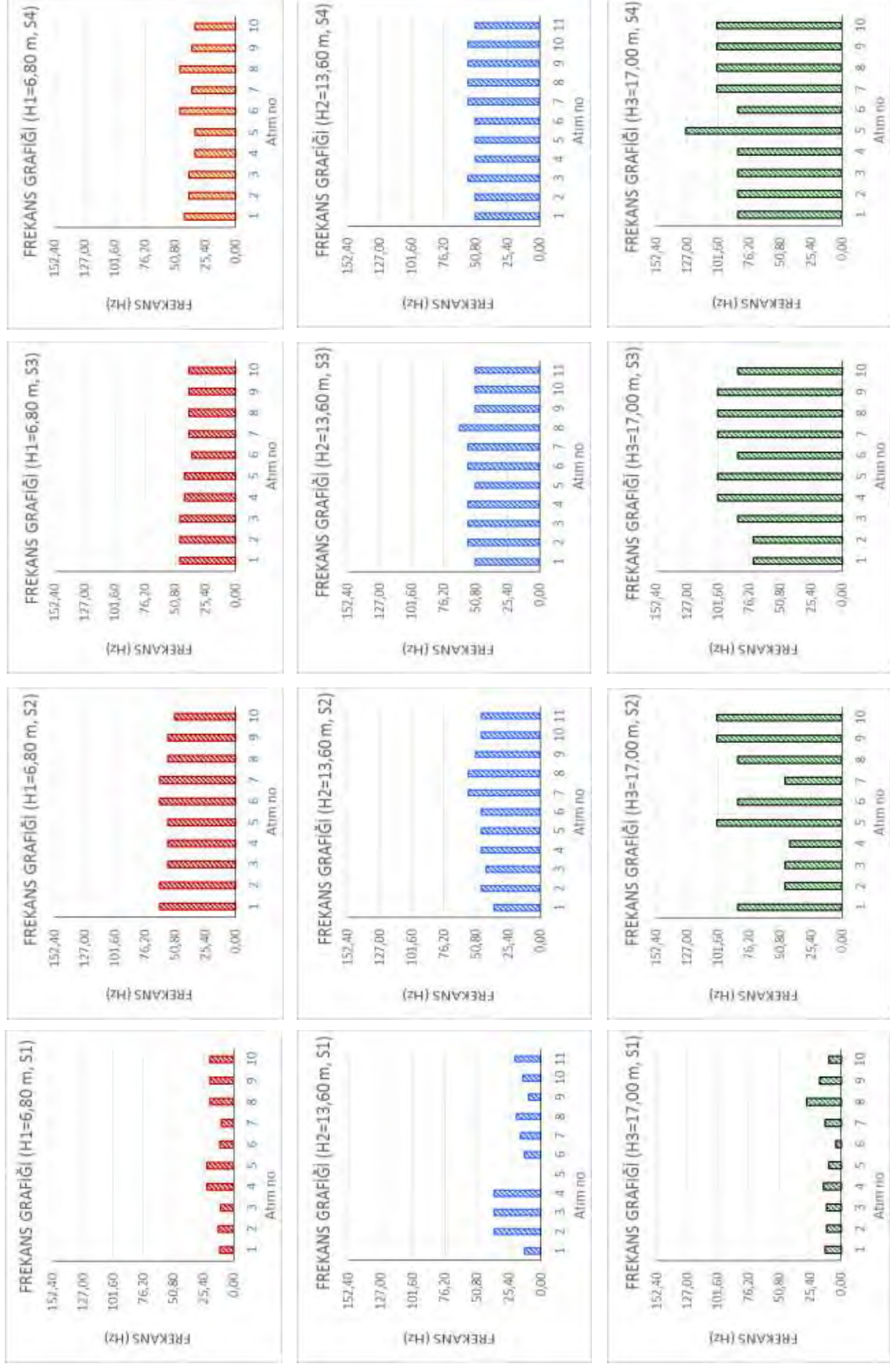
PVV: Düşey parçacık hızı

PVT: Enine parçacık hızı

Sismik dalgalar yapay süreksizliklerden geçerken enerji kaybederek ilerleyebilmiş; yapay süreksizliklerden geçerken PPV değerleri azalıp (Şek. 7) frekans değerleri yükselmiştir (Şek. 8).

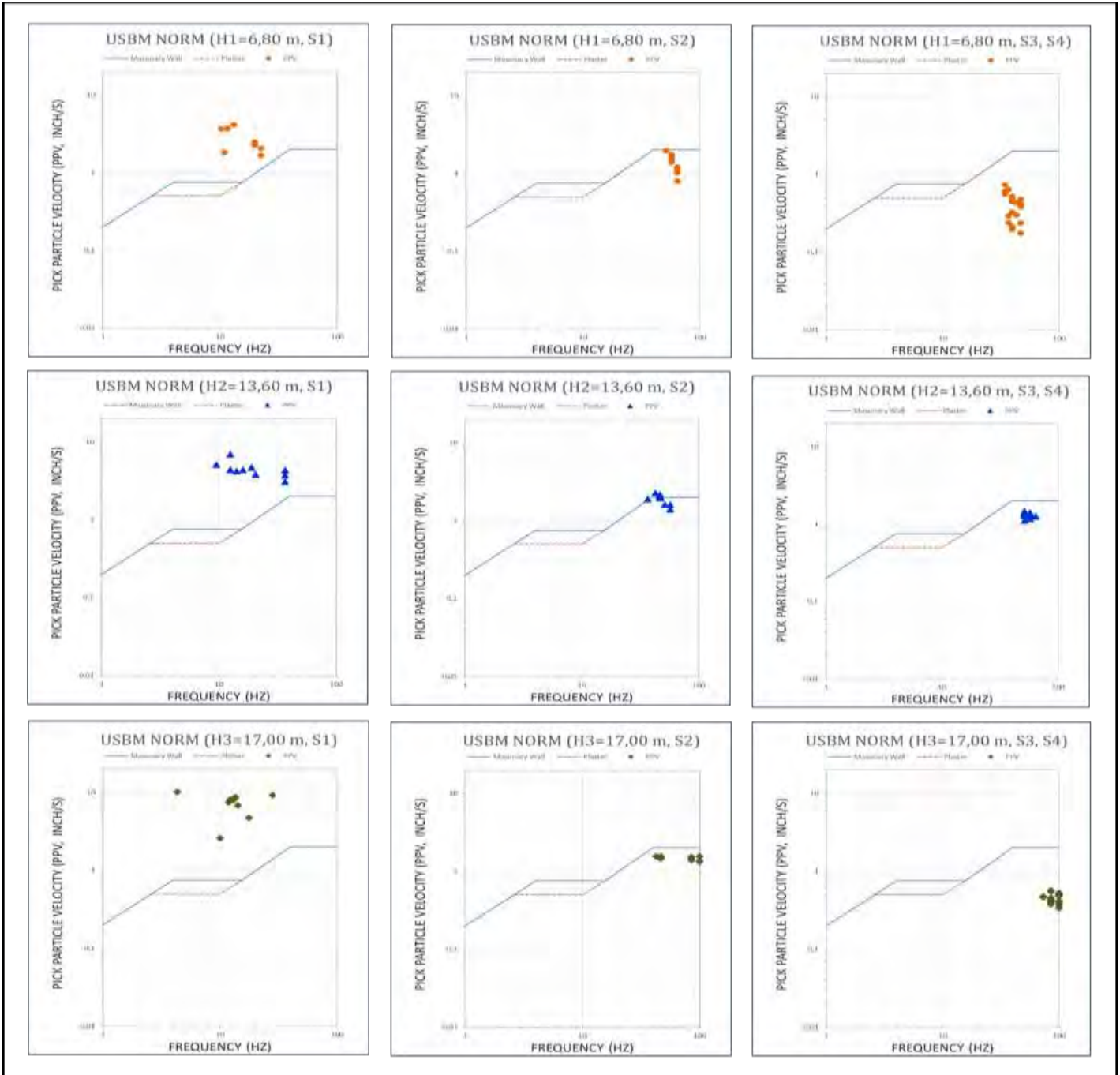


Şekil 7. Yapay süreksizliklerin derinlikleri ve sismografların konumlarına göre PPV değerlerinin çubuk grafikler üzerinde görünüşleri



Şekil 8. Yapay süreksizliklerin derinlikleri ve sismografların konumlarına göre frekans değerlerinin çubuk grafikler üzerinde görünümü

Patlatmalar sırasında ölçülerek kaydedilen PPV ve frekans değerleri, Amerika Birleşik Devletleri Maden Bürosu (United States Bureau of Mines, USBM) norm grafiklerine yerleştirilmiştir. Bu grafiklere göre yapay süreksizlerden önceki titreşimlerin yapısal hasar riski taşıdığı, her iki yapay süreksizlikten sonra ölçülen PPV ve frekans değerlerinin ise eşik hasar çizgisi altında olduğu ve yapısal hasar riski taşımadığı, yer sarsıntısını oluşturan sismik dalgaların enerjilerinin her bir yapay süreksizlikten geçerken azaldığı tespit edilmiştir. Başka bir deyişle; patlatmalar esnasında ortaya çıkan kayıp enerjinin meydana getirdiği sismik dalgalar yapay süreksizliklerden geçerken enerji kaybederek ilerleyebilmiştir (Şek. 9).



Şekil 9. Test alanlarına, yapay süreksizliklerin derinliklerine ve sismografların konumlarına göre ölçülen PPV ve frekans değerlerinin USBM Norm grafiklerinde görünümü (Alan 2020)

PPV değerlerindeki pik azalma oranları: A1’de % 95.77 (106 mm/s’den 4.48 mm/s’ye), A2’de % 79.77 (176.00 mm/s’den 35.60 mm/s’ye), A3’de % 95.85’dir (205 mm/s’den 8.55 mm/s’ye).

Birinci yapay süreksizlikten önce ölçülen PPV değerleri ile her iki yapay süreksizlikten sonra ölçülen PPV değerleri arasındaki farkların aritmetik ortalaması (PPV değerlerindeki azalma oranı) A1’de % 82.66, A2’de % 69.37, A3’de % 92.03 olarak tespit edilmiştir (Tab. 6).

Tablo 6. Yapay süreksizliklerin derinliklerine göre PPV değerleri ve aralarındaki farklar

	Ölçülerek tespit edilen PPV değerleri (mm/s)				Ölçülerek tespit edilen PPV değerleri arasındaki farklar											
	S1	S2	S3	S4	(mm/s)					(%)						
					S1-S2	S2-S3	S2-S4	S1-S3	S1-S4	S1-S2	S2-S3	S2-S4	S1-S3	S1-S4	S1-(S3, S4)	
Birinci test alanı (A1) (H ₁ =6,80 m)	94,20	26,20	6,07	7,69	68,00	20,13	18,51	88,13	86,51	72,19	76,83	70,65	93,56	91,84	82,66	
	106,00	20,50	4,48	5,53	85,50	16,02	14,97	101,52	100,47	80,66	78,15	73,02	95,77	94,78		
	46,70	36,80	10,60	12,80	9,90	26,20	24,00	36,10	33,90	21,20	71,20	65,22	77,30	72,59		
	52,60	40,50	11,10	14,40	12,10	29,40	26,10	41,50	38,20	23,00	72,59	64,44	78,90	72,62		
	43,00	42,40	11,10	15,50	0,60	31,30	26,90	31,90	27,50	1,40	73,82	63,44	74,19	63,95		
	96,20	31,10	7,50	9,85	65,10	23,60	21,25	88,70	86,35	67,67	75,88	68,33	92,20	89,76		
	93,70	28,00	5,01	6,17	65,70	22,99	21,83	88,69	87,53	70,12	82,11	77,96	94,65	93,42		
	57,60	35,90	8,42	12,20	21,70	27,48	23,70	49,18	45,40	37,67	76,55	66,02	85,38	78,82		
	62,80	44,90	11,50	16,40	17,90	33,40	28,50	51,30	46,40	28,50	74,39	63,47	81,69	73,89		
	61,90	50,20	13,30	18,90	11,70	36,90	31,30	48,60	43,00	18,90	73,51	62,35	78,51	69,47		
İkinci test alanı (A2) (H ₂ =13,60 m)	176,00	48,20	36,00	35,60	127,80	12,20	12,60	140,00	140,40	72,61	25,31	26,14	79,55	79,77	69,37	
	78,10	51,00	33,40	32,60	27,10	17,60	18,40	44,70	45,50	34,70	34,51	36,08	57,23	58,26		
	95,10	57,70	34,30	32,70	37,40	23,40	25,00	60,80	62,40	39,33	40,55	43,33	63,93	65,62		
	111,00	53,20	35,30	33,50	57,80	17,90	19,70	75,70	77,50	52,07	33,65	37,03	68,20	69,82		
		55,20	37,10	35,00		18,10	20,20					32,79	36,59			
	112,00	49,70	30,80	28,40	62,30	18,90	21,30	81,20	83,60	55,63	38,03	42,86	72,50	74,64		
	112,00	41,20	31,00	29,90	70,80	10,20	11,30	81,00	82,10	63,21	24,76	27,43	72,32	73,30		
	119,00	35,60	32,30	30,60	83,40	3,30	5,00	86,70	88,40	70,08	9,27	14,04	72,86	74,29		
	130,00	41,00	37,40	36,10	89,00	3,60	4,90	92,60	93,90	68,46	8,78	11,95	71,23	72,23		
	107,00	51,70	34,50	33,30	55,30	17,20	18,40	72,50	73,70	51,68	33,27	35,59	67,76	68,88		
97,60	55,10	37,10	36,10	42,50	18,00	19,00	60,50	61,50	43,55	32,67	34,48	61,99	63,01			
Üçüncü test alanı (A3) (H ₃ =17,00 m)	222,00	38,90	11,90	11,20	183,10	27,00	27,70	210,10	210,80	82,48	69,41	71,21	94,64	94,95	92,03	
	206,00	39,80	12,10	10,40	166,20	27,70	29,40	193,90	195,60	80,68	69,60	73,87	94,13	94,95		
	189,00	38,60	11,60	9,58	150,40	27,00	29,02	177,40	179,42	79,58	69,95	75,18	93,86	94,93		
	173,00	39,50	13,30	10,80	133,50	26,20	28,70	159,70	162,20	77,17	66,33	72,66	92,31	93,76		
	65,70	39,80	10,70	9,42	25,90	29,10	30,38	55,00	56,28	39,42	73,12	76,33	83,71	85,66		
	260,00	37,50	14,60	14,00	222,50	22,90	23,50	245,40	246,00	85,58	61,07	62,67	94,38	94,62		
	205,00	37,00	10,30	8,55	168,00	26,70	28,45	194,70	196,45	81,95	72,16	76,89	94,98	95,83		
	235,00	35,10	12,30	12,70	199,90	22,80	22,40	222,70	222,30	85,06	64,96	63,82	94,77	94,60		
	121,00	33,90	12,40	12,20	87,10	21,50	21,70	108,60	108,80	71,98	63,42	64,01	89,75	89,92		
	65,90	35,00	10,20	10,30	30,90	24,80	24,70	55,70	55,60	46,89	70,86	70,57	84,52	84,37		

5 SONUÇLAR

Bu Ar-Ge çalışması kapsamında; her birinde 2 adet yapay süreksizlik oluşturulan üç adet test alanında çalışılarak 31 adet patlatma yapılmış; atım yapılırken ölçülerek 123 adet sismik kayıt alınmıştır. Patlatmalarda kaya kütlelerinde çatlaklar oluşmuş ama kabarma, parçalanma, kaya fırlaması yaşanmamıştır. Patlatılan deliklere en yakın ölçme istasyonu 5.30 metre uzaktadır.

Birinci yapay süreksizliklerden önceki bölgelerdeki sismik dalgalar düşük frekanslı (<40 Hz), yapay süreksizliklerden sonraki sismik dalgalar yüksek frekanslıdır. Düşük frekanslı sismik dalgaların yapay süreksizliklerden önceki bölgedeki olası yapılarda rezonans kaynaklı hasar oluşturma olasılığı -yapının mühendislik özelliklerine, yapının boyutlarına, yapının üzerine inşa edildiği formasyonun kaya veya zemin olmasına, yapının maruz kaldığı titreşim süresine, sismik dalga türüne, sismik dalga boyuna vs. bağımlı olarak- vardır. En güvenli yapılar; en sağlam yapılar değil tüm teknik yeterliliklere haiz yapılardır.

Birinci yapay süreksizlikten önce ölçülerek tespit edilen PPV değerleri 50.08 – 279.40 mm/s arasında, 2. yapay süreksizlikten sonra ölçülerek tespit edilen PPV değerleri < 50.48 mm/s'dir. USBM Normuna göre; PPV değerleri açısından; birinci yapay süreksizliğin berisindeki olası yapılar yapısal hasar riski taşımakta, sismik dalgalar her iki yapay süreksizlikten geçtikten sonraki bölgelerdeki olası yapılar mevcut şartlarda yapısal hasar riski taşımamaktadır.

Pik ses değeri 138.50 dB olup “gürültü” olarak tanımlanmaktadır. Yapısal hasar riski yoktur.

Bu çalışmada, sismik dalgaların yapay süreksizliklerden geçerken enerji kaybettiği tespit ve rakamlarla ifade edilmiştir. Yapay süreksizlikten geçemeyen sismik dalgalar enerji kaybederek ilerleyebilmiş (oluşturulan suni süreksizlikler sismik dalgalara enerji kaybettirmiş), süreksizlik derinleştikçe sismik dalganın enerji kaybı artmış, yapısal hasar riski bertaraf edilmiştir.

Patlatma kaynaklı kayıp enerjinin oluşturacağı titreşimlerin olumsuz etkisinden yapısal risk altındaki yapıları ön kesme yöntemi ile yapay süreksizlikler oluşturularak korumak için; atım ile yapısal hasar riski taşıyan yapı arasında uygun derinlikte ve genişlikte, ideal aralıklarda ve yeterli sayıda ardışık yapay süreksizlikler inşa edilmelidir.

TEŞEKKÜR

Yazar; Sn. Dr. Ersin Arıoğlu, Sn. Prof. Dr. Ergin Arıoğlu, Sn. Prof. Dr. Ali Kahrıman, Sn. Başar Arıoğlu, Sn. Erdem Arıoğlu, Sn. Özge Arıoğlu, Sn. Naim İşli, Sn. Ramih Muştı, Sn. İlker İnceleme, Sn. Doç. Dr. Hasan Aydın Bilgin, Sn. Abdullah Kılıç, Sn. Erhan Cengiz, Sn. Doğa Nasman, Sn. Gökalp Kahraman, Sn. Serkan Korkmaz, Sn. Giray Kumaş, Sn. Burak Yıldırım, Sn. Ergenekon Albayrak, Sn. Coşkun Çalışkanoglu, Sn. Döne Alan, Sn. Güler Alan, Yapı Merkezi ailesine ve ekiplerine, güven, ilgi, bilgi, teşvik ve destekleri için; ayrıca etik değerlerini ve etik değerleri koruyan o(nurlu) her cana sonsuz teşekkür eder.

KAYNAKLAR

- Alan, E., 2020a. The Effect of Artificial Discontinuities Formed by Presplitting with Different Depths on Structural Damage Risk, *Proceedings of The 46th Annual Conference on Explosives and Blasting Technique*, Published by: International Society of Explosives Engineers (ISEE), Denver, Colorado, USA.
- Alan, E., 2020b. The Effect of Faults, Delay Time and Scaled Distance on Vibration Parameters, *Proceedings of The 46th Annual Conference on Explosives and Blasting Technique*, Published by: International Society of Explosives Engineers (ISEE), Denver, Colorado, USA.
- Duvall W. I., Fogelson D. E., 1962. *Review of Criteria for Estimating Damage to Residences From Blasting Vibrations*. USRM-RI 5968, USA

Uygulamalı mühendislik alanında hazırlanan bu bildirideki görüş ve değerlendirmeler yazarına aittir. Hiçbir kurum ve kuruluşu ilgilendirmemektedir.

Patlatma Kaynaklı Yer Sarsıntısının Değerlendirilmesinde Katılık Oranı ve Ayna Durumunun İncelenmesi

Investigation of Stiffness Ratio and Bench Face Condition For Evaluation of Blast Induced Ground Vibrations

T. Hüdaverdi, Y. Ağan*, Ö. Akyıldız

İTÜ Maden Fakültesi Maden Mühendisliği Bölümü, 34469, Ayazağa, İstanbul

*Sorumlu yazar: agany@itu.edu.tr

ÖZET Bu çalışmada, bir agrega ocağında gerçekleştirilen ölçümler kullanılarak; katılık oranı ve ayna durumunun yer sarsıntısı ile ilişkisi değerlendirilmiştir. Katılık oranı basamak yüksekliğinin dilim kalınlığına oranıdır. Ayna durumu parametresi ile atım sırasında basamak önünde malzeme bulunması durumu incelenmektedir. Arazide yapılan incelemeler sonucunda, aynanın önünde bulunan malzeme miktarına göre atımlar dört gruba ayrılmıştır. Atımların yaklaşık %57'sinde katılık oranı 3'ün üzerinde, %16'sında ise 2,5–3 arasındadır. Katılık oranı 2,5 değerinin altında olan atımlar için özel bir yer sarsıntısı tahmin denklemi geliştirilmiştir. Atımların %36'sında patlatma sırasında basamak önünde kaldırılmamış yığın mevcuttur. Ayna önünde malzeme bulunan atımlar için de ölçekli mesafeye dayanan yer sarsıntısı tahmin formülleri geliştirilmiştir. Bu denklemler saha için üretilen genel tahmin denklemi ile karşılaştırılmıştır. Geliştirilen alternatif denklemler son derece başarılıdır. Yer sarsıntısını 1,59 ve 2,13 milimetre/saniye gibi düşük bir ortalama hata ile tahmin edebilmektedirler.

Anahtar kelimeler: Katılık oranı, Basamak Aynası, Patlatma, Yer sarsıntısı

ABSTRACT In this study, the effect of stiffness ratio and face condition on ground vibrations were investigated based on the site measurements performed in an aggregate quarry. The stiffness ratio is the ratio of bench height to drilled burden. Face condition parameter indicates amount of the unremoved muckpile in front of the bench face. The blasts were divided into four groups according to amount of the material in front of the face. Stiffness ratio is higher than 3 for 57% of the measured blasts. It is between 2.5 and 3 for the 16% of the blasts. A specific ground vibration prediction equation was developed for the blasts which have a stiffness ratio lower than 2.5. 36% of the total blasts have unremoved material in front of the blast face. Vibration prediction equations were also created for the blasts which have unremoved material in front of the bench face. These equations were compared to the general equation which was developed for the quarry. The developed alternative equations are quite successful. They predict the ground vibration with a mean absolute error lower than 1.59 and 2.13 millimeter per second.

Keywords: Stiffness Ratio, Bench face, Quarry blast, Ground Vibration

1 GİRİŞ

Patlatma kaynaklı yer sarsıntısının tespiti ve önlenmesi, özellikle yerleşim yerlerine yakın taş ocakları için büyük önem arz etmektedir. Yapılarda hasar oluşmasa dahi, insanların titreşimlerden rahatsız olması şikâyetlere yol açmakta; ocakların çalışmasını güçleştirmektedir. Yer sarsıntısı tahmininde genel olarak gecikme başına maksimum patlayıcı şarjı ve ölçüm mesafesi kullanılarak tahmin modelleri geliştirilmektedir. Patlatma tasarımı ve ayna durumu gözetimeden oluşturulan modeller kimi zaman başarısız olmaktadır.

Bu araştırmada yer sarsıntısına etki eden parametrelerden katılık oranı ve ayna durumu incelenmiştir. Agregata ocaklarında basamak yükseklikleri ve aynalar düzensiz oldukları için bu iki parametre önem arz etmektedir. Katılık oranı dilim kalınlığının basamak yüksekliğine oranıdır. Ayna durumu tabiri ile atım sırasında aynanın önünde malzeme bulunması durumu ifade edilmektedir. Bir önceki atımdan kalan yığın, patlama sırasında aynanın hareketini zorlaştırmakta yer sarsıntısı seviyesinin artmasına neden olmaktadır. Çalışmanın amacı ocaklarda katılık oranı ve ayna durumunun ne ölçüde değiştiğini tespit etmek ve bu parametreleri gözetken özel yer sarsıntısı tahmin denklemleri oluşturmaktır.

Araştırma kapsamında yapılan tüm atımlar ve titreşim ölçümleri Ayazağa Cendere Bölgesi'nde bulunan bir kumtaşı ocağında gerçekleştirilmiştir. Ocağın günlük üretim kapasitesi yaklaşık 5000 tondur. Üretilen ürün genellikle beton veya asfalt agregası olarak kullanılmaktadır. Bölgede temel kayaç İstanbul'un batı yakasında sıklıkla görülen Trakya formasyonudur. Patlatma için ANFO ve emülsiyon patlayıcılar kullanılmaktadır. Ateşleme elektriksiz kapsüller ile gerçekleştirilmektedir. Delik çapı 89 mm'dir. Basamak yükseklikleri 3,5–14 metre arasında değişmektedir. Ortalama basamak yüksekliği 7,5 metredir. Uygulanan ortalama dilim kalınlığı 2,28 m, standart sapması ise 0,32 m'dir. Ortalama delikler arası mesafe 2,74 metredir.

Yer sarsıntısı ölçümleri Instantel Micromate model sismograf ile gerçekleştirilmiştir. Ölçümler sırasında koordinatlar GPS cihazları ile kaydedilmiştir. Yer sarsıntısı ölçüm mesafesi 24–400 metre aralığında değişmektedir. Ortalama değer 143 metredir. Ortalama gecikme başına anlık şarj 71,79 kg'dır. Standart sapma değeri 54,15 kg'dır.

Çalışma kapsamında toplam 37 atım ölçülmüştür. Toplam 73 farklı yer sarsıntısı kaydı alınmıştır. Ölçülen atımlar kullanılarak ocak için ölçekli mesafe kavramına dayanan bir yer sarsıntısı tahmin denklemi geliştirilmiştir:

$$PPV = 394,8.(SD)^{-1,516} \quad (R^2 = 0,8499) \quad (1)$$

Bu denklemde "PPV" parçacık hızıdır ve birimi milimetre/saniye'dir. SD (m/kg^{0,5}) ise ölçekli mesafedir. SD büyüklüğü "D/W^{0,5}" oranı ile ifade edilmektedir. D (m), atım noktası ile ölçüm istasyonu arasındaki mesafedir. W (kg) ise anlık patlayan maksimum şarj miktarıdır (Nicholls ve diğ. 1971). Denklem 1, ocağa ait genel tahmin denklemi olarak adlandırılacaktır.

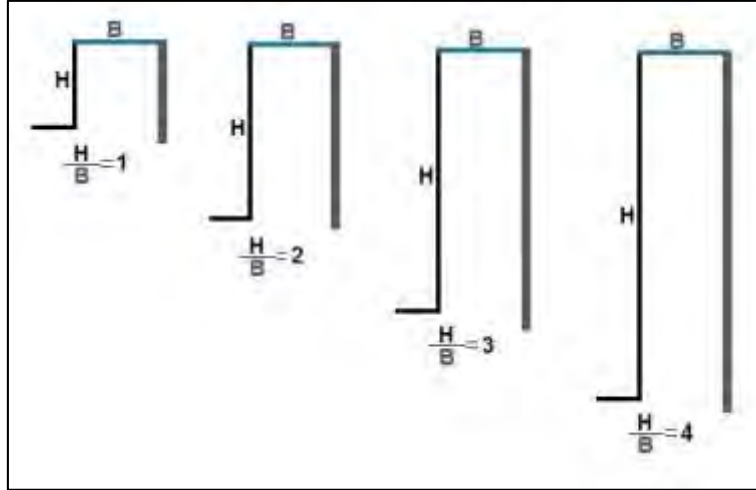
Bundan sonraki bölümde katılık oranı kavramı açıklanacak ve ölçümler kullanılarak düşük katılık oranına sahip atımlar için geliştirilen yer sarsıntısı tahmin denklemi tanıtılacaktır. Ardından ocaklarda atım sırasında ayna durumu incelenecektir. Basamak önünde malzeme bulunan atımlar için geliştirilen bir yer sarsıntısı tahmin denklemi tanıtılacaktır. Geliştirilen tahmin denklemleri ocak için oluşturulan genel tahmin denklemi ile karşılaştırılacaktır.

2 KATILIK ORANININ YER SARSINTISI AÇISINDAN DEĞERLENDİRİLMESİ

2.1 Katılık Oranı Kavramı ve Agregata Ocağında Ölçülen Değerler

Katılık oranı basamak yüksekliğinin (H) dilim kalınlığına (B) oranıdır (H/B). Bu değer birçok araştırmacı tarafından patlatma verimliliğini etkileyen önemli bir parametre olarak değerlendirilmiştir. Şekil 1'de katılık oranı kavramı görselleştirilerek açıklanmaktadır. Katılık oranı özellikle ikinin üzerine çıktıkça kırılacak kısım uzun bir kolon halini almaktadır. İkinin

altına düştüğü zaman, dilim kalınlığı kırılması nispeten güç, küt bir blok haline dönüşmektedir.



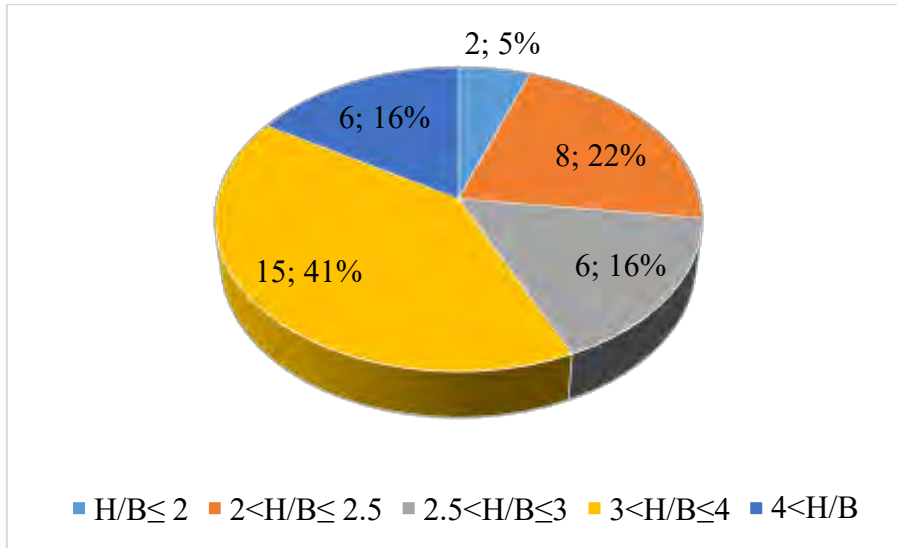
Şekil 1. Katılık oranı değerinin değişimi

Tablo 1, ünlü araştırmacılar Konya ve Walter'ın (1990) katılık oranı parametresinin patlatma sonuçlarına etkisini inceleyen çalışmasını özetlemektedir. Konya ve Walter (1990) H/B oranı için 3 değerini önermekte olup, mümkünse 2 değerinin altına düşmemesi sonucuna varmışlardır.

Tablo 1. Katılık oranı parametresinin patlatma verimliliğine etkisi (Konya ve Walter, 1990)

Katılık Oranı (H/B)	Parçalanma	Hava Şoku	Kaya Fırlaması	Yer Sarsıntısı	Yorumlar
1	Kötü	Aşırı	Aşırı	Aşırı	Aşırı arka sökülüm ve ayna taban (tırnak) problemi. Atım yeniden tasarlanmalı.
2	Orta	Orta	Orta	Orta	Mümkünse atım yeniden tasarlanmalı.
3	İyi	İyi	İyi	İyi	Çevresel etki ve parçalanma açısından başarılı.
4	Mükemmel	Mükemmel	Mükemmel	Mükemmel	H/B oranının 4'ün üzerine çıkarılmasının sağlayacağı bir fayda yok.

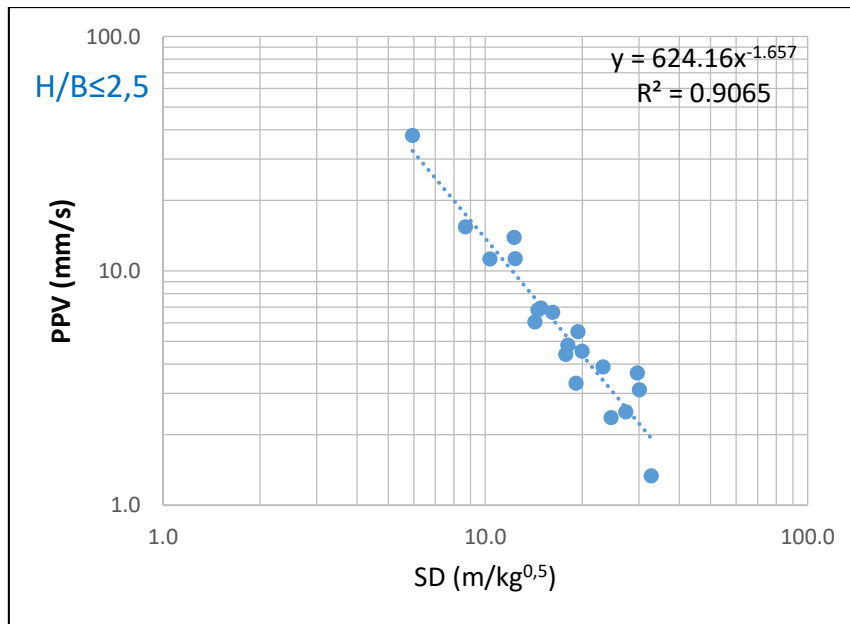
Bu çalışma kapsamında gerçekleştirilen 37 atıma ait H/B oranları Şekil 2'de sunulmuştur. Yalnızca 2 atımda H/B oranı 2'nin altındadır. Bu rakam %5'lik bir orana tekabül etmektedir. Atımların yaklaşık %57'sinde H/B değeri 3'ün üzerindedir. Atımların %16'sında H/B değeri 2,5-3 arasındadır. Bu durum da çok olumsuz olarak nitelendirilmemektedir. Atımların yaklaşık %22'sinde H/B değeri 2 ile 2,5 arasındadır (Şekil 2). Bu atımların mümkün olduğunca azaltılması en azından H/B oranının 2,5'in üzerine çıkarılmasında fayda vardır. Dilim kalınlığı planlanırken basamak yüksekliği gözetilerek bir karar verilmesi gerekmektedir.



Şekil 2. Ölçülen H/B değerlerinin yüzde dağılımı

2.2 Düşük Katılık Oranı İçin Yer Sarsıntısı Tahmin Modeli

Çalışma sırasında farklı katılık oranları (H/B) için farklı parçacık hız tahmin denklemleri geliştirilmeye çalışılmıştır. Belirli bir H/B değeri için spesifik bir tahmin denklemi geliştirilerek, yer sarsıntısını daha yüksek bir güven aralığında tahmin etmenin mümkün olacağı düşünülmüştür. Bu amaçla veriler analiz edilmiş, gruplandırılmış ve H/B verileri gözetilerek farklı regresyon kombinasyonları denenmiştir. En başarılı tahmin denklemi H/B oranının 2,5 değerinin altında olduğu atımlar için elde edilmiştir. H/B değerinin 2,5'in altında olduğu atımlara ait 16 titreşim ölçüm verisi mevcuttur. Regresyona ait PPV–SD grafiği Şekil 3'de sunulmuştur.



Şekil 3. H/B oranı 2,5'den küçük atımlar için PPV–SD grafiği

Grafikte görüldüğü üzere bu veri grubu için R^2 değeri 0,90'ın üzerindedir. Genel tahmin denklemi için (Denklem 1) elde edilenden daha yüksek bir R^2 değeri elde edilmiştir. Bu durumda titreşim tahmin denklemi şu şekilde yazılabilir:

$$PPV = 624,16.(SD)^{-1,657} \quad (R^2 = 0,9065) \quad (2)$$

Geliştirilen bu denklemin başarısı hem genel tahmin denklemiyle hem de farklı hata ölçütleri kullanılarak incelenmiştir. Temel olarak 10 farklı hata ölçütü kullanılmıştır. Uygulanan mutlak hata ölçütleri ortalama mutlak hata (OMH) ve ortalama karekök hatadır (OKH). Yüzde hata ölçütleri ortalama mutlak yüzde hata (OMYH), medyan mutlak yüzde hatadır (MMYH). Simetrik hata ölçütleri yüzde hata ölçütlerine alternatif olarak geliştirilmiştir. Bu çalışmada kullanılan simetrik hata ölçütleri simetrik ortalama mutlak yüzde hata (sOMYH) ve simetrik medyan mutlak yüzde hatadır (sMMYH). Nispeten literatüre yeni girmiş olan ölçekli hata ölçütleri ortalama mutlak ölçekli hata (OMÖH) ve ortalama karekök ölçekli hatadır (OKÖH) (Hyndman, 2006). Hata ölçütlerinin tersine yüzde varyans oranının (YVO) yüksekliği tahminin başarısını gösterir (Grima ve Babuska, 1999). Tüm hata ölçütleri hesaplanmıştır. Aşağıda Tablo 2’de, Denklem (2) Genel Tahmin Denklemi (Denklem 1) ile karşılaştırılmaktadır. $H/B \leq 2,5$ için geliştirilen denklemin, genel tahmin denkleminde daha başarılı olduğu hata ölçütleri, tabloda bold ve italik olarak gösterilmiştir. Buna göre 10 ölçütün 7 tanesinde Denklem 2 genel tahmin denkleminde (Denklem 1) daha başarılıdır.

Tablo 2. H/B oranı 2,5’den küçük atımlar için geliştirilen denklemin hata analizi

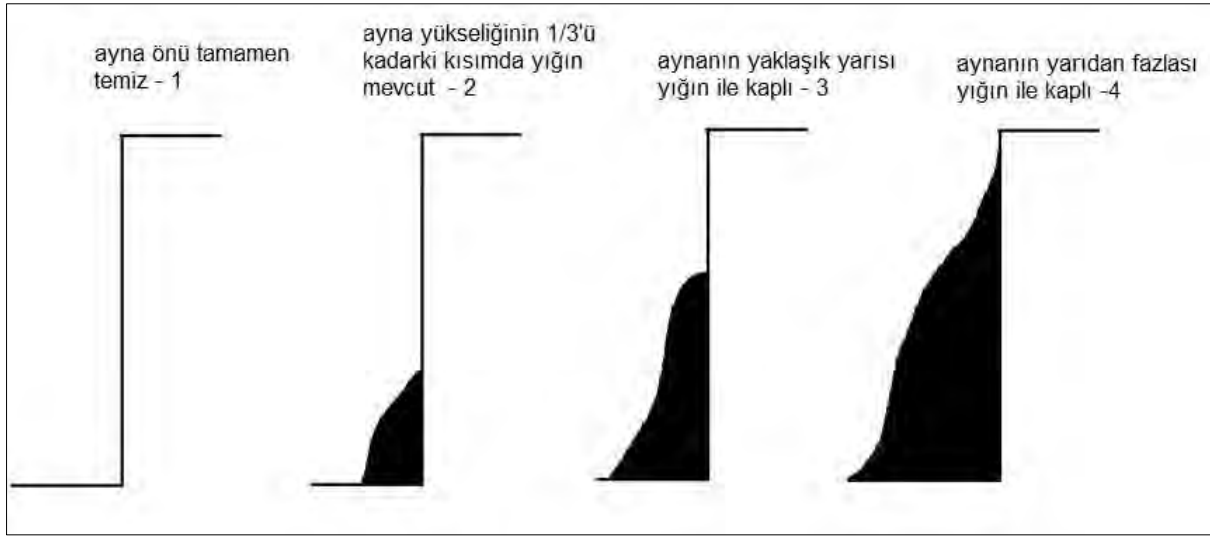
	Mutlak Hata		Yüzde Hata		Simetrik Hata		Ölçekli Hata		YVO	≤ 2 mm/s
	OMH	OKH	OMYH	MMYH	sOMYH	sMMYH	OMÖH	OKÖH		
H/B $\leq 2,5$ için Tahmin Denklemi (Denk. 2)	2,13	2,82	26,37	26,52	24,47	23,80	0,43	0,56	86,47	11
Genel Tahmin Denklemi (Denk. 1)	2,24	3,20	24,50	25,53	24,54	24,51	0,45	0,64	83,78	12

Bu yolla mühendislere esneklik imkânı sağlanmış, yer sarsıntısı tahmini için ikinci bir denklem geliştirilmiştir. Özellikle H/B oranının 2,5’den küçük olduğu atımlarda, genel tahmin denklemi kullanabileceği gibi, özel olarak geliştirilen Denklem 2 de kullanılabilir

3 AYNA DURUMUNUN DEĞERLENDİRİLMESİ

3.1 Ayna Durumu Kavramı ve Ölçüm Tekniği

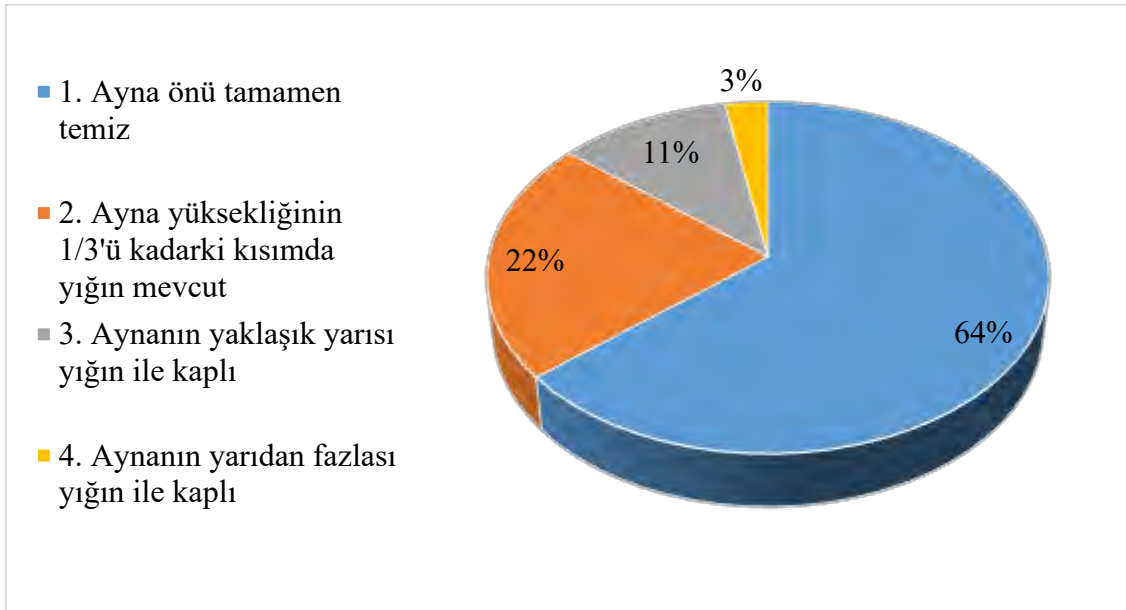
Genel olarak aynanın durumu dört farklı kategoriye ayrılarak incelenmiştir. Sayısal analiz yapabilmek için ayna önündeki malzeme durumu 1’den 4’e kadar rakamlar kullanılarak sayısallaştırılmıştır. Şekil 4’te ayna önündeki malzemenin nasıl tanımlandığı gösterilmiştir. Ayna önünün tamamen temiz olması durumu 1 rakamıyla tanımlanmıştır. Taban bölümünde ayna yüksekliğinin yaklaşık üçte birine kadar malzeme bulunması, 2 rakamıyla ifade edilmektedir. Aynanın yaklaşık yarıya yakın kısmı malzeme ile kaplı ise 3 rakamı kullanılmaktadır. Ayna yüksekliğinin yarısından fazlasının malzeme ile kaplı olması 4 rakamıyla ifade edilmiştir.



Şekil 4. Ayna önündeki malzeme miktarının tanımlanması

Şekil 5 ölçülen atımlarda ayna durumunun yüzdesel dağılımını göstermektedir. Atımların yüzde 64'ünde ayna önü temizdir. Aynanın yarısında veya yarıdan fazlasında yığın olan atımlar %14 seviyesindedir. Ayna önü temiz olan atımların sayısı umut vericidir. Ancak mümkün olduğunca bu atımların sayısını artırılması gerekmektedir. Ayna önündeki malzeme detonasyon sırasında serbest yüzeyin hareketini kısıtlayacaktır. Morhard vd. (1987) yer sarsıntısını azaltmak için aynanın önünde malzeme bırakılmaması gerektiğini belirtmiş, bu mümkün değilse ilk aşamada dilim kalınlığı ve delikler arası mesafenin azaltılabileceğini savunmuştur. Konya ve Walter'a göre (1990) atımın ilk sırası öndeki yığın nedeniyle rahat ilerleyememekte ve arkadaki sıralar için bir bariyer oluşturmaktadır. Atımın 2. ve 3. sıraları rahat ilerleyemediği için yer sarsıntısı seviyeleri artmaktadır. Konya ve Walter (1990) özellikle bu durumda 2. ve 3. sıraların dilim kalınlığı mesafesinin bir düzeltme faktörüyle çarpılarak yaklaşık %10 oranında düşürülmesini önermektedir.

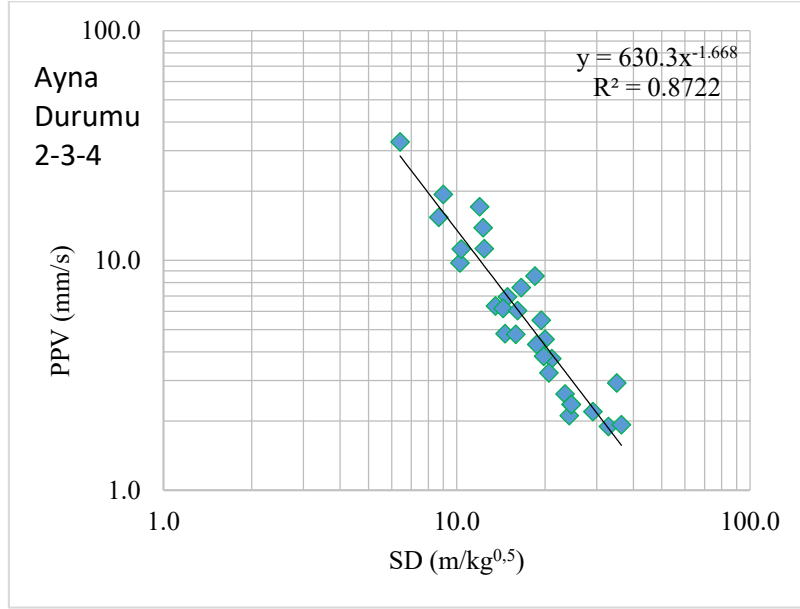
Ayna önünde malzeme kalmasının önemli sebeplerinden biri plansız çalışmadır. Malzeme tam kaldırılmadan yeni bir atım için delme operasyonu başlatılmamalıdır.



Şekil 5. Ölçülen atımlarda ayna durumu parametresinin yüzdesel dağılımı

3.2 Ayna Durumunu Gözetten Bir Yer Sarsıntısı Tahmin Denklemi

Yapılan analizlerde ayna durumu 2, 3 ve 4 olan, yani aynanın önünde malzeme bulunan atımlar için nispeten yüksek R^2 değerine sahip bir alternatif denklem oluşturulmuştur. Denklemi oluşturmak için 30 adet titreşim kaydı kullanılmıştır. Denklem verisinin ortalama SD değeri 18,53; ortalama PPV değeri 7,52 mm/s'dir. Regresyon analizine ait $PPV-SD$ grafiği aşağıda Şekil 6'da sunulmuştur.



Şekil 6. Ayna durumu 2, 3 ve 4 kodlu atımlar için $PPV-SD$ grafiği

Buna göre alternatif tahmin denklemi aşağıdaki şekilde yazılmaktadır:

$$PPV = 630,3.(SD)^{-1,668} \quad (\text{Ayna Durumu 2-3-4}) \quad (R^2 = 0,8722) \quad (3)$$

Denklem 3 ve Genel Tahmin Denklemi (Denklem 1), ayna durumu 2, 3 ve 4 olan atımlardan elde edilen 30 veriye tatbik edilmiştir. Tahmin edilen ve ölçülen ppv değerlerine göre hesaplanan hata ölçütleri aşağıda Tablo 3'de sunulmuştur. Her iki denklem de 18 atımı 2 mm/s'den daha düşük hata ile tahmin etmiştir. Geriye kalan 10 hata kriterinin 8 tanesinde Denklem 3 Genel Tahmin Denklemine (Denklem 1) göre daha başarılıdır. Denklem 3'ün R^2 değeri Genel Tahmin Denkleminden %2,6 daha yüksek olmasına rağmen oldukça başarılı sonuç vermiştir. Denklem 3, ayna önünde malzeme olan atımların yer sarsıntısı seviyesini tahmin amacıyla alternatif olarak kullanılabilir.

Tablo 3. Ayna önünde malzeme olan atımlar için hesaplanan hata değerleri

	Mutlak Hata		Yüzde Hata		Simetrik Hata		Ölçekli Hata		YVO	≤ 2 mm/s
	OMH	OKH	OMYH	MMYH	sOMYH	sMMYH	OMÖH	OKÖH		
Ayna Durumu 2-3-4 için Tahmin Denklemi (Denk. 3)	1,59	2,26	21,55	19,05	21,64	20,52	0,32	0,45	88,70	18
Genel Tahmin Denklemi (Denk. 1)	1,74	2,85	21,25	21,33	22,08	21,74	0,35	0,57	83,42	18

4 GENEL DEĞERLENDİRME VE SONUÇLAR

Bu çalışmada bir agrega ocağında katılık oranı ve ayna durumunun yer sarsıntısı ile ilişkisi incelenmiş, bu parametrelere dayanan özel yer sarsıntısı tahmin denklemleri geliştirilmiştir. İnşaat piyasasındaki talebin ani değişimi nedeniyle, taş ocakları açık işletmeler gibi çok düzgün basamaklarda çalışmamaktadır. Bu durum katılık oranı parametresinin düzensiz uygulanmasına neden olmaktadır.

Çalışmada elde edilen bulgular, verimli bir patlatma ve düşük yer sarsıntısı için katılık oranının en azından 2,5 değerinin üzerinde olmasının faydalı olacağını göstermektedir. Düşük katılık oranı için geliştirilen denklem yer sarsıntısını ortalama 2,13 mm/s hata ile tahmin edebilmektedir. Genel tahmin denklemine alternatif olarak rahatlıkla kullanılabilir.

Atımların %34'ünde basamak önünde kaldırılmamış malzeme mevcuttur. Atımların %14'ünde ayna önündeki yığın miktarının yüksekliği aynanın en azından yarısına kadar ulaşmaktadır. Mümkün olduğunca ayna önündeki malzeme kaldırıldıktan sonra patlatma faaliyetleri gerçekleştirilmelidir. Planlı çalışma ile ayna önünde malzeme kalması durumu önlenemez. Ayna önünde yığın bulunan atımlar için özel bir tahmin denklemi geliştirilmiştir. Bu denklem yer sarsıntısı seviyesini ortalama 1,59 mm/s hata ile tahmin edebilmektedir. Yüzde varyans oranı 88,70 seviyesindedir. Bu denklemi 10 hata kriterinin 8'inde genel tahmin denkleminde daha başarılıdır. Genel tahmin denklemine alternatif olarak kullanılabilmesi görülmektedir.

Patlatma faaliyetlerini genel ocak planlamasından ayrı değerlendirmemek gerekir. Basamakların yapısı patlatma faaliyetlerini de direkt olarak etkilemektedir. Katılık oranı, basamak aynasının durumu, atım büyüklüğü ve şekli gibi birçok parametre yer sarsıntısı oluşumu üzerinde etkilidir. Yer sarsıntısı incelenirken kullanılan patlayıcı miktarı ve ölçüm mesafesi kısır döngüsünün dışına çıkılarak; üretim faaliyetleri ve patlatma operasyonu bütüncül olarak değerlendirilmelidir.

KAYNAKLAR

- Grima, M. A., Babuska, R., 1999. Fuzzy model for the prediction of unconfined compressive strength of rock samples. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Science*, Vol. 36, pp. 339–49.
- Hyndman, R. J., Koehler, A. B., 2006. Another look at measures of forecast accuracy. *International Journal of Forecasting*, Vol. 22, pp. 679–688.
- Konya, C. J., Walter, E. J., 1990. *Surface blast design*. Prentice Hall Int, New Jersey.
- Morhard, R. C. et al., 1987. *Explosives and rock blasting*. Field Technical Operations, Atlas Powder Co., Dallas, Texas.
- Nicholls, H. R., Johnson, C. F., Duvall W. I., 1971. *Blasting vibrations and their effects on structures*, Bulletin No. 656. US Bureau of Mines, Washington D.C.

Basamak Patlatmalarında Farklı Yük Mesafeleri, Serbest Yüzeyler ve Ateşleme Yönünün Yapısal Hasar Riskine Etkisi

Effect of Different Burden Distances, Free Faces and Initiation Direction on Structural Damage Risk in Bench Blasting

E. Alan

Yapı Merkezi İnşaat ve Sanayi A.Ş., Tanzania, enver.alan@ym.com.tr

A. Domaç

Albert-Ludwigs Freiburg Üniversitesi, Almanya, akindomac@gmail.com

D. Şimşek

Enka İnşaat ve Sanayi A.Ş. Gürcistan, deniz.simsek@enka.com

ÖZET Etiyopya’da, Ashangi Formasyonu’nda, traki bazaltta; yük mesafesi, serbest yüzey ve ateşleme yönünün yapısal hasar riskine etkisi araştırılmıştır. Çalışma kapsamındaki deliklerin çapı 89 mm, boyu 14 m, delikler arası mesafe 2 m ve birim zamanda patlayan patlayıcı miktarı 153.27 kg sabit tutularak 1.5 m, 2 m, 2.5 m, 3 m, 3.5 m ve 4 m yük mesafeli 38 atım yapılmıştır. Patlatmalı kazılar sırasında oluşan titreşimlerin meydana getirdiği PPV ve frekans değerleri, atım lokasyonunun önüne, arkasına, sağına ve soluna yerleştirilen sismograflarla ölçülerek tespit edilmiş, 147 kayıt alınmıştır. En düşük PPV değerleri üçüncü serbest yüzeyin olduğu yönde (sağda) ölçülmüştür. Düşük PPV değeri elde edilmek istenen istikamette açılan üçüncü serbest yüzeyin PPV’yi % 88.04 oranına kadar azalttığı (oluşan boşluğun yapay süreksizlik/bariyer olarak davrandığı), mevcut şartlarda yapılacak patlatmalı kazılarda yapısal hasar riskini optimum maliyetle minimize etmek için ideal yük mesafesinin 2.50 m olduğu tespit edilmiştir.

Anahtar kelimeler: *Basamak patlatması, Yük mesafesi, Serbest yüzey, Ateşleme yönü, Yapısal hasar riski*

ABSTRACT The effects of burden distance, free face and initiation direction on structural damage risk are investigated in Ashangi Formation consist of trachybasalt and ignimbrite in Ethiopia. During the study 89 mm blasting hole diameter, 14 m blasting hole length, 2 m spacing between holes and 153.27 kg explosives charge per delay were kept constant. With these parameters shots were made with 1.5 m, 2 m, 2.5 m, 3 m, 3.5 m and 4 m burden distances. PPV and frequency values are recorded with 4 seismographs which are placed on the front, back, left and right sides of the blasting area. 38 shots were made and 147 records obtained from these shots under the existing conditions. Minimum PPV values are recorded by the seismograph, which is placed on the same direction with the third free face. It is observed that in order to obtain low PPV values on a direction a third free face is useful since the empty space between the direction and shot point acts as a discontinuity. It is also determined that the ideal burden distance is 2.5 m in order to minimize the structural damage risk with optimum cost.

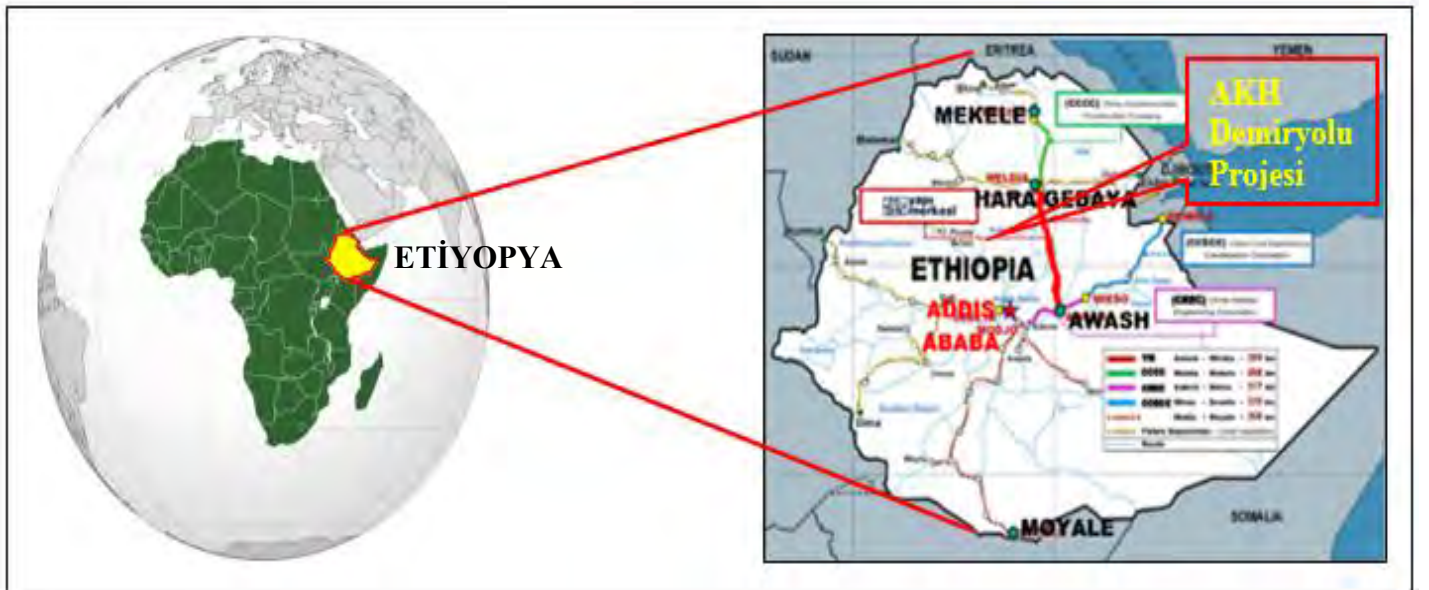
Keywords: *Bench blasting, Burden distance, Free face, Initiation direction, Structural damage risk*

1 GİRİŞ

Patlatmalı kazı yaparken olumsuz çevresel etkilerini minimize etmek, yapılarda hasar oluşturma riskini bertaraf etmek için en etkili unsurlardan bazıları atıma uzaklık, birim zamanda patlayan maksimum patlayıcı miktarı ve kapsül gecikme aralığıdır. Patlatma kaynaklı yapısal hasar oluşumunda etkin titreşim parametrelerinden PPV ve frekansa; yük mesafesi (dilim kalınlığı), serbest yüzey, atım ilerleme yönü ve tasarımın etkisi, yapı ve konumunun önemi; arazide patlatmalı kazılar ve ölçümler yaparak irdelenip, veri ve sonuçlar bu çalışmada paylaşılmıştır.

2 AWASH-KOMBOLCHA-HARA GEBAYA (AKH) DEMİRYOLU PROJESİ

İşvereni Ethiopian Railway Corporation, Kontrolü Systra-MD olan AKH Demiryolu Projesi (Proje) Etiyopya'da (Şek.1) inşa edilmekte olup, tasarımı ve inşası Yapı Merkezi İnşaat ve San. A.Ş. tarafından yapılmaktadır. Proje güzergâhı Awash'dan başlamakta, Amibara, Shewarobit, Senbete, Karakore, Mekoy, Kombolcha, Hayk, Mersa illerinden geçerek Hara Gebaya şehrinde sona ermektedir. Proje güzergâhında; volkanizma ile oluşmuş asit magmatik kayalar kapsayan (Oliosen-Miosen, ~33.90-5.33 milyon yıl önce) yaşlı Ashangi ve Ancharo formasyonları hakîmdir. Projede; direk hat uzunluğu 391.75 km, toplam hat uzunluğu 446 km; yolcu taşıma hızı 120 km/h, yük taşıma hızı 80 km/h'dir. 12 adet tünel (L= 10.641 m); 55 adet köprü-viyadük (L=6.274 m); 874 adet menfez (L= 44.390 m); ~95 milyon m³ toprak hareketi vardır. Tek hat olan Proje işletmeye alındığında; yolculara emniyetli, konforlu ve hızlı ulaşım imkânı sunacak, yük-eşya vs. taşınarak ülke ekonomisine ve kalkınmasına da büyük katkı sağlayacaktır.



Şekil 1. Çalışmanın yapıldığı (Awash/Etiyopya) Proje güzergâhının görünümü

3 ARGE ÇALIŞMASI

3.1 Çalışma Sahası ve Jeolojik Yapı

Çalışma yapılan jeolojik yapı (Ashangi Formasyonu); Eosen-Oligosen (~56.00-23.03 my önce) olarak adlandırılan jeolojik zamanlarda oluşmuştur. Bu formasyondaki litolojilerin isimleri: Traki bazalt, porfiri bazalt, traki andezit, bazaltik ignimbirit/aglomera'dır. Çalışılan bölgedeki kayaç traki bazalttır (Şek.2). Çalışılan trakibazalt; iddingsitleşmiş, olivin içermekte, trakitik ve intersertal dokulu olup killeşme, opasitleşme, opaklaşma ve alterasyon derecesi ise yüksektir.

3.2 Sahada Yapılan Çalışmalar

Tasarım parametreleri önceden belirlenmiştir. Patlatma yaparak sismik dalga oluşturmak için ihtiyaç duyulan delikler tasarıma uygun olarak, üstten darbeli rock drill ile delinmiştir (Tab.1). Tüm mesafeler, koordinatlar ve kotlar uydu destekli elektronik teodolitten faydalanarak tespit edilmiştir. PPV ve frekansa etkisini tespit edebilmek amacıyla yük mesafeleri (1.5 m, 2 m, 2.5 m, 3 m, 3.5 m, 3.5 m, 4 m) bilinçli olarak değişken; delikler arası mesafeler, delik boyları, şarj miktarı, sıkılama boyları sabit tutulmuştur. Titreşimlerin parametre değerlerini tespit etmek için atım yapılan lokasyonun önüne, arkasına, sağına ve soluna sismograf yerleştirilmiştir (Şek. 3).



Şekil 2. Çalışma sahasındaki traki bazalt fotoğrafı ve traki bazaltın teknik özellikleri

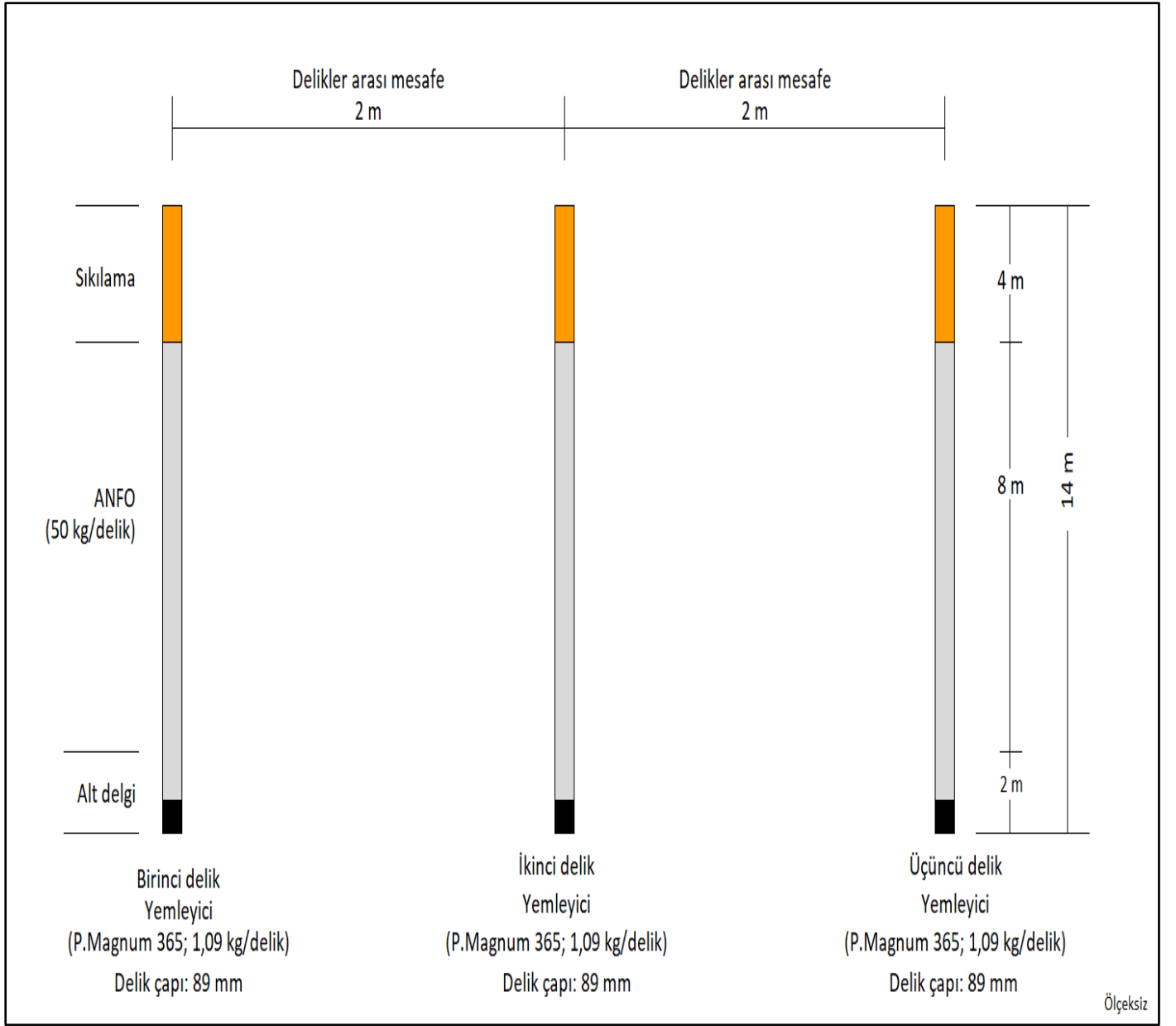
Tablo 1. Delgi bilgileri

Aktivite	Açıklama
Tij ekleme süresi	40 s/adet
Tij sökme süresi	330 s/3 adet
Tek delik çevrimi	161 s (yer değiştirme hariç)
Toplam delik sayısı	114 adet (delik çapı:89 mm)
Reel delgi süresi	Birinci tij : 107 s (L=2,85 m)
	İkinci tij : 157 s (L=3,66 m)
	Üçüncü tij: 173 s (L=3,66 m)
	Dördüncü tij: 186 s (3,66 m)
Reel delgi hızı	Birinci tij : 38 s/m
	İkinci tij : 43 s/m
	Üçüncü tij : 47 s/m
	Dördüncü tij : 51 s/m



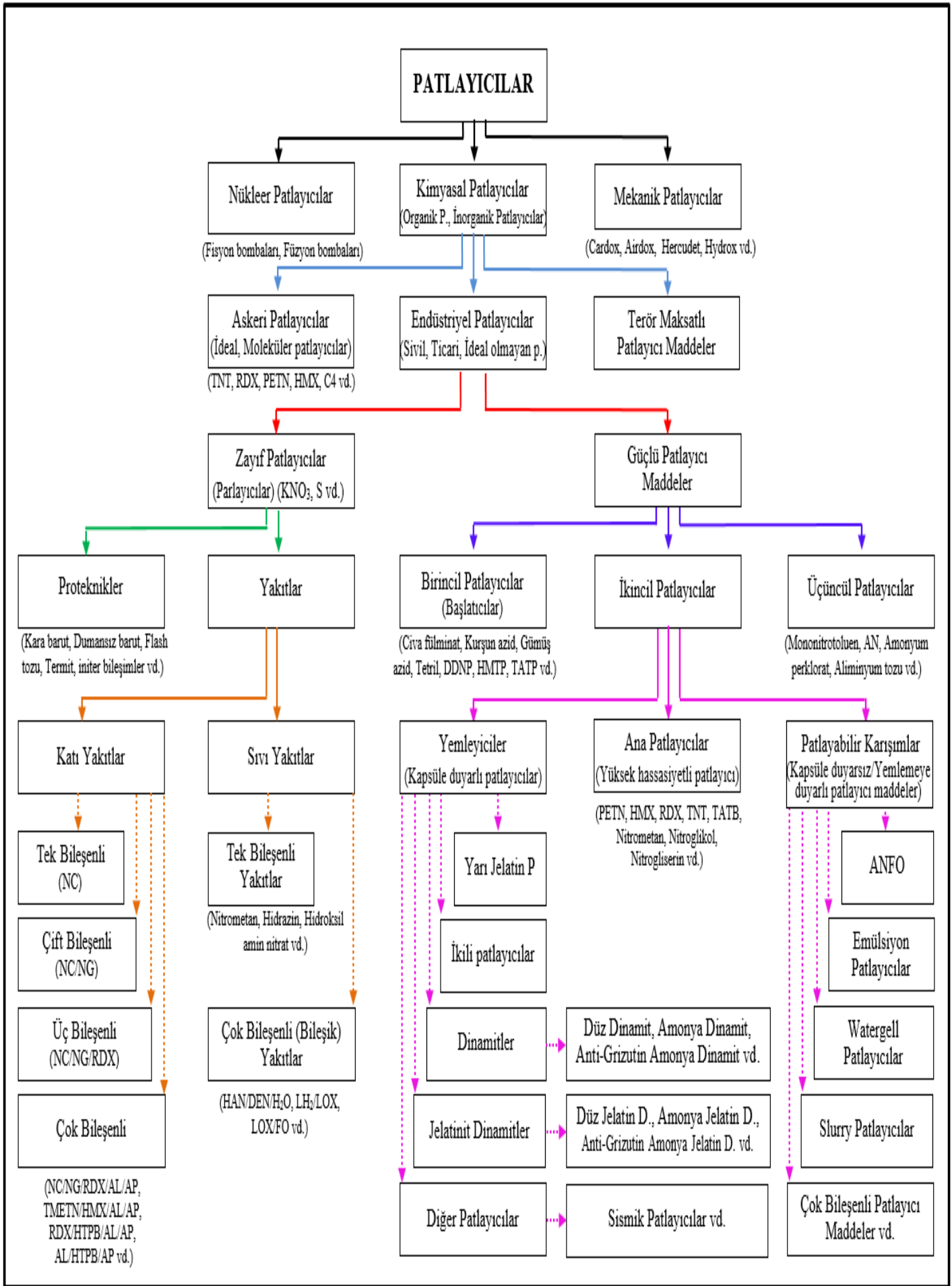
Şekil 3. Çalışma sahasının Autocad modeli ve sismografların konumları

Detonatör olarak Nonel kapsül, yemlemede kapsüle duyarlı emülsiyon kartuş patlayıcı, kolon şarjda ANFO, yüzey bağlantısında 6 g/m-PETN infilaklı fitil kullanılmıştır. Her delikteki ve her atımdaki şarj miktarı eşittir. Her atımda, yan yana delinen üç üretim deliği birlikte patlatılmış (Şek.4) olup kullanılan patlayıcı maddeler Ticari patlayıcılar sınıfındadır (Şek.5).



Şekil 4. Her atımda birlikte patlatılan üç adet üretim deliğinin kesit görünüşü ve boyutları

Patlatmalarda da kullanılan ANFO; 1955’de icat edilmiş, günümüzdeki hali ile patlayıcı olarak 1957’de kullanılmaya başlanmıştır. Ağırlıkça % 94.29 oranında Teknik amonyum nitrat (TAN, NH_4NO_3) ile motorinin (CH_2) % 5.71 oranında homojen karıştırılması ile elde edilir. Dökme ANFO’nun ideal delik çapı 310 mm, ideal detonasyon hızı 4.850 m/s, ideal gaz hacmi 980 l/kg’dır. Gerçekleştirilen patlatmalı kazıların parametre değerleri Tablo 2’de verilmiştir.



Tablo 2. Patlatmalı kazıların parametre değerleri

Parametre	Birim	Değer					
Yük mesafesi	m	1,5	2	2,5	3	3,5	4
Ayna yüksekliği	m	12	12	12	12	12	12
Delikler arası mesafe	m	2	2	2	2	2	2
Delik çapı	mm	89	89	89	89	89	89
Delik eğimi	derece	90	90	90	90	90	90
Delik uzunluğu	m/delik	14	14	14	14	14	14
Dip delme (Taban payı)	m/delik	2	2	2	2	2	2
Şarj uzunluğu	m/delik	10	10	10	10	10	10
Yemleme miktarı (PM. 365)	kg/delik	1,09	1,09	1,09	1,09	1,09	1,09
Yemleme miktarı	kg/atım	3,27	3,27	3,27	3,27	3,27	3,27
Kolon şarj miktarı (ANFO)	kg/delik	50	50	50	50	50	50
Kolon şarj miktarı	kg/atım	150	150	150	150	150	150
Delik sayısı	adet/toplam	15	15	24	15	30	15
Delik sayısı	adet/atım	3	3	3	3	3	3
Kazı hacmi	m ³ /delik	42	56	70	84	98	112
Kazı hacmi	m ³ /atım	126	168	210	252	294	336
Özgül kapsül	m ³ /adet	42	56	70	84	98	112
Özgül delme	m ³ /m	3	4	5	6	7	8
Özgül şarj	kg/m ³	1,22	0,91	0,73	0,61	0,52	0,46
Atım sayısı	adet	5	5	8	5	10	5
Sismik ölçüm sayısı	adet	20	20	32	20	27	20

3.3 Sismik Ölçüm Sonuçları

Çalışma kapsamında 114 adet delik delinerek, 6 ayrı uzunlukta yük mesafesi uygulanarak, 38 adet atım yaparken ortaya çıkan kayıp enerjinin meydana getirdiği sismik dalgaların oluşturduğu PPV ve frekans değerleri, atım esnasında sismograflarla ölçülerek tespit edilmiş, 147 adet sismik kayıt alınmıştır. Tespit edilen parçacık hızı, PPV ve frekans değerleri kıyaslanmıştır. Ölçekli mesafe, Eşitlik 1 ile hesaplanarak tespit edilmiştir.

$$SD = R / W^{1/2} \quad (\text{Duvall ve Fogelson 1962}) \quad (1)$$

Burada:

SD : Ölçekli mesafe

R : Patlatma ve ölçüm noktası arasındaki mesafe (m)

W : Birim zamanda patlayan maksimum patlayıcı madde miktarı (kg)

447 adet Parçacık hızı (boyuna, düşey, enine; PVL, PVV, PVT) değeri incelenmiş; atım yapılan sahaya göre soldaki sismograf (S1) ile ölçülerek elde edilen PPV değerlerinin % 97'sinin boyuna yönde olduğu, atıma göre arka taraftaki sismograf (S4) ile ölçülerek elde edilen PPV değerlerinin % 84'ünün yine boyuna yönde olduğu tespit edilmiştir. Yük mesafesinden bağımsız olarak değerlendirilen bu sismik kayıtlar, titreşimlerin ocaktaki hiçbir düşey serbest yüzey (ayna yüzeyi) ile karşılaşmadan ilerleyerek sismografa ulaştığı yönlerdeki sismograflar ile ölçülerek tespit edilen titreşim parametre değerlerini içerir. Aynanın önü tarafında bulunan sismograf (S3) ile ölçülerek tespit edilen PPV değerlerinin % 82'si düşey yöndedir (Tab.3).

Patlatmalar sırasında oluşan sismik dalgaların meydana getirdiği PPV ve frekans değerleri; sismografların konumlarına, atımlarda tatbik edilen yük mesafelerine ve titreşim parametre değerlerinin yönlerine göre tasnif edilmiş olarak aşağıdaki tabloda verilmiştir. Çalışma kapsamında tespit edilen en düşük PPV değerleri S2 kodlu sismograf ile sağ yönde ölçülmüş, tüm yük mesafeleri için bu sonucun geçerli olduğu tespit edilmiştir (Tab.4).

Tablo 3. Ölçülen dominant parçacık hızlarının (PPV) yönleri

Yük Mesafesi	Patlatma numarası		Sismograflar ve konumlarına göre dominant parçacık hızlarının (PPV) yönleri			
			S1	S2	S3	S4
			Sol	Sağ	Ön	Arka
1,5 m	1	1	PVL	PVL	PVT	PVL
	2	2	PVL	PVL	PVT	PVL
	3	3	PVL	PVV	PVL	PVL
	4	4	PVL	PVL	PVT	PVT
	5	5	PVL	PVT	PVT	PVT
2 m	1	6	PVL	PVL	PVL	PVL
	2	7	PVL	PVV	PVT	PVL
	3	8	PVL	PVL	PVT	PVL
	4	9	PVL	PVL	PVT	PVL
	5	10	PVL	PVV	PVT	PVT
2,5 m	1	11	PVL	PVL	PVL	PVL
	2	12	PVL	PVL	PVT	PVL
	3	13	PVL	PVL	PVT	PVL
	4	14	PVL	PVL	PVT	PVL
	5	15	PVL	PVL	PVT	PVL
	6	16	PVL	PVL	PVT	PVL
	7	17	PVL	PVV	PVT	PVL
	8	18	PVL	PVV	PVT	PVL
3 m	1	19	PVL	PVL	PVL	PVL
	2	20	PVL	PVL	PVL	PVL
	3	21	PVL	PVV	PVT	PVL
	4	22	PVL	PVV	PVT	PVL
	5	23	PVT	PVV	PVT	PVL
3,5 m	1	24	PVL	PVL	PVT	PVL
	2	25	PVL	PVL	PVT	PVL
	3	26	PVL	PVV	PVT	PVL
	4	27	PVL	PVV	PVT	PVL
	5	28	PVL	PVV	PVT	PVT
	6	29	PVL	PVL	PVL	PVL
	7	30	PVL	PVL	PVT	PVL
	8	31	PVL	PVV	PVT	PVL
	9	32			PVT	
	10	33	PVL	PVV	PVT	PVT
4 m	1	34	PVL	PVL	PVL	PVL
	2	35	PVL	PVL	PVT	PVL
	3	36	PVL	PVV	PVT	PVL
	4	37	PVL	PVV	PVT	PVL
	5	38	PVL	PVV	PVT	PVT

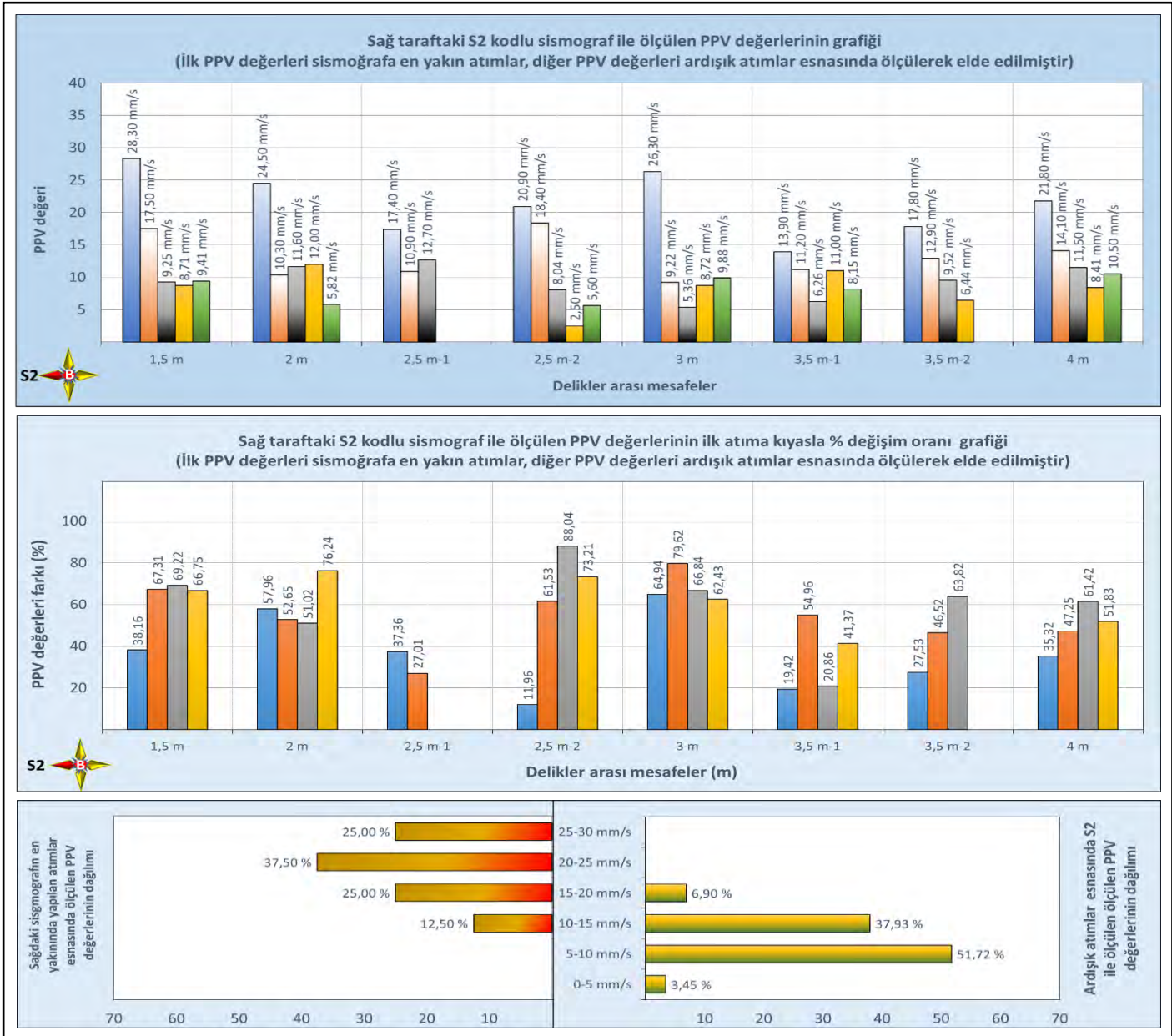
PVL: Boyuna parçacık hızı PVV: Düşey parçacık hızı PVT: Enine parçacık hızı

Tablo 4. Patlatmaların ve titreşimlerin parametre değerleri

Parametreler			Yük mesafesi																											
			1,5 m				2 m				2,5 m				3 m				3,5 m				4 m							
Birim	Atım no	S1	S2	S3	S4	S1	S2	S3	S4	S1	S2	S3	S4	S1	S2	S3	S4	S1	S2	S3	S4	S1	S2	S3	S4	S1	S2	S3	S4	
		Sol	Sağ	Ön	Arka	Sol	Sağ	Ön	Arka	Sol	Sağ	Ön	Arka	Sol	Sağ	Ön	Arka	Sol	Sağ	Ön	Arka	Sol	Sağ	Ön	Arka	Sol	Sağ	Ön	Arka	
Maksimum Parçacık Hızı (PPV)	mm/s	1	23,80	28,30	17,40	13,60	17,70	24,50	21,40	11,40	14,50	17,40	16,60	13,50	20,40	26,30	19,50	26,90	11,30	13,90	15,70	19,40	16,80	21,80	15,80	28,80				
	mm/s	2	52,10	17,50	22,80	10,10	84,20	10,30	20,90	13,00	42,50	10,90	14,50	12,90	15,50	9,22	13,80	28,50	14,40	11,20	18,20	21,40	20,90	14,10	13,20	27,10				
	mm/s	3	64,40	9,25	18,30	12,50	78,80	11,60	26,50	10,30	32,20	12,70	20,40	12,10	14,10	5,36	14,30	37,00	19,70	6,26	10,30	13,80	52,70	11,50	14,30	33,30				
	mm/s	4	56,30	8,71	19,90	12,60	94,50	12,00	26,20	16,20	24,80	20,90	18,10	11,40	16,10	8,72	17,30	55,10	49,50	11,00	23,30	21,90	56,40	8,41	14,30	21,90				
	mm/s	5	89,10	9,41	20,50	14,00	47,50	5,82	19,00	7,72	46,50	18,40	20,70	14,50	20,30	9,88	22,20	73,90	62,30	8,15	21,50	17,90	110,00	10,50	19,40	33,20				
	mm/s	6	-	-	-	-	-	-	-	-	69,00	8,04	18,10	13,10	-	-	-	-	11,10	17,80	14,30	29,50	-	-	-	-				
	mm/s	7	-	-	-	-	-	-	-	-	30,20	2,50	8,87	6,56	-	-	-	-	27,80	12,90	12,40	35,20	-	-	-	-				
	mm/s	8	-	-	-	-	-	-	-	-	62,60	5,60	21,40	13,70	-	-	-	-	26,70	9,52	13,50	32,60	-	-	-	-				
	mm/s	9	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	14,90	-	-	-	-	-				
	mm/s	10	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	84,80	6,44	16,10	30,80	-	-	-	-				
Frekans (f)	Hz	1	1,40	19,00	9,50	8,00	7,90	19,00	13,80	7,90	21,30	9,80	9,70	7,20	19,70	19,70	9,70	6,70	17,10	19,00	9,50	17,10	34,10	19,70	8,10	23,30				
	Hz	2	36,60	20,50	9,50	9,80	32,00	18,30	9,50	17,70	34,10	11,10	13,10	15,10	9,30	13,10	12,20	32,00	0,50	18,30	9,80	9,50	39,40	16,50	9,10	22,30				
	Hz	3	34,10	14,60	9,70	9,30	32,00	10,70	11,40	9,50	34,10	21,30	11,60	16,50	9,80	18,30	8,80	36,60	34,10	19,70	9,10	9,00	32,00	17,70	9,50	22,30				
	Hz	4	34,10	21,30	10,40	28,40	26,90	13,50	10,40	23,30	36,60	18,30	10,70	17,70	12,80	10,70	7,90	17,10	32,00	19,70	9,30	9,70	36,60	10,40	9,30	23,30				
	Hz	5	32,00	15,10	11,10	25,60	36,60	7,30	10,70	18,30	32,00	19,00	12,20	13,50	14,60	8,30	8,10	4,00	0,50	8,50	9,70	24,40	30,10	8,40	11,40	28,40				
	Hz	6	-	-	-	-	-	-	-	-	32,00	11,60	10,20	12,80	-	-	-	-	13,10	19,70	8,40	22,30	-	-	-	-				
	Hz	7	-	-	-	-	-	-	-	-	39,40	21,30	12,50	14,20	-	-	-	-	13,50	19,70	9,50	23,30	-	-	-	-				
	Hz	8	-	-	-	-	-	-	-	-	34,10	8,80	10,00	16,00	-	-	-	-	3,90	13,10	8,30	13,50	-	-	-	-				
	Hz	9	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	9,10	-	-	-	-	-				
	Hz	10	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	7,40	8,00	7,10	28,40	-	-	-	-				
Mesafe (R)	m	1	133,93	102,54	128,31	140,30	137,14	98,88	132,21	137,70	135,79	99,85	134,83	134,21	134,37	101,10	140,45	127,43	136,25	99,42	144,06	124,32	137,38	98,76	147,99	120,50				
	m	2	125,33	110,59	128,23	136,95	125,58	110,08	130,67	134,47	109,48	125,97	131,80	130,14	124,91	110,74	139,91	124,47	128,12	107,99	144,57	120,46	130,83	106,29	150,14	115,31				
	m	3	117,21	118,53	127,10	135,98	117,91	117,65	129,57	133,56	87,12	148,32	127,64	136,55	116,44	119,63	140,79	121,63	119,78	117,00	145,35	117,42	123,58	114,42	150,93	112,27				
	m	4	110,16	125,44	126,82	135,24	90,07	145,38	126,59	136,84	132,69	102,75	137,39	130,01	107,98	128,03	138,34	123,45	112,14	124,72	143,78	118,11	115,92	122,52	150,27	111,75				
	m	5	103,74	131,78	126,77	135,04	83,77	151,83	123,46	141,54	124,86	110,59	136,00	128,60	100,97	134,90	136,03	126,00	104,98	131,88	142,37	119,50	106,65	131,33	146,85	115,00				
	m	6	-	-	-	-	-	-	-	-	117,80	117,70	135,51	127,36	-	-	-	-	139,29	98,07	153,91	114,76	-	-	-	-				
	m	7	-	-	-	-	-	-	-	-	109,84	125,74	132,09	127,11	-	-	-	-	132,60	105,89	155,11	110,46	-	-	-	-				
	m	8	-	-	-	-	-	-	-	-	101,82	133,70	132,09	129,80	-	-	-	-	125,52	114,11	155,92	107,35	-	-	-	-				
	m	9	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	155,26	-	-	-	-	-				
	m	10	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	108,68	130,90	151,85	110,00	-	-	-	-				
Ölçekli Mesafe (SD)		1	10,82	8,28	10,36	11,33	11,08	7,99	10,68	11,12	10,97	8,07	10,89	10,84	10,85	8,17	11,34	10,29	11,01	8,03	11,64	10,04	11,10	7,98	11,95	9,73				
		2	10,12	8,93	10,36	11,06	10,14	8,89	10,55	10,86	8,84	10,18	10,65	10,51	10,09	8,94	11,30	10,05	10,35	8,72	11,68	9,73	10,57	8,59	12,13	9,31				
		3	9,47	9,57	10,27	10,98	9,52	9,50	10,47	10,79	7,04	11,98	10,31	11,03	9,41	9,66	11,37	9,82	9,68	9,45	11,74	9,48	9,98	9,24	12,19	9,07				
		4	8,90	10,13	10,24	10,92	7,28	11,74	10,23	11,05	10,72	8,30	11,10	10,50	8,72	10,34	11,17	9,97	9,06	10,07	11,61	9,54	9,36	9,90	12,14	9,03				
		5	8,38	10,64	10,24	10,91	6,77	12,26	9,97	11,43	10,09	8,93	10,99	10,39	8,16	10,90	10,99	10,18	8,48	10,65	11,50	9,65	8,61	10,61	11,86	9,29				
		6	-	-	-	-	-	-	-	-	9,52	9,51	10,95	10,29	-	-	-	-	11,25	7,92	12,43	9,27	-	-	-	-				
		7	-	-	-	-	-	-	-	-	8,87	10,16	10,67	10,27	-	-	-	-	10,71	8,55	12,53	8,92	-	-	-	-				
		8	-	-	-	-	-	-	-	-	8,22	10,80	10,67	10,48	-	-	-	-	10,14	9,22	12,59	8,67	-	-	-	-				
		9	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	12,54	-	-	-	-	-				
		10	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	8,78	10,57	12,27	8,89	-	-	-	-				

3.4 Maksimum Parçacık Hızı, Frekans ve Ölçekli Mesafe Değerlerinin Analizi

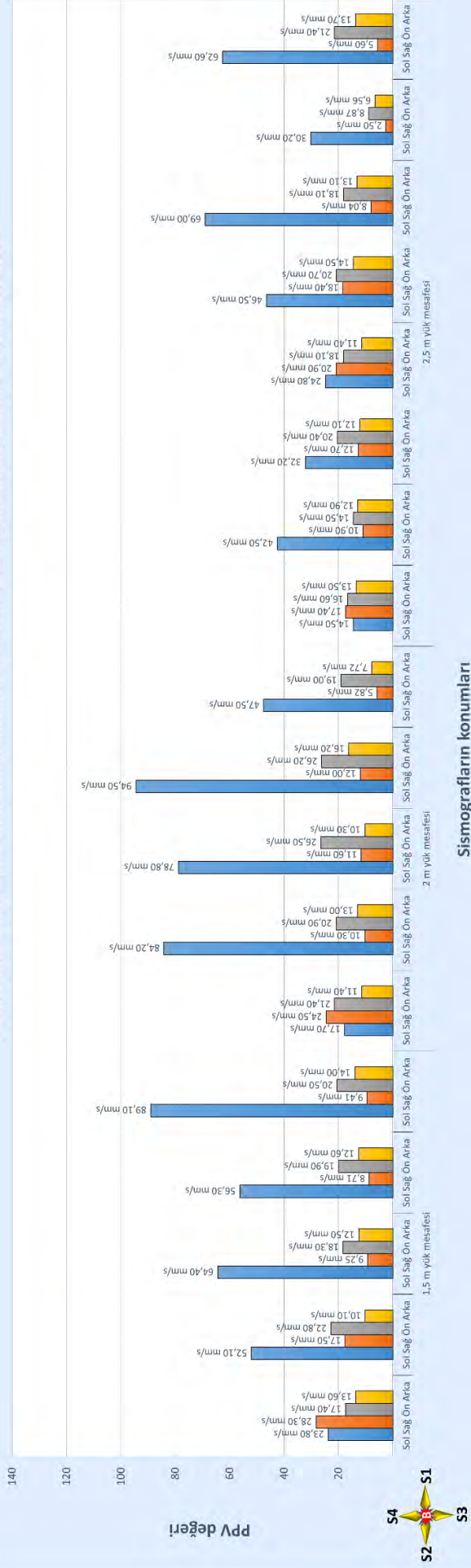
S2 kodlu sismografin yakınında atım yapılırken S2 kodlu sismografla ölçülen PPV değerlerinin; ardışık patlatmalar esnasında sağda ölçülen PPV değerlerinden daha büyük olduğu tespit edildi. Bu tespit, uygulanan tüm farklı yük mesafeli atımlar için geçerlidir. PPV'deki bu değişim, atım bölgesinin S2 kodlu sismografa yakın olan kenarında yapılan ilk patlatmalar ile oluşan ve ardışık patlatmalar için üçüncü serbest yüzeyde elde edilen boşluğun bariyer (yapay süreksizlik) olarak davrandığı, ardışık atımlar esnasında üretilen titreşimlerin sağ yönde (S2 kodlu sismograf istikametinde) ilerlerken sismik dalgalara enerji kaybetmesine vesile olduğuna isnat edilmiştir. Patlatmalı kazı bölgesinin sağ kenarında yapılan ilk atımlara kıyasla PPV değerinde pik azalma, % 88.04 oranı ile 2.5 m yük mesafesi uygulanan patlatmalarda tespit edilmiştir (Şek. 6).



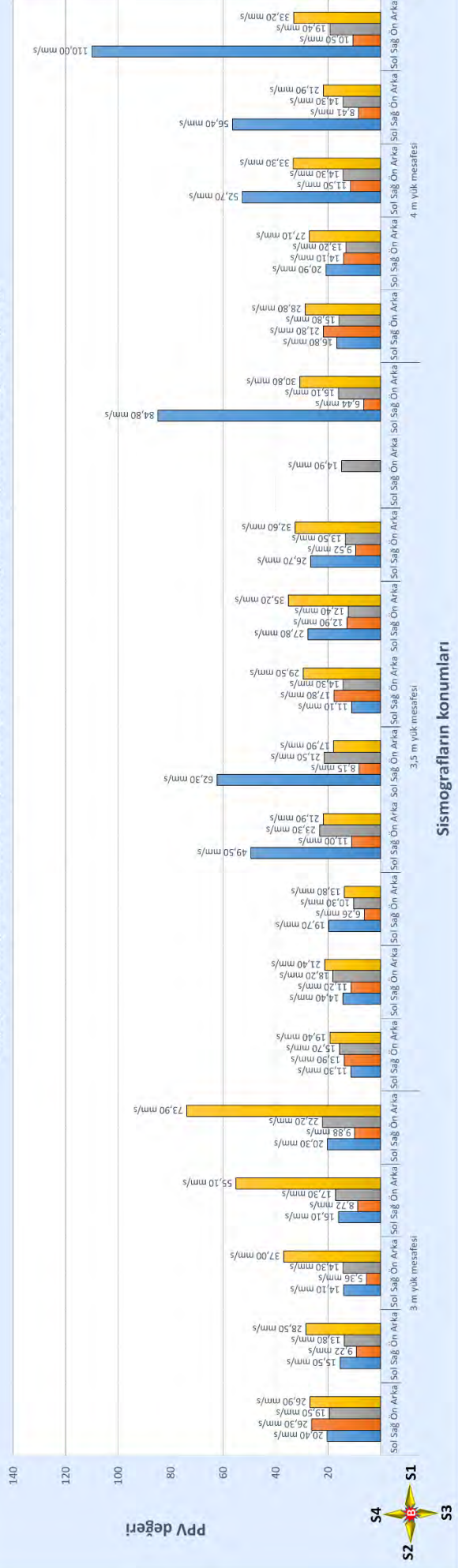
Şekil 6. Sağ kenardaki ilk atımlar ile ardışık atımlara ait PPV değerleri ve oranları grafikleri

En küçük PPV değerleri sağdaki istasyonda (S2) ölçülmüştür. Yük mesafeleri 1.5-2-2.5 m olan grup ile 3-3.5-4 m olan grup arasındaki PPV davranışları birbirine yakındır (Şekil 7). <10 Hz frekans değerleri oranı; yük mesafesi 1.5-2-2.5 m olan grupta % 22,22, yük mesafesi 3-3.5-4 m olan grupta % 42,86'dır (Şek.8). Atımlarda, birim zamanda patlayan patlayıcı miktarları eşit olduğu için SD değerleri mesafelere bağımlı değişim göstermektedir (Şek.9).

1,5 m, 2 m, 2,5 m yük mesafesi olan patlatmalar esnasında sismograflarla ölçülen PPV değerleri grafiği

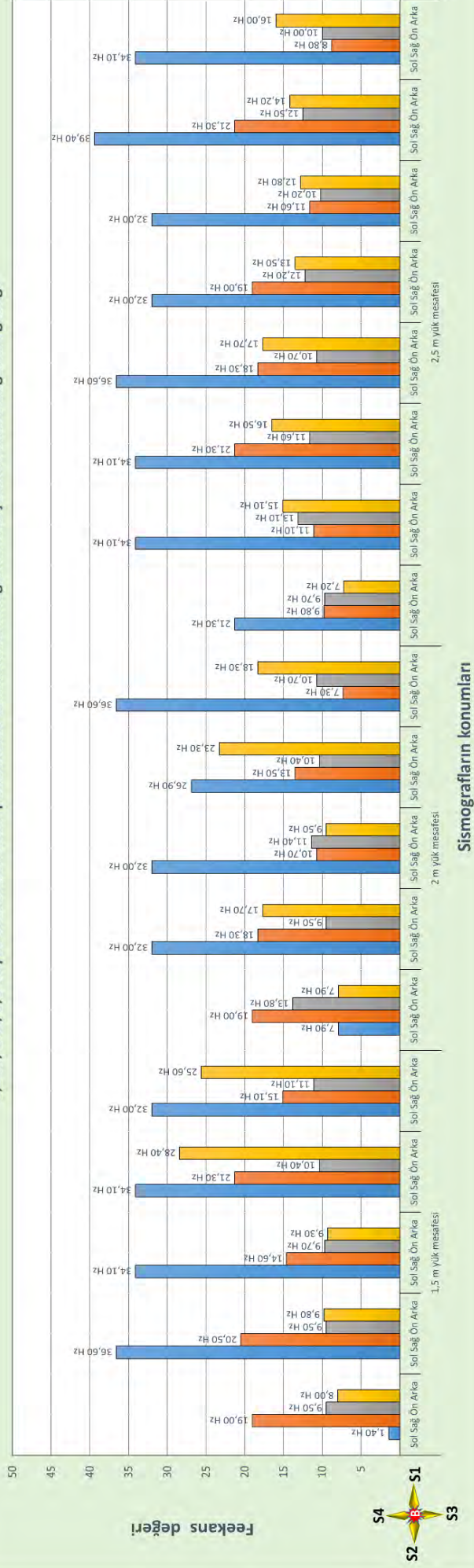


3 m, 3,5 m, 4 m yük mesafesi olan patlatmalar esnasında sismograflarla ölçülen PPV değerleri grafiği

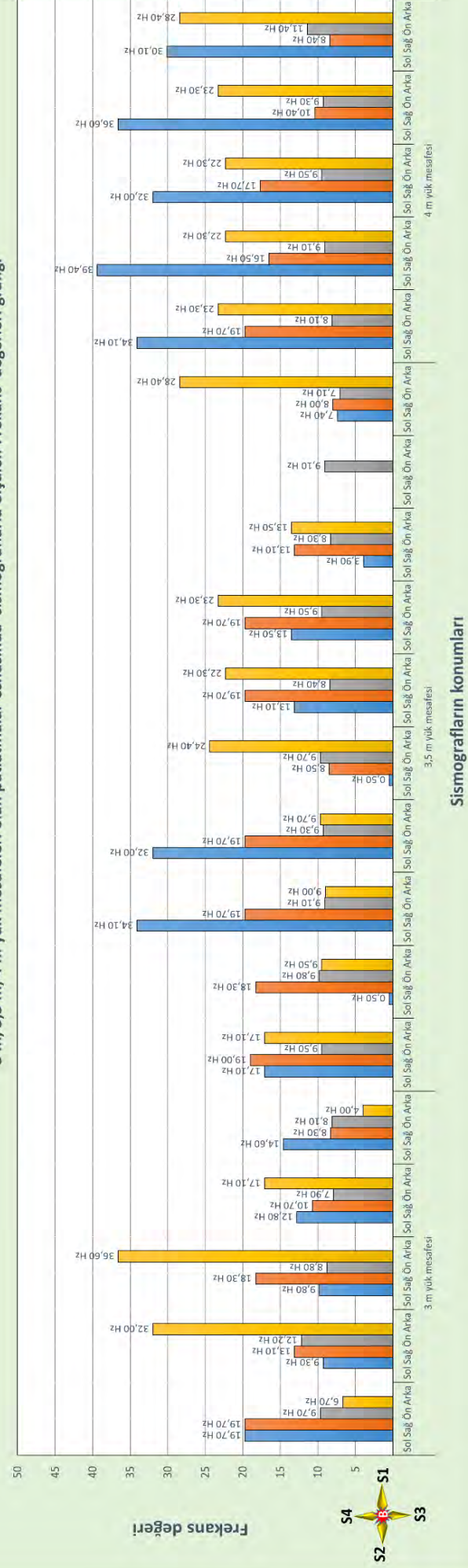


Şekil 7. Farklı yük mesafeleri ve ölçme istasyonlarının konumlarına göre ölçülen PPV değerlerinin grafikleri

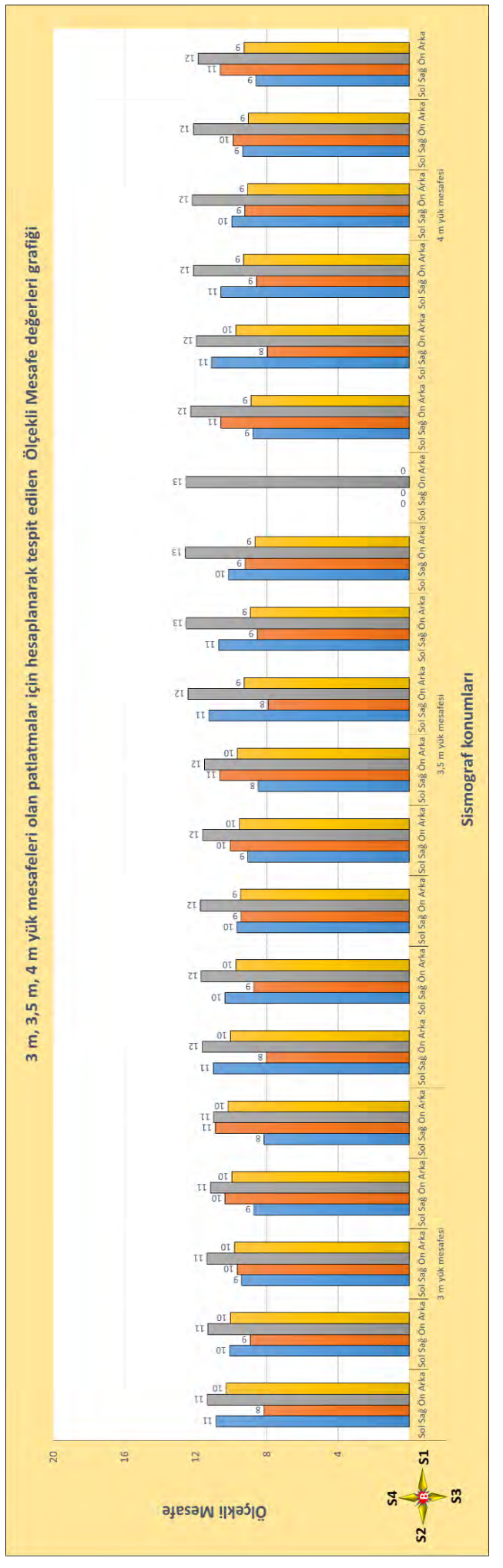
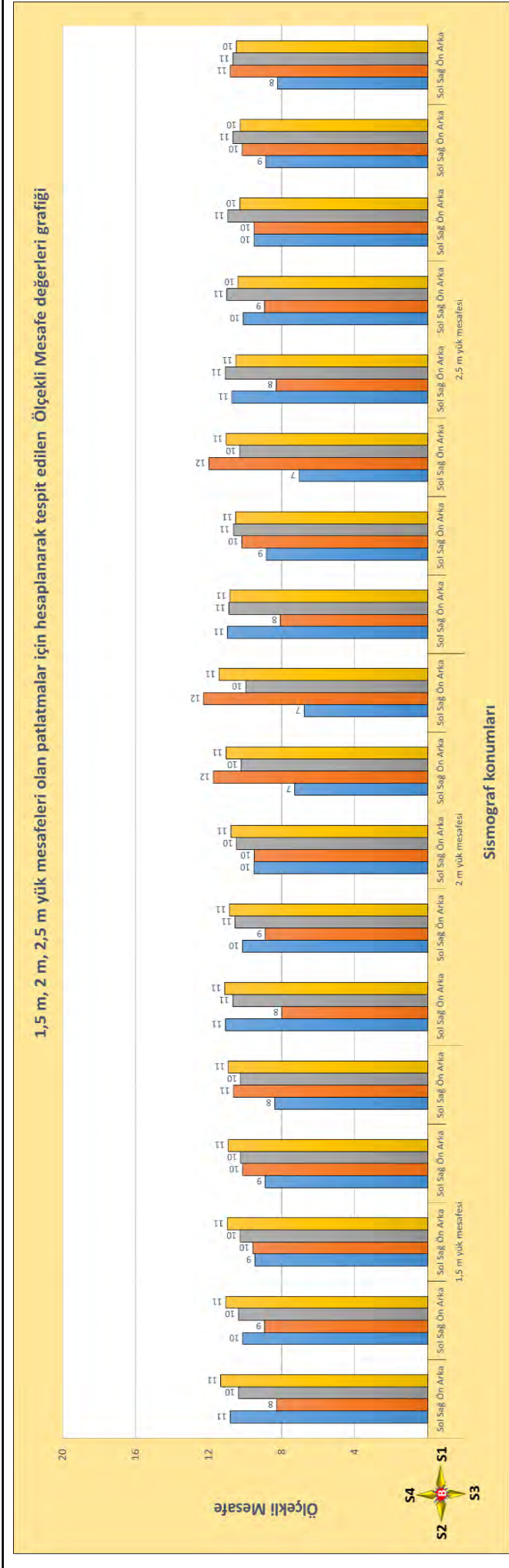
1,5 m, 2 m, 2,5 m yük mesafeleri olan patlatmalar esnasında sismograflarla ölçülen Frekans değerleri grafiği



3 m, 3,5 m, 4 m yük mesafeleri olan patlatmalar esnasında sismograflarla ölçülen Frekans değerleri grafiği



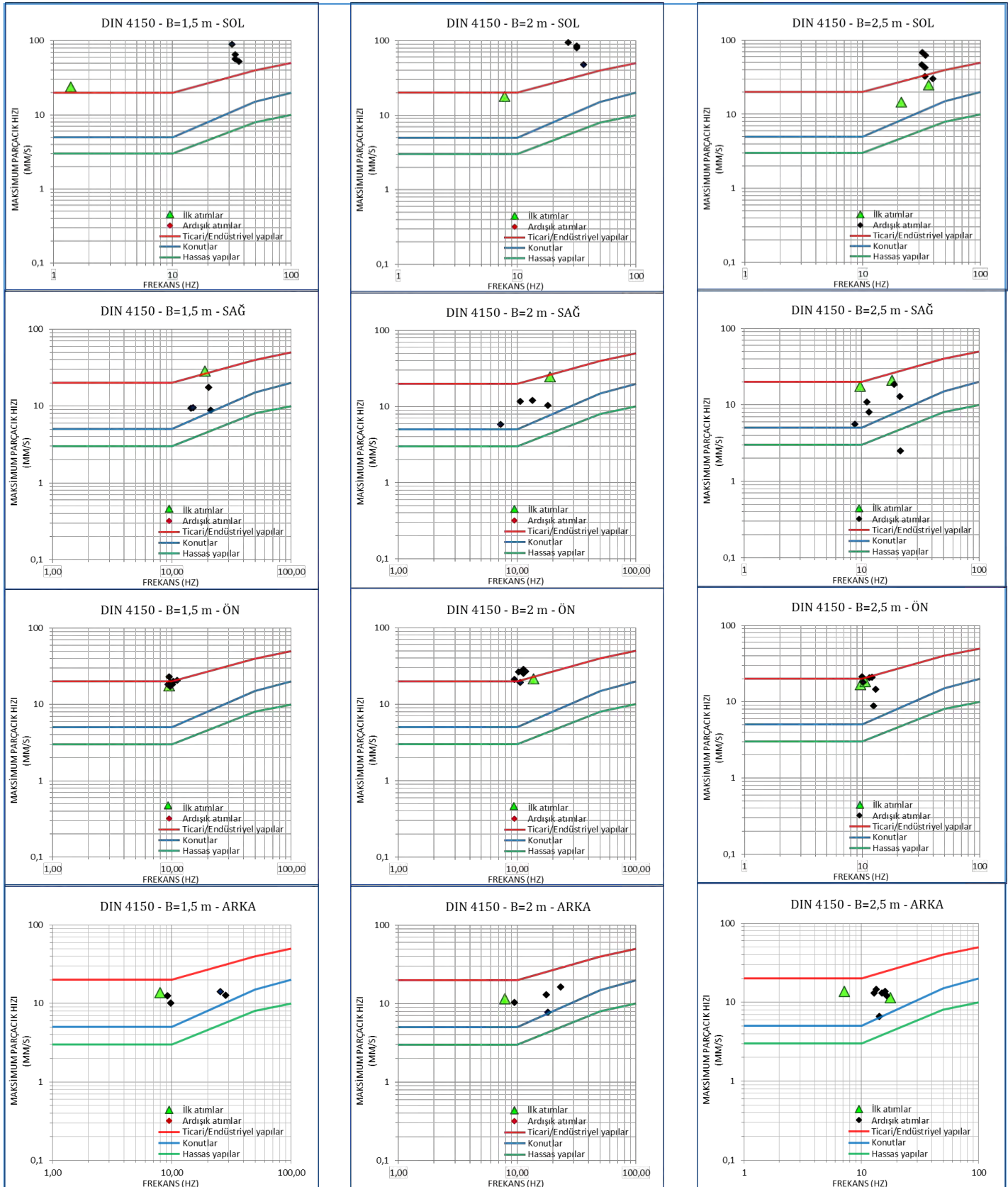
Şekil 8. Farklı yük mesafeleri ve ölçme istasyonlarının konumlarına göre ölçülen frekans değerlerinin grafikleri



Şekil 9. Farklı yük mesafeleri ve ölçme istasyonlarının konumlarına göre Ölçekli Mesafe değerlerinin grafikleri

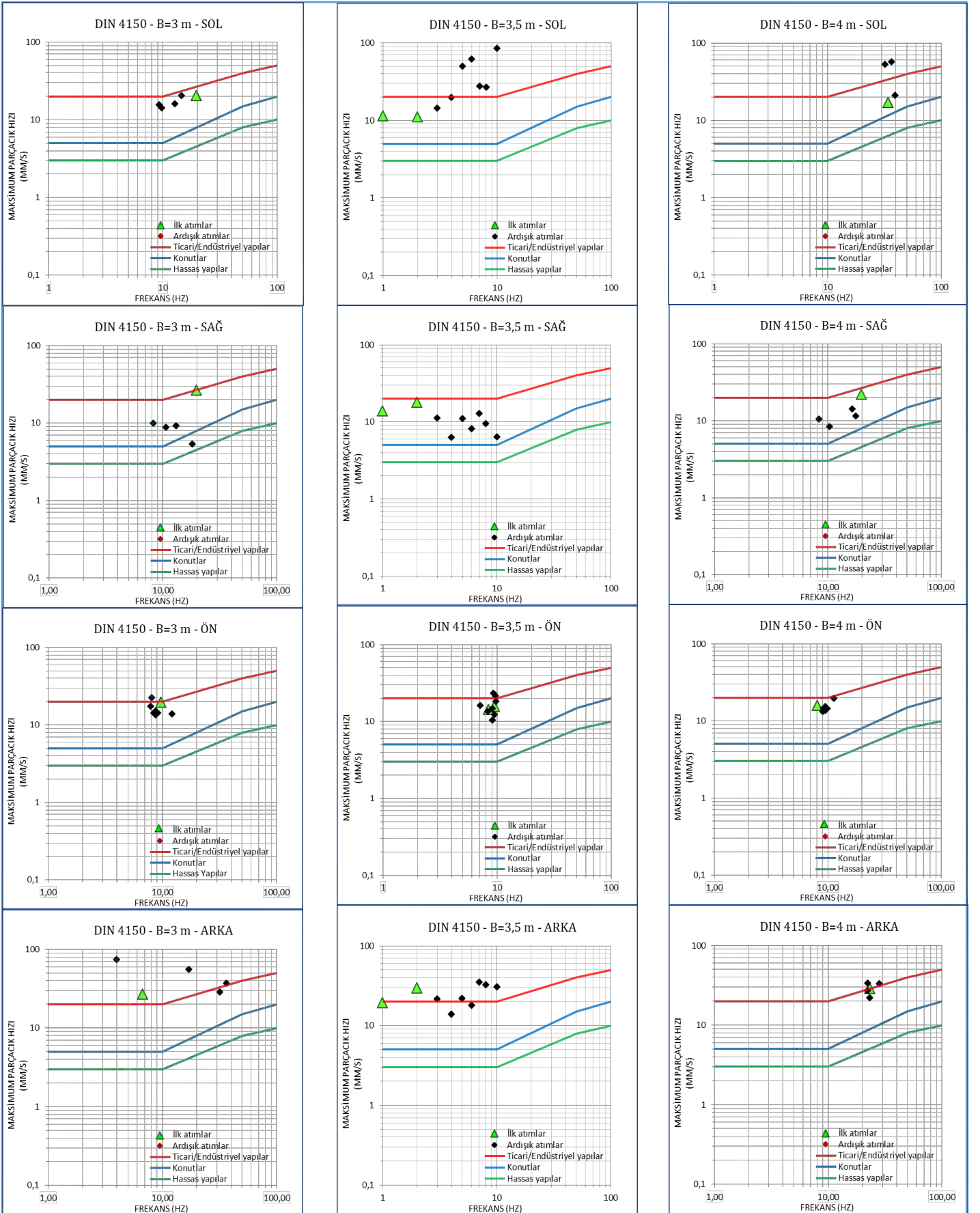
4 YÜK MESAFESİ VE YAPI KONUMUNUN YAPISAL HASAR RİSKİNE ETKİSİ

Elde edilen değerlere göre yapısal hasar riski açısından mevcut şartlarda en emniyetli zon; yük mesafelerinin 1.5 m, 2 m ve 2.5 m olduğu atımlarda S4 kodlu ölçme istasyonu bölgesi (arka); yük mesafesi 3 m, 3.5 m ve 4 m olan atımlarda ise S2 kodlu ölçme istasyon bölgesi (sağ) olduğu DIN 4150 ve USBM Norm grafikleri üzerinde görülmektedir (Şek. 10-12).



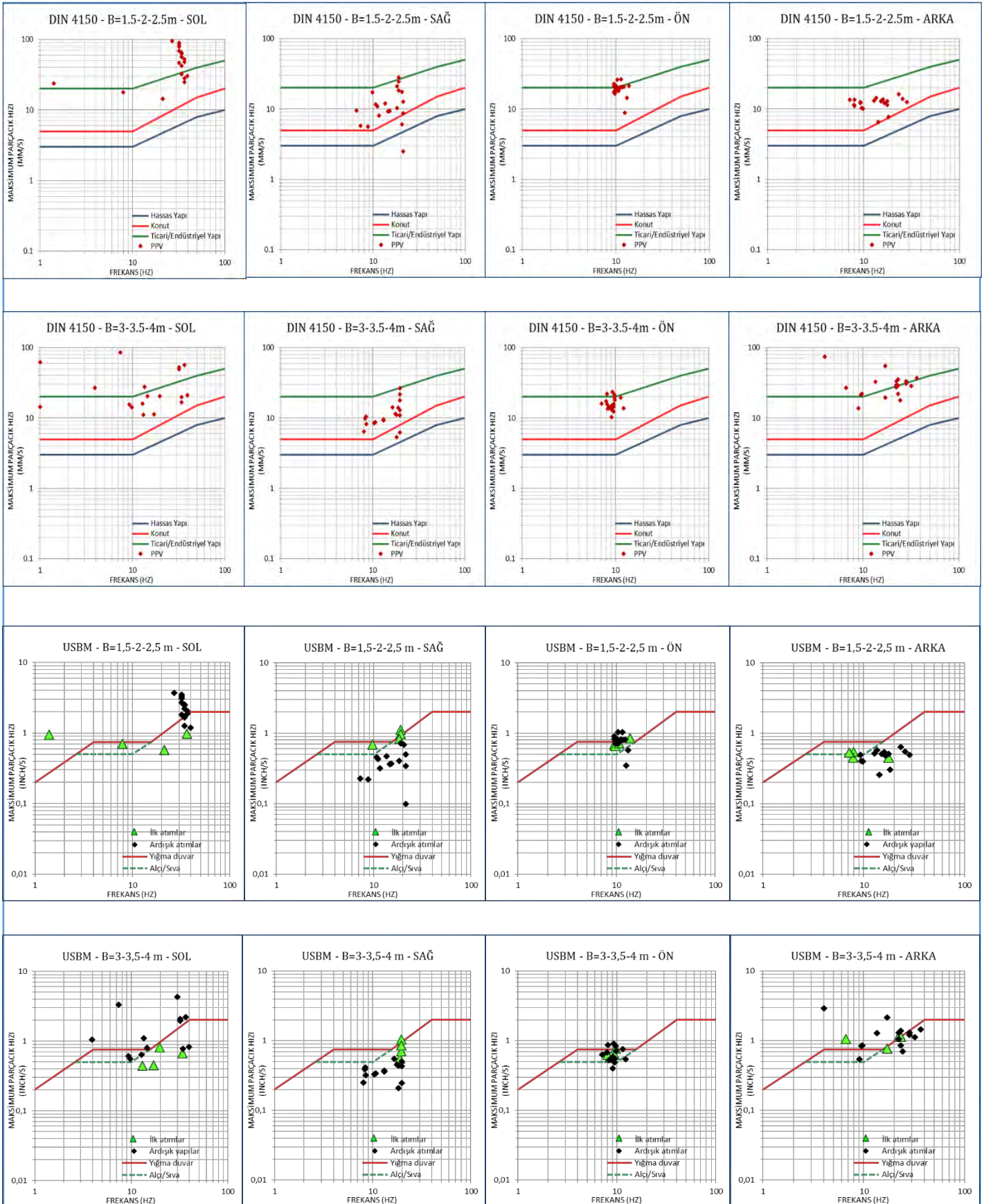
Şekil 10. Ölçerek tespit edilen PPV ve frekans değerlerinin, yük mesafeleri (1.5 m, 2 m, 2.5 m) ile sismografların konumlarına göre DIN 4150 Normu grafiklerinde görünüşü

Yapısal hasar riski açısından, ölçülerek elde edilen değerlere göre, yük mesafesi 3 m, 3.5 m ve 4 m olan atımlarda, mevcut şartlarda en emniyetli bölgenin, S2 kodlu sismografinin yerleştirildiği (sağ) lokasyonun olduğu aşağıdaki DIN 4150 Norm grafiklerinde görülmektedir (Şek. 11).



Şekil 11. Ölçerek tespit edilen PPV ve frekans değerlerinin, yük mesafeleri (3 m, 3.5 m, 4 m) ile sismografların konumlarına göre DIN 4150 Normu grafiklerinde görünüşü

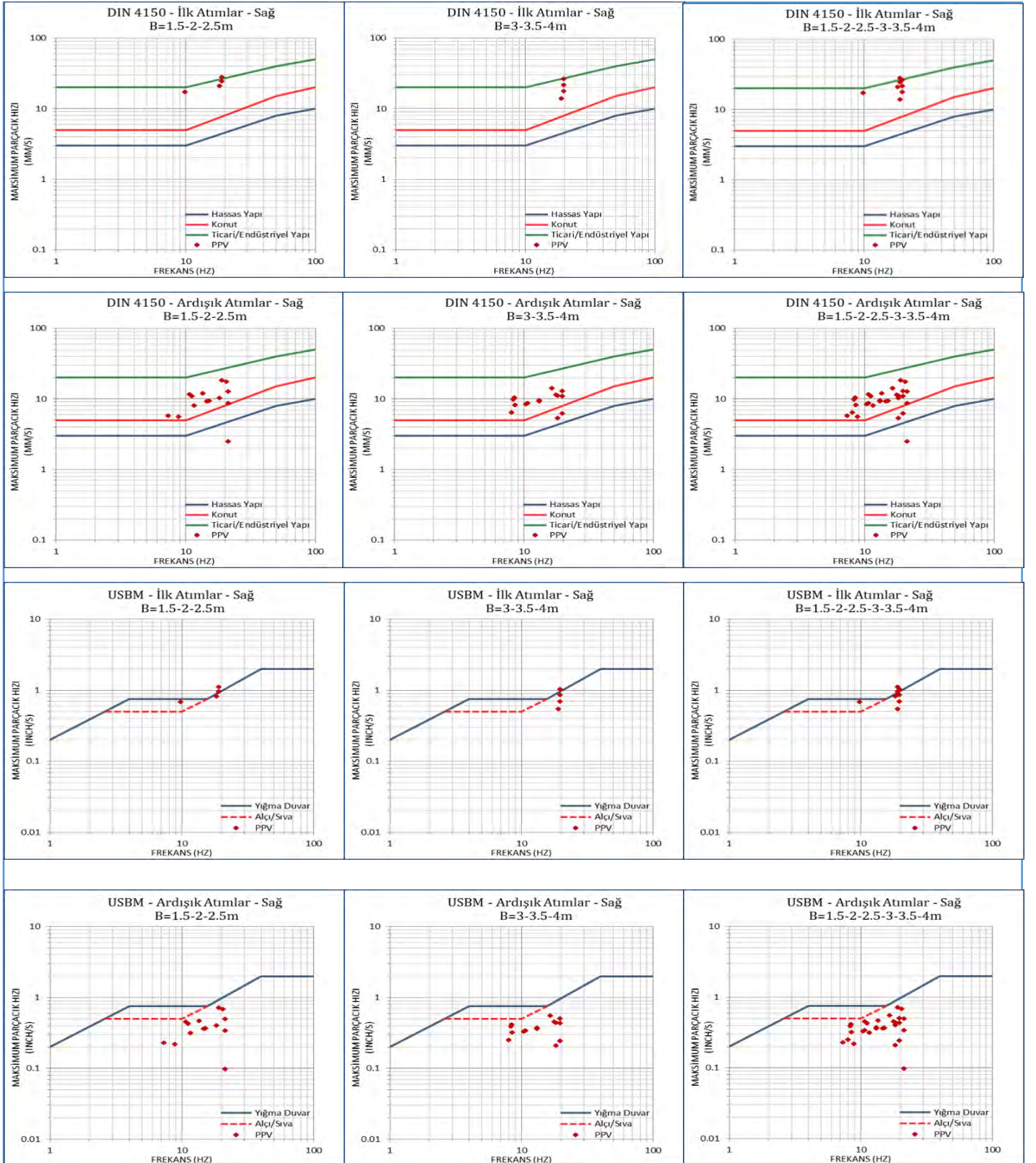
PPV ve frekans değerlerine göre yük mesafesi 1.5-2-2.5 metre olan atımlar ile yük mesafesi 3-3.5-4 m olan atımların kendi aralarında ve mevcut şartlardaki titreşim davranışı birbirine benzerdir. Yapısal hasar riski açısından en emniyetli bölgelerin sırası ile atıma göre arka ve sağ bölgeler olduğu DIN 4150 ve USBM Norm grafiklerinde görülmektedir (Şek. 12).



Şekil 12. PPV ve frekans değerlerinin, yük mesafeleri (1.5-2-2.5 m, 3-3.5-4 m) ile sismograf konumlarına göre DIN 4150 ve USBM Normları grafikleri üzerinde toplu olarak görünüşü

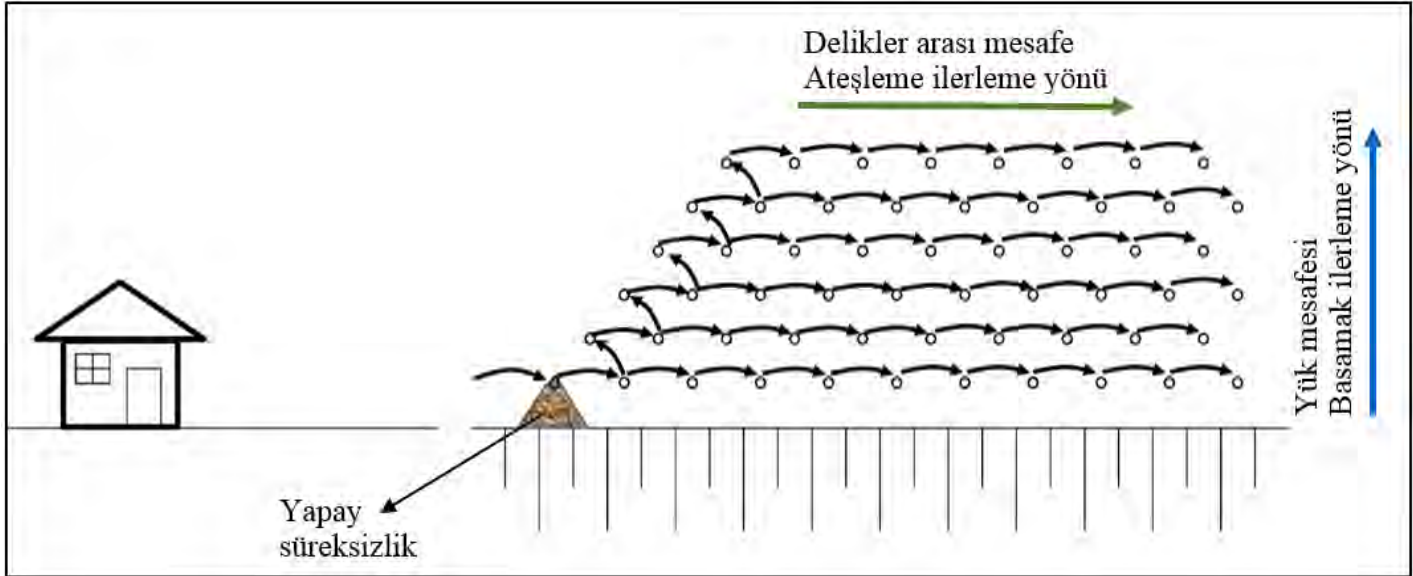
5 ATIM TASARIMI VE ATEŞLEME YÖNÜNÜN YAPISAL HASARA ETKİSİ

Yapılan bu çalışmadaki tespitlerden birisi de atım yaparken korunacak yapıya yakın kenarda önce boşluk (yapay süreksizlik, üçüncü serbest yüzey) oluşturularak ateşleme yönünü yapının tersi istikamette uygulamanın yapıyı korumada önemli olduğu görülmüştür. Oluşturulan yapay süreksizlik bariyer etkisi göstermiş, sismik dalgaların enerjilerinin azalarak PPV değerinin % 88.04 oranına kadar küçülmesine, DIN 4150 Normu'na göre yapısal hasar riskinin azalmasına, USBM Normu'na göre yapısal hasar riskinin bertaraf edilmesine vesile olmuştur (Şek. 13).



Şekil 13. İlk atımlar ve ardışık atımlar sırasında sağdaki S2 Nolu sismograf ile ölçülerek tespit edilen PPV ve frekans değerlerinin DIN 4150 ve USBM Norm grafikleri üzerinde görünüşü

Bu çalışma kapsamında uygulanan tüm yük mesafelerinde, atım bölgesinin sağ kenarında gerçekleştirilen 8 adet patlatma sırasında (ilk atımlar, üçüncü serbest yüzey meydana getirme, yapay süreksizlik/bariyer oluşturma atımları) ölçerek tespit edilen PPV değerleri, 30 adet ardışık patlatmada oluşan PPV değerinden yüksektir. Bariyeri, korunacak yapıya yakın kenarda açmanın, ateşleme yönünü yapının tersi istikamette uygulamanın yapısal hasar riskini azaltmak açısından faydalı olduğu, titreşim parametre değerlerini normlardaki eşik hasar limitlerinden uzaklaştırdığı tespit edilmiştir (Şek.13, 14).



Şekil 14. Atım yaparken yapay süreksizlik oluşturma ve yapının konumunun şematik görünüşü

6 SONUÇLAR

Çalışma kapsamında traki bazaltta, 6 farklı yük mesafesi uygulayarak, atım başına 153.27 kg patlayıcı kullanarak 38 atım yapılmıştır. Atımlar sırasında ortaya çıkan kayıp enerjinin oluşturduğu sismik dalgaların PPV ve frekansa etkisini tespit etmek için atım bölgesinin 4 yönünde 147 ölçüm yapılmıştır. Tüm atımlarda en düşük PPV değerleri S2 kodlu sismograf ile sağ tarafta ölçülmüştür. PV, PPV ve frekans değerlerine göre yük mesafesi 1.5-2-2.5 metre olan atımlar ile yük mesafesi 3-3.5-4 m olan atımların kendi aralarında ve mevcut şartlardaki titreşim davranışı birbirine benzerdir. Yapısal hasar riski açısından en emniyetli bölgelerin sırası ile atıma göre arka ve sağ zonlar olduğu DIN 4150 ve USBM Normları ile tespit edilmiştir.

Ayrıca; atım bölgesinin sağında yapılan ilk atımlar gerçekleşirken S2 kodlu sismografıla ölçülen PPV değerlerinin, ardışık patlatmalar esnasında ölçülen PPV değerlerinden daha büyük olduğu, maksimum azalmanın % 88.04 oranı ile 2.50 m yük mesafesi uygulanan patlatmada olduğu, yük mesafesi değişse de davranışların değişmediği tespit edilmiştir.

Benzer şartlarda yapılacak patlatmaların oluşturacağı titreşimlerin olumsuz etkisinden yapısal risk altındaki yapıyı PPV'yi azaltarak korumak için, yük mesafesinin 2.50 m uygulanması, yapıya yakın kenarda üçüncü serbest yüzeyi açarak bariyer oluşturulması ateşleme ilerleme yönünün yapıdan ırma istikametinde uygulanması önerilmektedir.

TEŞEKKÜR

Yazarlar, destekleri için Sn. Ersin Arıoğlu'na, Sn. Prof. Dr. Ergin Arıoğlu'na, Sn. Başar Arıoğlu'na, Sn. Özge Arıoğlu'na, Sn. İlker İnceleme'ye, Sn. Prof. Dr. Ali Kahriman'a, Sn. Erhan Cengiz'e, Sn. Mehmet Kılıç'a, Sn. Fikret Ataşalan'a, patlatma ekiplerine ve Yapı Merkezi çalışanlarına çok teşekkür ederler.

KAYNAKLAR

- Duvall W. I., Fogelson D. E., 1962. *Review of Criteria for Estimating Damage to Residences From Blasting Vibrations*. U.S. Bureau of Mines, RI 5868.
- Alan, E., 2020. The Effect of Faults, Delay Time and Scaled Distance on Vibration Parameters, *Proceedings of The 46th Annual Conference on Explosives and Blasting Technique*, Published by: International Society of Explosives Engineers (ISEE), Denver, Colorado, USA.

Uygulamalı mühendislik alanında hazırlanan bu bildirideki görüş ve değerlendirmeler yazarlarına aittir. Hiçbir kurum ve kuruluşu ilgilendirmemektedir.

Patlatma Uygulamalarından Kaynaklanan Hava Şoku ve Gürültü Parametrelerinin Değerlendirilmesi

Evaluation of Air Shock and Sound Parameters Arising from Blasting Applications

S. Ercins¹, A. Tosun²

¹*Sivas Cumhuriyet Üniversitesi, Sivas Teknik Bilimler Meslek Yüksek Okulu, Madencilik ve Maden Çıkarma Bölümü, Sivas*

²*Dokuz Eylül Üniversitesi, Bergama Meslek Yüksekokulu, Motorlu Araçlar ve Ulaştırma Teknolojileri Bölümü, İzmir*

ÖZET Açık maden işletmelerinde üretimin büyük bir kısmı patlatma uygulamaları ile sağlanmaktadır. Patlatma işlemleri sonucu titreşim, toz, hava şoku ve gürültü gibi çevreye zarar veren bazı sorunlar ortaya çıkmaktadır. Bu sorunlar yakın çevredeki yapılar, endüstriyel tesisler ve canlılar üzerinde bazı hasarlara sebep olmaktadır. Hava şoku ve gürültü parametreleri yüksek bir ses gibi görünse de, bazı durumlarda tıpkı bir yer sarsıntısı gibi yerleşim yerlerine zarar verebilmektedir. Bu etkilerin ortaya çıkardığı basınç dalgaları frekanslarına göre ikiye ayrılmaktadır. Birincisi hava şoku olarak adlandırılan, 20 Hz ve altındaki frekansa sahip olan dalgalardır. Temel olarak insan kulağı tarafından duyulamayan bu dalgalar binalarda asıl hasara sebep olan dalgalardır. İkincisi ise gürültü olarak adlandırılan ve 20-20000 Hz frekans aralığındaki değere sahip olan dalgalardır. Bu dalgalar binalarda hasara sebep olmamakla birlikte, insanların patlatma uygulamalarından kaynaklanan şikâyetlerinin önemli bir bölümünü oluşturmaktadır. Bu etkileri ve bu etkilerden kaynaklanan şikâyetleri azaltmak için delikler arası mesafe, dilim kalınlığı, gecikme süreleri ve kullanılacak patlayıcı madde miktarı çok iyi ayarlanmalıdır. Bu bildiride farklı sahalarda gerçekleştirilen patlatma operasyonlarında söz konusu parametrelere göre hava şoku ve gürültü değerleri belirlenmiştir.

Anahtar kelimeler: *Hava şoku, Gürültü, Patlatma*

ABSTRACT In open mines, most of the production is provided by blasting applications. As a result of blasting operations, some environmentally damaging problems such as vibration, dust, air shock and sound occur. These problems cause some damage on the structures, industrial facilities and living things in the vicinity. Although the air shock and sound parameters may seem like a loud sound, in some cases it can damage settlements just like a ground shake. Pressure waves caused by these effects are divided into two according to their frequency. The first are waves, called air shocks, with a frequency of 20 Hz and below. Basically, these waves, which cannot be heard by the human ear, are waves that cause real damage to buildings. The second one is called sound and has a value in the frequency range of 20-20000 Hz. Although these waves do not cause damage to buildings, they constitute an important part of the complaints of people arising from blasting practices. In order to reduce these effects and the complaints arising from these effects, the distance between holes, burden, delay times and the amount of explosive to be used should be very well adjusted. In this report, air shock and sound values were determined according to the parameters in blasting operations performed in different areas.

Keywords: *Air shock, Sound, Blasting*

1 GİRİŞ

Günümüzde taş ocaklarında ve maden işletmelerinde üretilen ürünlerin, hızla gelişen ülkelerin ve endüstrilerinin ihtiyaçlarını karşılayabilmesinde patlatma uygulamalarının önemi oldukça büyüktür. Patlayıcı maddeler ile uygulama biçimleri farklı deneysel araştırmalar ve teknolojik gelişmeler ile her geçen gün kendini güncellemektedir. Ancak patlatma uygulamaları sonucu titreşim, hava şoku, gürültü ve toz gibi bazı problemler açığa çıkmaktadır. Bu problemler tüm canlılar üzerinde gerek maddi gerekse psikolojik sorunları da beraberinde getirmektedir. Bu sorunların başında gelen hava şoku ve gürültü, patlatma esnasında reaksiyon sonucu açığa çıkan gazların kaya çatlaklarından dış atmosfere hızlı bir şekilde çıkması ile oluşur. Patlatma deliklerinin durumu, patlayıcının doğru bir şekilde şarj edilmemesi ve sıkılmanın doğru malzeme kullanılmadan düzgün yapılmaması gürültü düzeyini artırmakla birlikte hava şoku dalgalarının da ortaya çıkmasına sebep olmaktadır. Hava şoku dalgaları, 0,1 - 200 Hz arasında değişen oldukça geniş bir frekans aralığına sahiptir. Frekansı 20 Hz'in üzerinde olan şok dalgaları işitilebilir ve gürültü olarak nitelendirilirken, 20 Hz'in altında olan ses dalgaları ise duyulmaz. Şok dalgaları yeterince büyükse, her iki frekans aralığında da binalarda hasar meydana getirebilir (Olofson, 1990).

Patlatma esnasında patlayıcı maddelerin açığa çıkardıkları enerjinin % 20-30'luk kısmı, kaya malzemesinin kırılması ve ötelenmesi içinde kullanılırken, geriye kalan enerjinin tamamı gürültü, yer titreşimi, geri kırılmalar, hava şoku ve titreşim gibi etkilere harcanmaktadır (Hagan, 1973). Bu etkilerden biri olan hava şoku, atmosferde ses dalgalarına benzeyen biçimde yayılan basınç dalgalarıdır. Hava şokunun insan kulağı ile duyulabilen seviyesine gürültü denilmektedir. Frekansı 20 Hz'den düşük olan hava şokuna aşırı basınç denir ve bunlar insanlar tarafından duyulamazlar. Aşırı basınç, atmosfer basıncının üzerinde olan bir basınçtır ve inç kg/cm², PSİ ya da desibel (db) türünden ölçülerek kaydedilebilir (Özdoğan, M., 1978). Hava şoku dalgaları, geniş bir frekans aralığına sahiptir. Frekans değeri 20 Hz'in üzerindeki şok dalgaları işitilebilir ve gürültü olarak nitelendirilebilir. Ayrıca şok dalgaları yeterince büyük ise bahsedilen her iki frekans aralığında da yapılarda hasar oluşturabilir (Olofson, 1990).

Maden işletmelerinde patlatma uygulamalarının yapılması için açılan deliklerin patlayıcıyla doldurulduktan sonra üst taraftaki sıkılmamanın yetersiz olması, basamak yüksekliklerinin fazla olması ile deliklerin serbest yüzeye olan mesafelerinin az olması gibi patlatma tasarımı hataları ve patlatma esnasında kayadaki çatlaklardan dış atmosfere kaçan yüksek basınçlı gazların etkisi, hava şokunun oluşmasına etki eden faktörlerdendir. Özellikle patlatma esnasında delik içinde meydana gelen reaksiyon sonucu yüksek basınçlı bir gaz oluşur. Bu gazlar kayada bulunan çatlaklarından dış atmosfere hızlı bir şekilde çıkar ve önemli sayılabilecek düzeyde gürültü oluştururlar. Alınacak önlemlerin yetersiz kalması, gürültü düzeyinin yüksek seviyelere ulaşarak hava şoku dalgalarına dönüşmesine yol açar. Hava şoku etkisinin çevreye verebileceği zararlar Tablo 1'de görülmektedir (Hüdaverdi ve Kuzu, 2005).

Tablo 1: Hava şoku seviyelerinin çevresel etkisi

dB	psi	Etki
180	3,0	Binalarda hasar
170	0,95	Pencere camlarının çoğu kırılır
160	0,30	
150	0,095	Bazı pencere camı kırılmaları
140	0,030	Ani (impulse) ses için maksimum seviye
128	0,0070	Emniyetli seviye
120	0,0030	Rahatsız edici sürekli ses sınırı
110	0,00095	
100	0,00030	
90	0,000095	8 saatlik sürekli seste rahatsız olma

Hava şoku, yüzey rüzgârlarından, sıcaklık değişimlerinden (yüksekliğe göre sıcaklığın artması gibi) ve iklim koşullarından önemli ölçüde etkilenebilir. Bu koşullar altında, aşırı basıncın pik noktası 5-10 kat artabilir ve bu durum belirli önlemlerin alınmasını gerektirebilir. Yüksek hava şoku aşırı basıncı yapısal hasara neden olabilirken, normal atmosfer koşullarında rutin patlatma operasyonları tarafından üretilen hava şokunun bunu yapması muhtemel değildir (Siskind DE, et all 1980), (Abdel-rasoul IE 2000), (Egan J, et all 2001), (Monia A., 2016). Gerek zemin titreşimi gerekse hava şoku, insanlar için büyük ölçüde bir endişe kaynağıdır. Çünkü mevcut yüzey yapılarına zarar verir ve patlatma uygulamasının gerçekleştiği işletme çevresindeki canlılarda psikolojik rahatsızlıklara neden olur.

Bu çalışmada 5 farklı maden işletmesinde ölçüm metotlarına uygun olarak delik çapı, delik boyu, sıkılama boyu, delikler arası mesafe, dilim kalınlığı, gecikme başına patlayan en fazla patlayıcı madde miktarı ve patlatma noktası ile gürültü ölçüm noktası arasındaki mesafe değerlerine göre hava şoku ve gürültü değerleri elde edilerek değerlendirilmeler yapılmıştır.

2 ARAZİ ÇALIŞMALARI

Arazi çalışmaları kapsamında 5 farklı kalker ocağında patlatma deneyleri gerçekleştirilmiştir. Yapılan patlatma deneylerinde öncelikle kontrol edilebilen parametreler olan delik çapı, delik boyu, sıkılama boyu, delikler arası mesafe, dilim kalınlığı, gecikme başına patlayan en fazla patlayıcı madde miktarı ve patlatma noktası ile gürültü ölçüm noktası arasındaki mesafe değerleri hassas bir şekilde gözlemlerle belirlenmiştir. Söz konusu bilgiler aşağıdaki Tablo 2-6'da verilmiştir. Tablolarda ayrıca patlatma deneylerine ait ölçülen gürültü değerleri de verilmiştir. Bu değerler gürültü ve titreşim ölçüm cihazı ile tespit edilmiştir. Tipik bir örneği Şekil 1'de verilen yer titreşimi ve hava şoku izleme cihazı; enine, boyuna ve düşey algılayıcıları, mikrofon, şarj, yazıcı, bilgisayar bağlantı sistemi, kontrol ve hafıza, muhafaza ve taşıma birimlerinden oluşmaktadır. Sismograf cihazı üç boyutlu titreşimleri ölçebilmekte ayrıca bu cihaz, boyuna (Long (L)), yanal (Transverse (T)) ve düşey (Vertical (V)) hareketlerin vektörel toplamını da hesaplayabilmektedir. Ayrıca vektörel bileşke parçacık hızı (VS) ve en üst parçacık hızı (PPV) değerlerini de sismograf cihazı (Instantel) grafikte sunmaktadır.



Şekil 1: Instantel Micromate titreşim ölçüm cihazı.

Tablo 2: 1. Kalker ocağında gerçekleştirilen patlatmanın patern ve gürültü seviyesi verileri

Patern Bilgileri				Gürültü Ölçüm Değerleri	
Pat. No	1	2	3	1	2
Delik çapı (mm)	89	89	89	126,3 dB(L)	120,2 dB(L)
Delik boyu (m)	9,5	10	6		
Sıkılama boyu (m)	3	3	2		
Delikler arası mesafe (m)	2,7	3	2		
Dilim kalınlığı (m)	2,4	2,5	1,5		
Gecikme Başına patlayan en fazla patlayıcı madde miktarı (kg)	32,5	35	20		
Ölçüm Mesafesi (m)	181,66	259,94	305,5		

Tablo 3: 2. Kalker ocağında gerçekleştirilen patlatmanın patern ve gürültü seviyesi verileri

Patern Bilgileri		Gürültü Ölçüm Değerleri
Pat. No	1	1
Delik çapı (mm)	89	132,6 dB(L)
Delik boyu (m)	11	
Sıkılama boyu (m)	3	
Delikler arası mesafe (m)	2,5	
Dilim kalınlığı (m)	2	
Gecikme Başına patlayan en fazla patlayıcı madde miktarı (kg)	38,5	
Ölçüm Mesafesi (m)	197,65	

Tablo 4: 3. Kalker ocağında gerçekleştirilen patlatmanın patern ve gürültü seviyesi verileri

Patern Bilgileri		Gürültü Ölçüm Değerleri
Pat. No	1	1
Delik çapı (mm)	89	118,9 dB(L)
Delik boyu (m)	11	
Sıkılama boyu (m)	3	
Delikler arası mesafe (m)	3,6	
Dilim kalınlığı (m)	3,1	
Gecikme Başına patlayan en fazla patlayıcı madde miktarı (kg)	40	
Ölçüm Mesafesi (m)	202,08	

Tablo 5: 4. Kalker ocağında gerçekleştirilen patlatmanın patern ve gürültü seviyesi verileri

Patern Bilgileri		Gürültü Ölçüm Değerleri
Pat. No	1	1
Delik çapı (mm)	89	118,4 dB(L)
Delik boyu (m)	15	
Sıkılama boyu (m)	5	
Delikler arası mesafe (m)	3,9	
Dilim kalınlığı (m)	3,4	
Gecikme Başına patlayan en fazla patlayıcı madde miktarı (kg)	50	
Ölçüm Mesafesi (m)	213,17	

Tablo 6: 5. Kalker ocağında gerçekleştirilen patlatmanın patern ve gürültü seviyesi verileri

Patern Bilgileri		Gürültü Ölçüm Değerleri	
Pat. No	1	1	2
Delik çapı (mm)	102	111,1 dB(L)	111,8 dB(L)
Delik boyu (m)	5		
Sıkılama boyu (m)	2,5		
Delikler arası mesafe (m)	3,2		
Dilim kalınlığı (m)	2,8		
Gecikme Başına patlayan en fazla patlayıcı madde miktarı (kg)	16		
Ölçüm Mesafesi (m)		287,09	314,72

3 DEĞERLENDİRME

Bu kapsamda patlatmaya ait kontrol edilebilen parametreler ile gürültü değerleri değerlendirilmiştir. Delik boyu, sıkılama boyu ve delik çapı değerleri gecikme başına kullanılan patlayıcı madde miktarını belirlemektedir. Bu nedenle söz konusu değerlerin yerine, gecikme başına kullanılan patlayıcı madde miktarı verileri, ölçülen gürültü değerleriyle birlikte karşılaştırma yapılmıştır. Söz konusu bilgiler Tablo 7’de verilmiştir. Tablo 7’de patlatma noktası ile gürültü ölçüm noktası arasındaki mesafe değerleri de görülmektedir.

Tablo 7: Tüm patlatma deneylerinden elde edilen veriler

Parametreler	1. Maden işletmesi verileri	2. Maden işletmesi verileri	3. Maden işletmesi verileri	4. Maden işletmesi verileri	5. Maden işletmesi verileri
Gecikme Başına Kullanılan Patlayıcı Miktarı (kg)	32,5 35	38,5	40	50	16
Ölçüm Mesafesi (m)	181,66 259,94	197,65	202,08	213,17	287,09 314,72
Gürültü (dB)	126,3 120,2	132,6	118,9	118,4	111,1 111,8

Birinci maden işletmesinde 3 farklı patlatma uygulaması gerçekleştirilmiş ancak birinci ile ikinci patlatmanın verileri ölçüm cihazı ile alınabilmiştir. Üçüncü patlatma uygulamasında ise ölçüm cihazı herhangi bir değer kaydedememiştir. Birinci maden işletmesinde yapılan patlatma uygulamasında, gecikme başına 32,5 kg patlayıcı maddeye karşılık 181,66 m mesafeden ölçülen patlatmanın gürültü düzeyi 126,3 dB ölçülmüştür. 2. patlatma uygulamasında ise gecikme

başına kullanılan patlayıcı miktarı 35 kg'a, ölçüm mesafesi ise 259.94 m mesafeye çıkartılmıştır. Buna karşılık ölçülen gürültü düzeyi ise 120,2 dB'e düşmüştür. İkinci maden işletmesinde yapılan patlatma uygulamasında, gecikme başına 38,5 kg patlayıcı maddeye karşılık 197,65 m mesafeden ölçülen patlatmanın gürültü düzeyi 132,6 dB ölçülmüştür. Üçüncü ve dördüncü maden işletmelerinde yapılan patlatma uygulamalarında ise gecikme başına kullanılan patlayıcı madde miktarının artırılmasına karşılık, ölçüm mesafesi de artırılmış ve sonuçta açığa çıkan gürültü düzeyi azalmıştır. Farklı bir bölgede ve benzer formasyona sahip olan beşinci maden işletmesinde gerçekleştirilen patlatma deneyinde ise iki farklı noktadan ölçüm alınmıştır. Gecikme başına 16 kg patlayıcı maddeye karşılık 287,09 m ve 314,72 m mesafeden ölçülen patlatmanın gürültü düzeyleri 111,1 dB ve 111,8 dB olarak ölçülmüştür. Buradan da anlaşılacağı üzere ölçüm mesafesinin artması gürültü düzeyini azaltmaktadır. Ayrıca gerçekleştirilen patlatma deneylerinin tümünde de delikler arası mesafe ve dilim kalınlığı değerleri arttıkça ölçülen gürültü değerlerinin azaldığı da gözlemlenmiştir.

4 SONUÇ

Madencilik faaliyetlerinin sürdürülebilmesinde uygun patlayıcı maddelerin kullanımı kaçınılmazdır. Patlatma uygulamalarından kaynaklanan birçok çevresel etki mevcuttur. Bu olumsuz etkilerin başında gelen gürültü ve hava şokunun etkisini azaltmak ve kontrol altına almak mümkündür. Çalışmamızda beş farklı kalker sahasında gerçekleştirdiğimiz patlatma uygulamalarından kaynaklanan gürültü ve hava şoku değerlerinin uluslararası standartlara göre uygun seviyelerde olduğu ve çevredeki yerleşim bilimlerinde hasar oluşturmayacağı belirlenmiş olsa da, bu değerleri en az seviyeye indirmek konusunda gerekli önlemler alınmalıdır.

Bu çalışmadaki tüm maden işletmelerinde yapılan patlatma deneylerinin değerleri incelendiğinde gecikme başına kullanılan patlayıcı miktarının artırılması gürültü ve hava şoku değerini de artırmış, ölçüm mesafesinin artması ise gürültü ve hava şokunun etkisini azaltmıştır. Bunun yanı sıra kontrollü patlatmaların yapılması ve elde edilen ölçüm verilerinin istatistiksel analizler ile ayrıntılı olarak değerlendirilmesi gürültü ve hava şokunun etkisini azaltmak için uygulanabilecek bir diğer yöntemdir.

TEŞEKKÜR

Dokuz Eylül Üniversitesi BAP (Bilimsel Araştırma Projeleri)'a bu çalışmayı mali açıdan desteklediğinden dolayı teşekkür ederiz.

KAYNAKLAR

- Abdel-rasoul IE (2000) Measurement and analysis of the effect of ground vibrations induced by blasting at the limestone quarries of the Egyptian Cement Company. ICEHM 54-71.
- Egan J, Kermod J, Skyrman M, Turner LL (2001) Ground vibration monitoring for construction blasting in urban areas. California Department of Transportation. Division of structural foundations. Technical report. F-00-OR-10.
- Hagan, T. N. (1973), Rock Breakage by Explosives, Int. Proceedings of the National Symposium on Rock Fragmentation, Adelaide, ss:1-17.
- Monia Aloui, Yannick Bleuzen, Elhoucine Essefi and Chedly Abbes, 2016, Ground Vibrations and Air Blast Effects Induced by Blasting in Open Pit Mines: Case of Metlaoui Mining Basin, Southwestern Tunisia, Journal of Geology & Geophysics, Volume 5, Issue 3.
- Olofsson, S. O. (1990), Applied Explosives Technology for Construction and Mining, 2nd edition, Applex, Arla, Sweden, 304s.
- Özdoğan, M., 1978, Açık Ocaklarda Dinamitleme Sonucu Oluşan Titreşimler, Hava Şokları Ve Yerleşim Bölgelerinde Alınacak Önlemler, Bilimsel Madencilik Dergisi, Cilt 17 , Sayı 4, Sf 7 – 16.
- Hüdaverdi, T., Kuzu, C., (2005), Madencilik faaliyetlerinde patlatma kaynaklı çevresel etkilerin ölçülmesi ve analizi, 3. Madencilik ve Çevre Sempozyumu, 5-6 Mayıs, Ankara.
- Siskind DE, Stagg MS, Kopp JW, Dowding CH (1980) 'Structure response and damage produced by ground vibrations from surface blasting', RI 8507, U.S. Bureau of Mines, Washington, D.C.

Ön Kesme Yöntemi ile Oluşturulan Farklı Aralıklı Süreksizliklerin Maksimum Parçacık Hızı, Frekans ve Yapısal Hasar Riskine Etkisi

Effect of Discontinuities Formed by Pre-Splitting at Different Distance Intervals on Peak Particle Velocity, Frequency and Structural Damage Risk

E. Alan

Yapı Merkezi İnşaat ve Sanayi A.Ş., Tanzania, enver.alan@ym.com.tr

A. Domaç

Albert-Ludwigs Freiburg Üniversitesi, Almanya, akindomac@gmail.com

D. Şimşek

Enka İnşaat ve Sanayi A.Ş. Gürcistan, deniz.simsek@enka.com

ÖZET Etiyopya’da, Yapı Merkezi İnşaat ve San. A.Ş. tarafından inşa edilen AKH Demiryolu Projesi’nde, Km 16+500’deki Ariyet Ocağı’nda, Ashangi Formasyonu’nda, traki bazalt ve ignimbirit bulunan jeolojik yapıda, delme-patlatma teknolojisinden faydalanarak ve ön kesme yöntemi uygulanarak 2, 4 ve 8 m ara ile süreksizlikler oluşturulmuştur. Farklı aralıkta ve eşit derinlikteki yapay süreksizliklerin mevcut şartlarda titreşim parametrelerine etkisini tespit etmek için 30 adet patlatma traki bazaltta yapılmış, atım sırasında oluşan titreşimlerin parametre değerleri 4 adet sismograf ile ölçülerek 119 adet kayıt alınmıştır. Ölçülen Maksimum parçacık hızı (PPV) değerleri incelendiğinde; 2 metre ve 4 metre aralıklı yapay süreksizlikler bulunan çalışmadaki PPV değerlerinin istikrarlı değişim göstermediği, 8 m aralıklı yapay süreksizlikler bulunan çalışmada PPV değerlerinin istikrarlı azaldığı (% 92.93 oranına kadar) tespit edilmiştir.

Anahtar kelimeler: Ön-kesme, Yapay süreksizlik, Maksimum parçacık hızı, Norm, Yapısal hasar riski

ABSTRACT Within the scope of AKH Railway Project, which is being constructed by Yapı Merkezi Cons. & Ind. Inc. in Ethiopia, at Km 16+500 Borrow Pit discontinuities have formed by pre-splitting technique with 2, 4 and 8 m intervals in Ashangi Formation consists of trachybasalt and ignimbrite. In order to determine the effect of pre-slitting discontinuities with different distance intervals and same depth on vibration parameters according to existing circumstances 30 shots were made in trachybasalt and the parameters of the created vibrations were monitored by 4 seismographs. 119 records are obtained from these seismographs. When the recorded Peak Particle Velocity (PPV) values are evaluated it is observed that in the studies with 2 m and 4 m intervals PPV values didn’t show any stable variance, on the other hand in the study with 8 m intervals PPV values decreased steadily up to % 92.93.

Keywords: Pre-splitting, Artificial discontinuity, Peak particle velocity, Norm, Structural damage risk

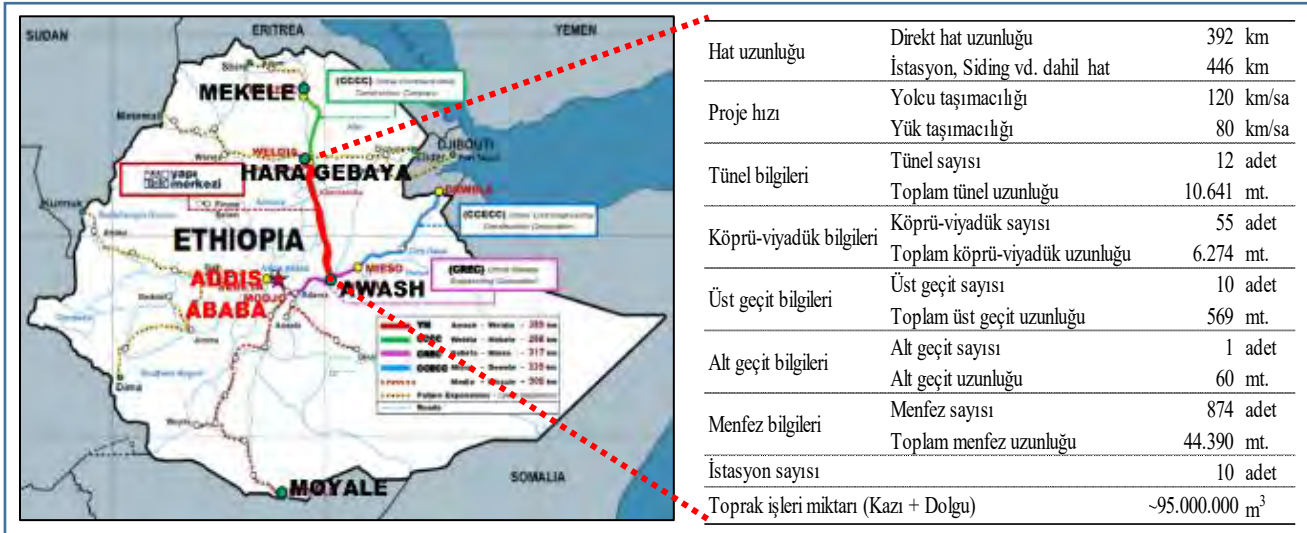
1 GİRİŞ

Patlatmalı kazıda amaç çevre, can, mal ve değerlere zarar/hasar vermeden, minimum rahatsızlık vererek optimum parçalanma ve ötelemeyi en ekonomik şekilde sağlamaktır (Alan 2018). Patlatmalı kazıların çevreye olumsuz etkileri (yer sarsıntısı, kaya savrulması, hava şoku, toz-gaz emisyonu) kaçınılmazdır. Patlatmalı kazı yaparken yapılara hasar vermemek için önlem olarak genellikle birim zamanda patlayan patlayıcı miktarı azaltılmaktadır. Bu önlem; üretimi,

pasa/ürün boyut dağılımını, patlatma maliyetini, ardışık maliyetleri ve işin teslim süresini doğrudan etkilemektedir. Teknik personel; patlatma sebepli olumsuzlukları yeterince minimize etmek için sadece gerekli önlemleri almalı, gereksiz önlemler alarak maliyeti yükseltmemelidir.

2 AKH DEMİRYOLU PROJESİ

AKH Demiryolu Projesi (Proje) Etiyopya’da inşa edilmekte, tasarımı ve inşası Yapı Merkezi tarafından yapılmaktadır. Proje güzergâhında (Şek. 1); volkanizma ile oluşmuş asit magmatik kayalar kapsayan, Oligosen-Miosen (~33.90-5.33 milyon yıl önce) yaşlı Ashangi ve Ancharo formasyonları hakîmdir. Tek hat olan Proje yolculara emniyetli, konforlu ve hızlı ulaşım imkânı sunacak, yük-eşya vs. taşınarak ülke ekonomisine ve kalkınmasına büyük katkı sağlayacaktır.



Şekil 1. AKH Demiryolu Projesi güzergâhının haritada görünümü ve Proje bilgileri

3 ATIM İLE KORUNACAK YAPI ARASINDA BARIYER OLUŞTURMA

Patlatmadan kaynaklanan sismik dalgaların enerjisini azaltmak (genliğini düşürmek), yapısal risk altındaki yapıları korumak için, atım ile korunacak yapı/yapılar arasına ön kesme patlatması yaparak, bariyer delikleri delerek veya hendek kazarak yapay süreksizlikler oluşturulmaktadır. Yapay süreksizliklerin patlatma kaynaklı parçacık hızına etkisini birçok araştırmacı incelemiştir (Devine ve ark. 1965, Berzal 1976, Venkatesh ve Rao 2008, Uysal ve Çavuş 2013).

Venkatesh ve Rao (2008) Hindistan’da, kumtaşında, 20x200x16 m boyutlarda hendek ile oluşturulan süreksizliğin parçacık hızına etkisini incelemişlerdir. Atım sahası ile ölçme istasyonu arası mesafenin 312-498 m olduğu, patlatma deliklerinin çapının 250 mm, birim zamanda patlayan maksimum patlayıcı madde miktarının 1.200 kg olduğu çalışmada süreksizlik düzlemlerinin 3 m yakınına jeofon yerleştirilmiş, 7 atım yapılmış, hendeğin parçacık hızını % 11-19 oranında azalttığı açıklanmıştır.

Uysal ve ark. (2010), Kütahya-Seyitömer Linyit İşletmesi’nde, marnda, 1’er m aralıklı, her sırada 10 adet, 152.4 mm çap ve 24 m uzunluktaki deliklerden oluşan 3 sıra bariyer deliğinin parçacık hızına etkisini incelemişlerdir. Titreşim üretmek için patlatma yapılan deliklerin çapı 228.6 mm, delik boyu 24 m, patlatma ile ölçme istasyonu arasındaki mesafe 31-271 m, bariyer delikleri ile sismograf arası mesafe 2 m, ölçüm sayısı 55, birim zamanda patlayan maksimum patlayıcı miktarı 125 kg’dır. PPV değerinin % 14-18 oranlarda azaldığı tespit edilmiştir

Uysal ve Çavuş (2013), aynı işletmede, 1’er metre aralıklı, tek sıra, 10 adet, 228.6 mm çap ve 24 m uzunluktaki deliklerin ön kesme yöntemi ile patlatılması ile marnda oluşturulan süreksizliğin parçacık hızına etkisini incelemişlerdir. Titreşim oluşturmak için patlatma yapılan deliklerin çapı da 228.6 mm, delik boyu 24 m, patlatma noktası ile ölçme istasyonu arası mesafe 75-400 m arasındadır. Sismograflar bariyerin 2 m önüne ve 2 m arkasına yerleştirilmiş, 63 adet

atım yapılmıştır. Birim zamanda patlayan maksimum patlayıcı miktarı 600 kg olup, maksimum parçacık hızı değerinin % 58 oranına kadar azaldığı tespit ve beyan edilmiştir.


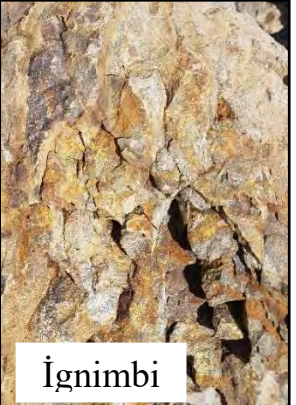
Ön kesme yöntemi ile patlatma yapılarak oluşturulan farklı aralıklı yapay süreksizliklerin parçacık hızına etkisi tarafımızca incelenip, mevcut şartlarda elde edilen sonuçlar sunulmuştur.

4 ARAŞTIRMA - GELİŞTİRME (AR - GE) ÇALIŞMASI

4.1 Çalışma Sahası ve Jeolojik Yapı

Bu çalışma, AKH (Awash - Kombolcha - Hara Gebaya) Demiryolu Projesi'nde, Km 16+500'de bulunan Ariyet Ocağı'nda (Awash/Etiyopya) gerçekleştirilmiştir. Çalışmanın yapıldığı Ashangi Formasyonu; Eosen-Oligosen (~56.00-23.03 milyon yıl önce) olarak adlandırılan jeolojik zamanlarda oluşmuştur. Bu formasyondaki litolojilerin isimleri: Traki bazalt, porfiri bazalt, traki andezit ve bazaltik ignimbirit/aglomera'dır.

Çalışılan bölgedeki kayaçların traki bazalt (iddingsitleşmiş, olivin içermekte, trakitik ve intersertal dokulu, killeşme, opasitleşme, opaklaşma ve alterasyon derecesi yüksek) ve ignimbirit (volkano sedimanter kayaç) (Şek. 2) olduğu laboratuvar testleri ile tespit edilmiştir.

	Traki bazalt	Teknik Özellik	Değer/Birim	
		Özgül ağırlık	2,82	g/cm ³
	İgnimbirit	Tek eksenli basınç dayanımı	43,26	MPa
		Aşınma dayanımı	13,10	%
		Su emme	1,28	%
		RQD	37,50	%
		Özgül ağırlık	2,14	g/cm ³
		Tek eksenli basınç dayanımı	20,32	MPa
		Aşınma dayanımı	45,68	%
		Su emme	10,25	%
		RQD	82,50	%

Şekil 2. Çalışma sahasındaki kayaçlar ve mühendislik özellikleri

4.2 Sahada Yapılan Çalışmalar

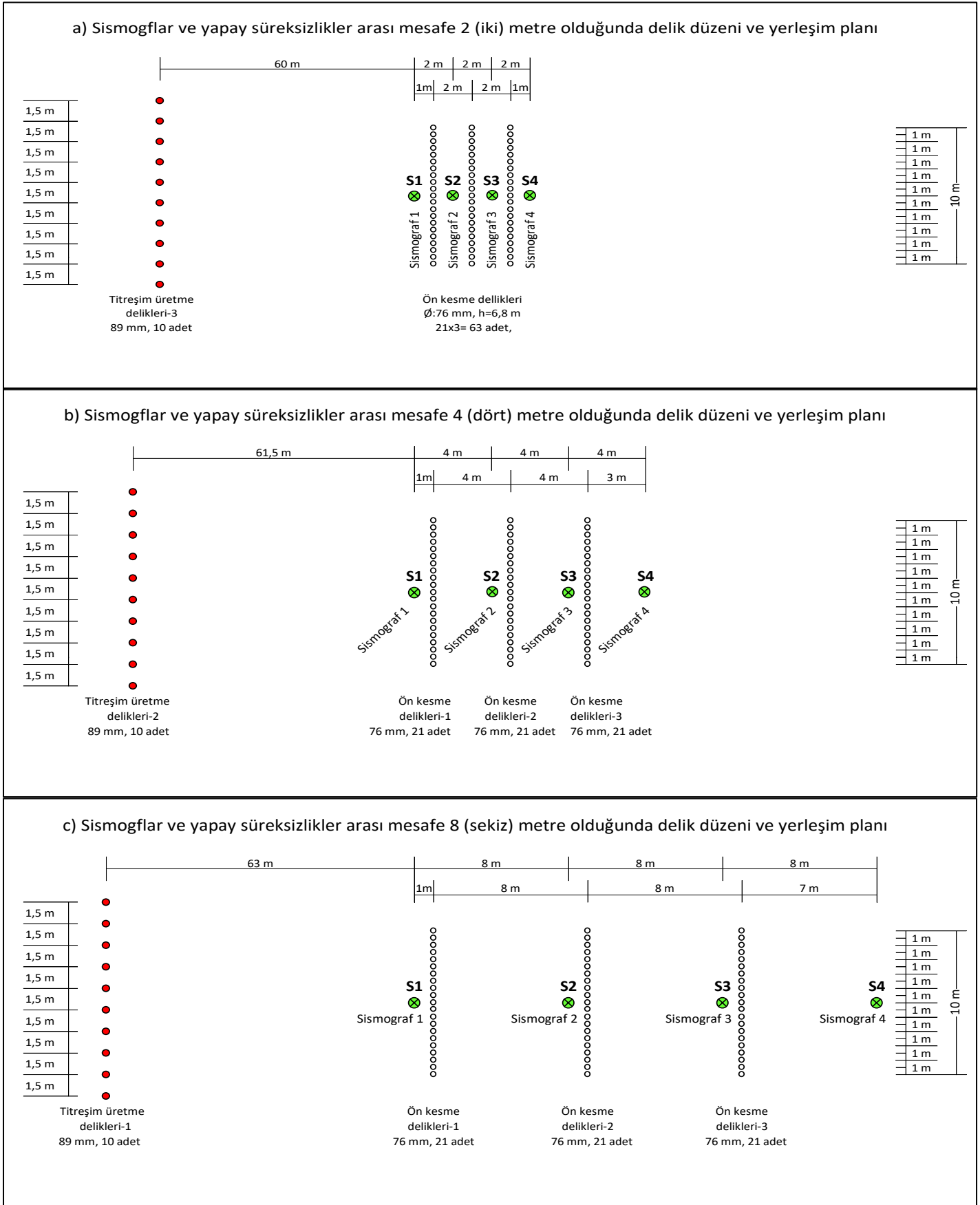
Ön kesme yöntemi ile patlatarak meydana getirilecek eşit boyutlarda ama farklı aralıklardaki yapay süreksizliklerin patlatma kaynaklı titreşimlerin oluşturduğu parçacık hızına mevcut şartlarda etkisini belirlemek amacıyla önceden hazırlanan tasarıma uygun olarak delikler teodolitten faydalanarak sahada işaretlenen delikler (Tab. 1) kaya delici makine ile delinmiştir.

Tablo 1. Delgi bilgileri

Aktivite	Açıklama
Tij ekleme süresi	37 saniye/adet
Toplam delik sayısı	147 adet (delik çapı:76 mm) 60 adet (delik çapı:89 mm)
Gerçek delgi süresi	Birinci tij: 107 s (L ₁ =2,85 m) İkinci tij: 157 s (L ₂ =3,66 m)
Gerçek delgi hızı	Birinci tij: 38 s/m İkinci tij: 43 s/m

Dört adet sismograf ölçme istasyonlarına yerleştirildikten sonra, titreşim elde edilecek delikler delinip patlatmalar yapıp, ölçümler alınmıştır. Yapay süreksizlikler arası mesafeler 2 m, 4 m ve 8 m olacak şekilde tüm ön kesme delikleri 76 mm çapta, 6.8 m derinlikte, 50 cm aralıkta ve her sırada 21 adet olacak şekilde delinmiştir. Ön kesme yöntemi ile patlatılarak oluşturulan tüm

yapay süreksizliklerin derinlikleri 6.80 m, genişlikleri ise 10 m'dir. Patlatma yaparak titreşim üretmek için delinen tüm delikler 1.50 m mesafede, 89 mm çapta, 2.80 m uzunluktadır (Şek. 3).



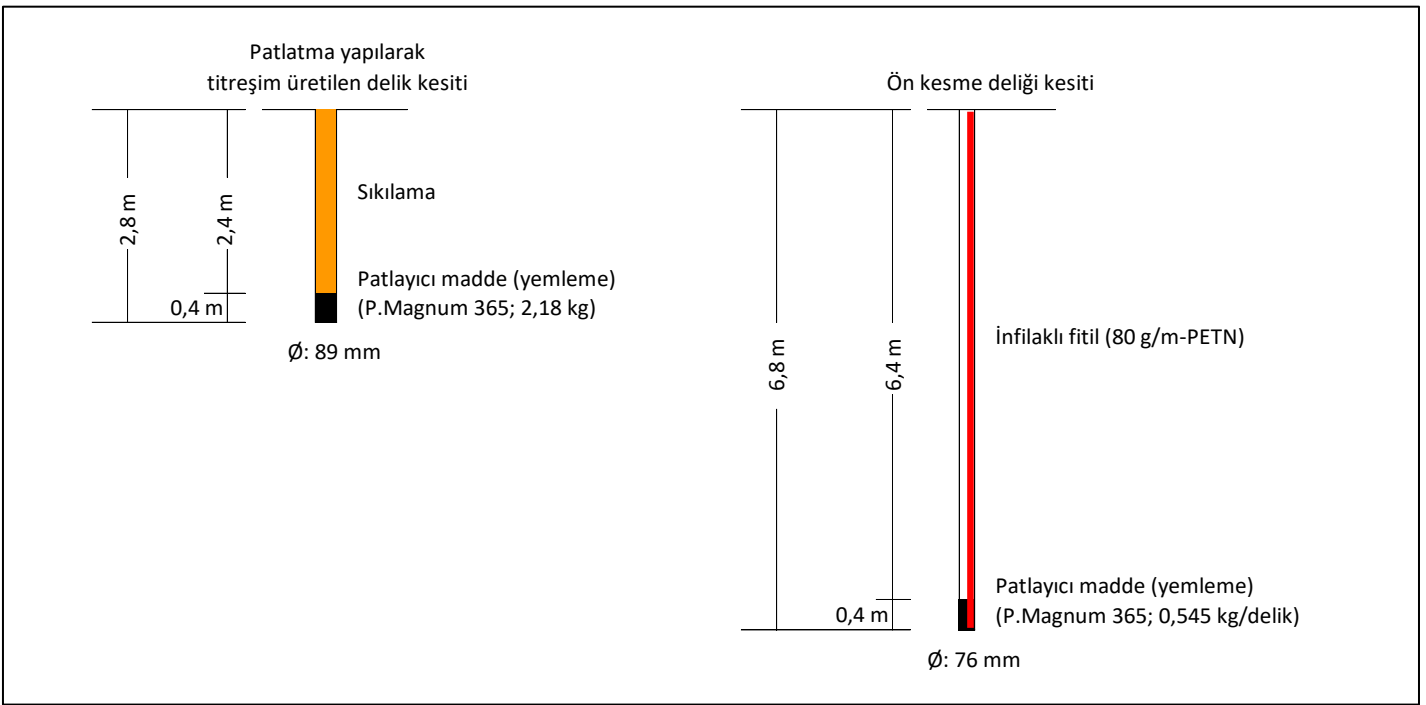
Şekil 3. Ölçme istasyonları, titreşim üretme delikleri ve ön kesme deliklerinin yerleşim planı

Yapay süreksizlik elde etmek için her bir deliğe 0.545 kg kapsüle duyarlı emülsiyon kartuş patlayıcı ve infilaklı fitil (80 g/m PETN) şarj edilip patlatılarak ön kesme yapılmıştır. Sismik dalga üretmek için ise 2.18 kg (4 kartuş) patlayıcı (Tab. 2) şarj edilmiş, sıkılamayı müteakip patlatma yapılmıştır. Deliklerin şarjı (kapsül, patlayıcı, patlatma elemanı vs.) bakımından; ön kesme delikleri kendi içinde, titreşim meydana getirme delikleri kendi içinde eşittir.

Tablo 2. Kullanılan kapsüle duyarlı emülsiyon kartuş patlayıcı maddenin teknik özellikleri

Teknik özellik	Değer / Birim	Teknik özellik	Değer / Birim
Yoğunluk	1,20 g/cm ³	İdeal gaz hacmi	873 lt/kg
Kartuş ağırlığı	545 gr	İdeal patlama sıcaklığı	4.370 KJ/kg
Standart boyut	38 x 400 mm	İdeal deetonasyon hızı	6.140 m/s
RBS (ANFO'ya göre)	193 %	İdeal detonasyon basıncı	112.900 atm
RWS (ANFO'ya göre)	129 %	İdeal detonasyon sıcaklığı	3.106 °K

Patlatma yaparak titreşim üretilen delik ile en yakın ölçme istasyonu arası mesafe 60 m, birim zamanda patlayan maksimum patlayıcı madde miktarı ise 2.18 kg'dır (Şek. 4).



Şekil 4. Şarj edilmiş titreşim üretme delikleri ve ön kesme deliklerinin kesit görünüşü

4.3 Sismik Ölçüm Sonuçları

Yapay süreksizlikler oluşturmak için çalışma kapsamında 147 adet delik delinerek patlatma yapılmış, 7 adet yapay süreksizlik elde edilmiştir. Titreşim üretmek için ise sahada 30 patlatma yapıp 119 sismik kayıt (Tab. 3) alınmıştır. Patlatmalar sırasında ölçülerek tespit edilen Parçacık hızı (PV), Maksimum parçacık hızı ve frekans değerleri birbirleri ile kıyaslanmıştır. Ölçekli mesafe, Eşitlik 1 ile hesaplanarak tespit edilmiştir.

$$SD = R / W^{1/2} \quad (\text{Duvall ve Fogelson 1962}) \quad (1)$$

Burada:

SD : Ölçekli mesafe

R : Patlatma ve ölçüm noktası arasındaki mesafe (m)

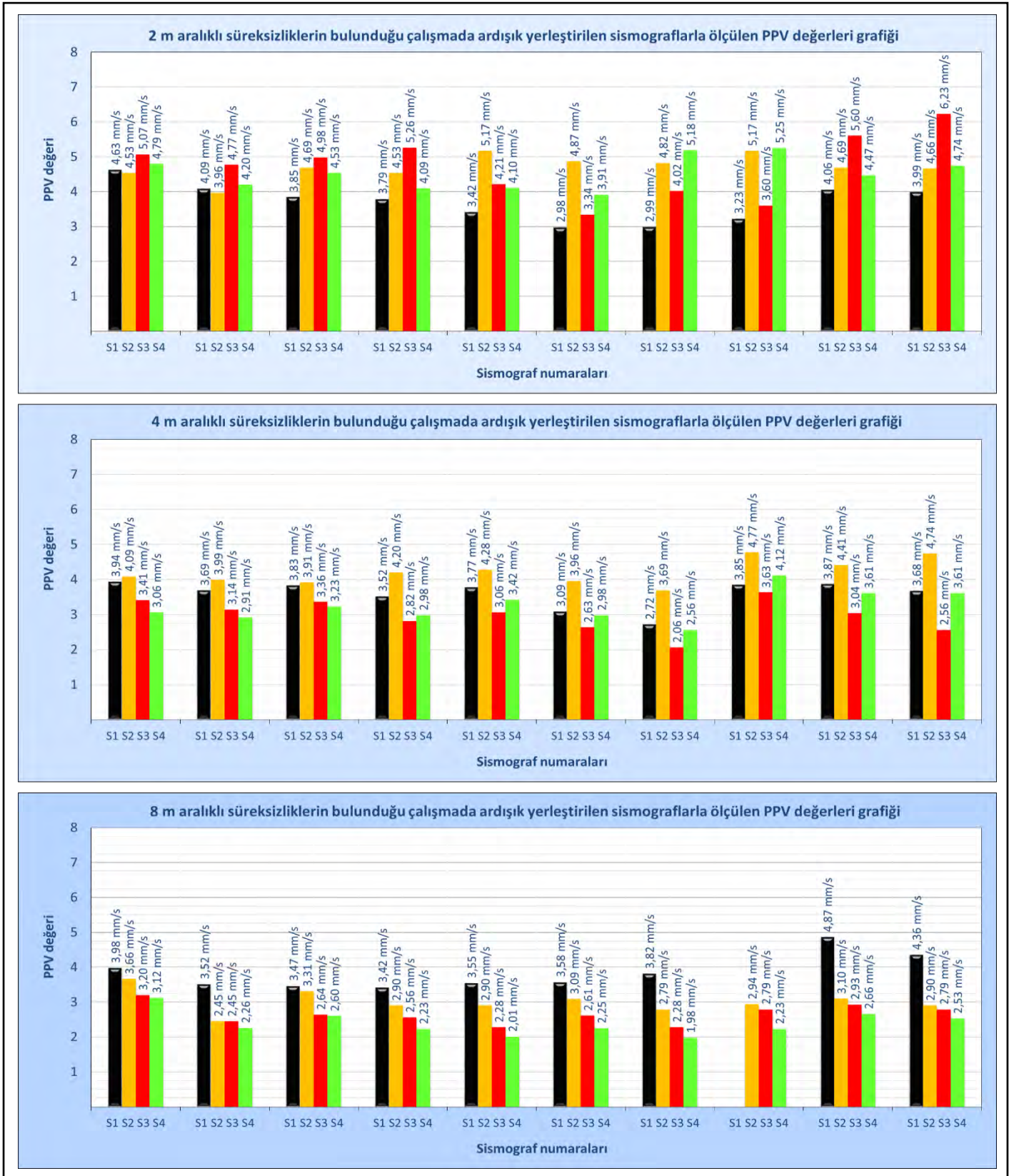
W : Birim zamanda patlayan maksimum patlayıcı madde miktarı (kg)

Tablo 3. Patlatmaların ve titreşimlerin parametre değerleri

		SİSMOGRAFLAR / YAPAY SÜREKSİZLİKLER ARASI MESAFE												
Parametre	Birim	2 m				4 m				8 m				
Atım sayısı	Adet	10				10				10				
Sismograf kodu		S1	S2	S3	S4	S1	S2	S3	S4	S1	S2	S3	S4	
Ölçüm sayısı	Adet	10	10	10	10	10	10	10	10	9	10	10	10	
Gecikme başına max.şarj	kg	2,18	2,18	2,18	2,18	2,18	2,18	2,18	2,18	2,18	2,18	2,18	2,18	
Boyuna parçacık hızı (PVL)	mm/s	1	2,90	4,21	3,26	4,50	2,28	2,61	2,58	3,01	2,90	2,07	2,07	2,14
	mm/s	2	2,28	3,34	2,64	3,64	2,18	2,41	2,63	2,66	1,82	1,75	1,90	1,64
	mm/s	3	2,83	4,69	3,37	3,83	2,60	2,98	2,55	3,23	2,52	2,07	1,79	1,56
	mm/s	4	2,77	4,53	3,28	3,88	2,64	2,79	2,63	2,98	2,31	2,14	1,64	1,67
	mm/s	5	3,07	5,17	3,50	4,10	2,96	3,14	2,77	3,42	2,33	2,01	1,44	1,75
	mm/s	6	2,82	4,87	3,10	3,72	2,82	2,93	2,42	2,98	2,50	1,91	1,55	1,61
	mm/s	7	2,74	4,82	3,17	3,68	2,42	2,82	2,06	2,56	2,80	2,44	1,39	1,98
	mm/s	8	2,90	5,17	3,37	3,91	3,85	4,07	3,12	4,12	-	2,80	1,48	2,06
	mm/s	9	3,79	4,69	3,25	4,47	2,60	3,06	2,10	3,61	3,33	1,79	1,88	1,67
	mm/s	10	3,98	4,66	3,37	4,74	2,67	3,21	2,14	3,61	2,80	2,01	1,80	1,60
Düşey parçacık hızı (PPV)	mm/s	1	4,63	4,53	5,07	4,79	3,94	4,09	3,41	3,06	3,98	3,66	3,20	3,12
	mm/s	2	4,09	3,96	4,77	4,20	3,69	3,99	3,14	2,91	3,52	2,45	2,45	2,26
	mm/s	3	3,85	4,50	4,98	4,53	3,83	3,91	3,36	3,12	3,47	3,31	2,64	2,60
	mm/s	4	3,79	4,23	5,26	4,09	3,52	4,20	2,82	2,69	3,42	2,90	2,56	2,23
	mm/s	5	3,42	3,61	4,21	3,55	3,77	4,28	3,06	2,47	3,55	2,90	2,28	2,01
	mm/s	6	2,98	2,99	3,34	3,02	3,09	3,96	2,63	2,14	3,58	3,09	2,61	2,25
	mm/s	7	2,99	3,17	3,47	2,79	2,72	3,69	2,06	1,94	3,82	2,79	2,28	1,98
	mm/s	8	3,23	3,50	3,34	3,01	3,85	4,77	3,63	2,53	-	2,94	2,79	2,23
	mm/s	9	4,06	4,17	5,60	4,41	3,87	4,41	3,04	3,02	4,87	3,10	2,93	2,66
	mm/s	10	3,99	4,58	6,23	4,55	3,68	4,74	2,55	2,87	4,36	2,90	2,79	2,53
Enine parçacık hızı (PVT)	mm/s	1	1,69	3,61	2,94	4,75	2,17	2,47	2,04	1,66	2,66	2,33	1,47	1,28
	mm/s	2	1,50	3,66	2,41	3,80	2,25	2,67	1,88	1,72	2,02	1,75	0,90	1,01
	mm/s	3	1,64	3,45	2,58	3,56	2,28	2,66	1,98	1,67	2,74	2,21	1,15	1,29
	mm/s	4	1,64	3,61	2,71	4,04	2,14	3,04	1,67	1,45	2,66	2,29	1,37	1,40
	mm/s	5	1,75	3,09	2,55	3,15	1,56	1,93	1,44	1,12	2,50	2,07	1,26	1,14
	mm/s	6	1,56	3,02	3,15	3,91	1,31	2,41	1,18	1,25	1,85	1,06	0,72	0,82
	mm/s	7	1,79	3,58	4,02	5,18	1,55	2,75	1,36	1,42	2,56	1,94	1,04	1,28
	mm/s	8	2,10	3,41	3,60	5,25	2,29	2,83	2,02	2,45	-	1,99	1,28	1,69
	mm/s	9	1,50	3,87	2,72	3,45	2,02	2,09	2,58	1,14	3,48	2,01	1,15	0,83
	mm/s	10	1,88	4,42	3,21	3,88	2,42	2,94	2,56	1,79	2,80	2,26	1,37	0,83
Maksimum parçacık hızı (PPV)	mm/s	1	4,63	4,53	5,07	4,79	3,94	4,09	3,41	3,06	3,98	3,66	3,20	3,12
	mm/s	2	4,09	3,96	4,77	4,20	3,69	3,99	3,14	2,91	3,52	2,45	2,45	2,26
	mm/s	3	3,85	4,69	4,98	4,53	3,83	3,91	3,36	3,23	3,47	3,31	2,64	2,60
	mm/s	4	3,79	4,53	5,26	4,09	3,52	4,20	2,82	2,98	3,42	2,90	2,56	2,23
	mm/s	5	3,42	5,17	4,21	4,10	3,77	4,28	3,06	3,42	3,55	2,90	2,28	2,01
	mm/s	6	2,98	4,87	3,34	3,91	3,09	3,96	2,63	2,98	3,58	3,09	2,61	2,25
	mm/s	7	2,99	4,82	4,02	5,18	2,72	3,69	2,06	2,56	3,82	2,79	2,28	1,98
	mm/s	8	3,23	5,17	3,60	5,25	3,85	4,77	3,63	4,12	-	2,94	2,79	2,23
	mm/s	9	4,06	4,69	5,60	4,47	3,87	4,41	3,04	3,61	4,87	3,10	2,93	2,66
	mm/s	10	3,99	4,66	6,23	4,74	3,68	4,74	2,56	3,61	4,36	2,90	2,79	2,53
Frekans (PPV'ye uyan)	Hz	1	10,00	9,70	12,80	9,80	10,20	13,10	10,00	9,80	10,40	10,20	10,00	8,70
	Hz	2	10,70	9,70	16,50	11,40	10,00	14,60	9,70	10,20	13,50	10,00	11,40	9,50
	Hz	3	9,70	20,50	16,00	9,70	10,00	10,20	9,80	30,10	10,90	10,70	9,80	9,70
	Hz	4	10,20	21,30	18,30	9,70	10,00	14,20	9,00	30,10	10,00	9,70	9,70	8,70
	Hz	5	9,70	21,30	9,10	19,00	10,40	14,60	13,10	30,10	8,50	11,40	9,70	12,20
	Hz	6	10,70	21,30	8,80	23,30	8,70	14,60	9,80	28,40	9,10	12,20	12,50	11,90
	Hz	7	10,70	21,30	19,70	22,30	10,90	13,10	26,90	30,10	13,50	9,70	10,00	12,80
	Hz	8	10,40	20,50	18,30	22,30	18,30	11,40	11,40	28,40	-	11,10	10,20	9,50
	Hz	9	10,00	12,20	19,00	22,30	9,30	30,10	9,70	30,10	10,20	9,30	10,00	9,50
	Hz	10	9,30	12,20	20,50	22,30	21,30	16,50	19,70	32,00	13,80	9,30	10,40	9,50
Mesafe (R)	m	1	59,85	61,81	63,46	65,49	61,35	64,96	69,42	73,20	62,85	70,92	78,71	86,62
	m	2	59,92	61,88	63,53	65,57	61,42	65,03	69,49	73,28	62,92	70,99	78,79	86,70
	m	3	59,88	61,82	63,48	65,52	61,38	64,98	69,44	73,23	62,88	70,94	78,75	86,66
	m	4	59,91	61,84	63,51	65,54	61,40	65,01	69,46	73,26	62,90	70,96	78,77	86,69
	m	5	60,07	62,00	63,68	65,70	61,57	65,17	69,62	73,42	63,06	71,11	78,92	86,84
	m	6	60,16	62,08	63,75	65,77	61,65	65,25	69,68	73,49	63,14	71,18	78,98	86,90
	m	7	60,26	62,17	63,84	65,86	61,75	65,33	69,75	73,57	63,24	71,24	79,05	86,97
	m	8	60,40	62,30	63,97	65,99	61,88	65,46	69,87	73,69	-	71,35	79,16	87,06
	m	9	59,87	61,83	63,46	65,50	61,36	64,96	69,42	73,19	62,86	70,92	78,70	86,61
	m	10	59,93	61,88	63,51	65,55	61,42	65,01	69,47	73,22	62,91	70,96	78,73	86,62
Ölçekli mesafe (SD)		1	40,54	41,86	42,98	44,36	41,55	44,00	47,02	49,58	42,57	48,03	53,31	58,67
		2	40,58	41,91	43,03	44,41	41,60	44,04	47,06	49,63	42,61	48,08	53,36	58,72
		3	40,56	41,87	42,99	44,38	41,57	44,01	47,03	49,60	42,59	48,05	53,34	58,69
		4	40,58	41,88	43,01	44,39	41,59	44,03	47,04	49,62	42,60	48,06	53,35	58,71
		5	40,68	41,99	43,13	44,50	41,70	44,14	47,15	49,73	42,71	48,16	53,45	58,82
		6	40,75	42,05	43,18	44,55	41,75	44,19	47,19	49,77	42,76	48,21	53,49	58,86
		7	40,81	42,11	43,24	44,61	41,82	44,25	47,24	49,83	42,83	48,25	53,54	58,90
		8	40,91	42,19	43,33	44,69	41,91	44,34	47,32	49,91	-	48,32	53,61	58,96
		9	40,55	41,88	42,98	44,36	41,56	44,00	47,02	49,57	42,57	48,03	53,30	58,66
		10	40,59	41,91	43,01	44,40	41,60	44,03	47,05	49,59	42,61	48,06	53,32	58,67

4.4 Maksimum Parçacık Hızı Değerlerinin Analizi

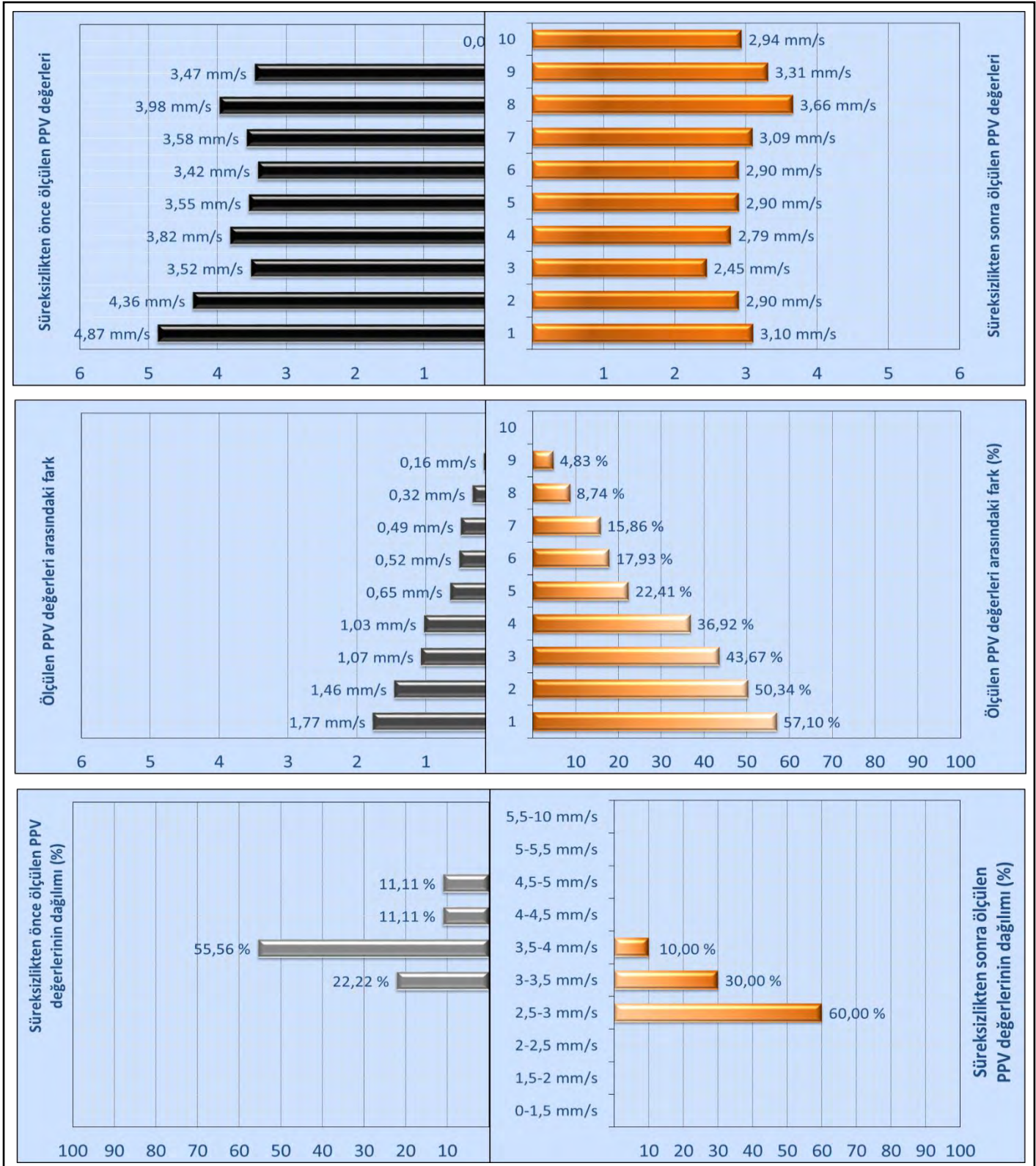
Çalışma sahasında 30 adet patlatma yapılarak oluşturulan titreşimlerin parametre değerleri dört adet sismograf ile aynı anda ölçülerek tespit edilmiş, 119 adet kayıt alınmıştır. Kaydedilen PPV değerleri incelendiğinde; 2 metre ve 4 metre aralıklı yapay süreksizliklerin bulunduğu çalışmadaki PPV değerlerinin aynı yönde istikrarlı değişim göstermediği, 8 metre aralıklı yapay süreksizliklerin bulunduğu çalışmada jeofonlarla tespit edilerek ölçülen PPV değerlerinin ise istikrarlı olarak azalan oranda azaldığı tespit edilmiştir (Şek. 5).



Şekil 5. Yapay süreksizler oluşturulan sahada sismografların kaydettiği PPV değerleri dağılımı

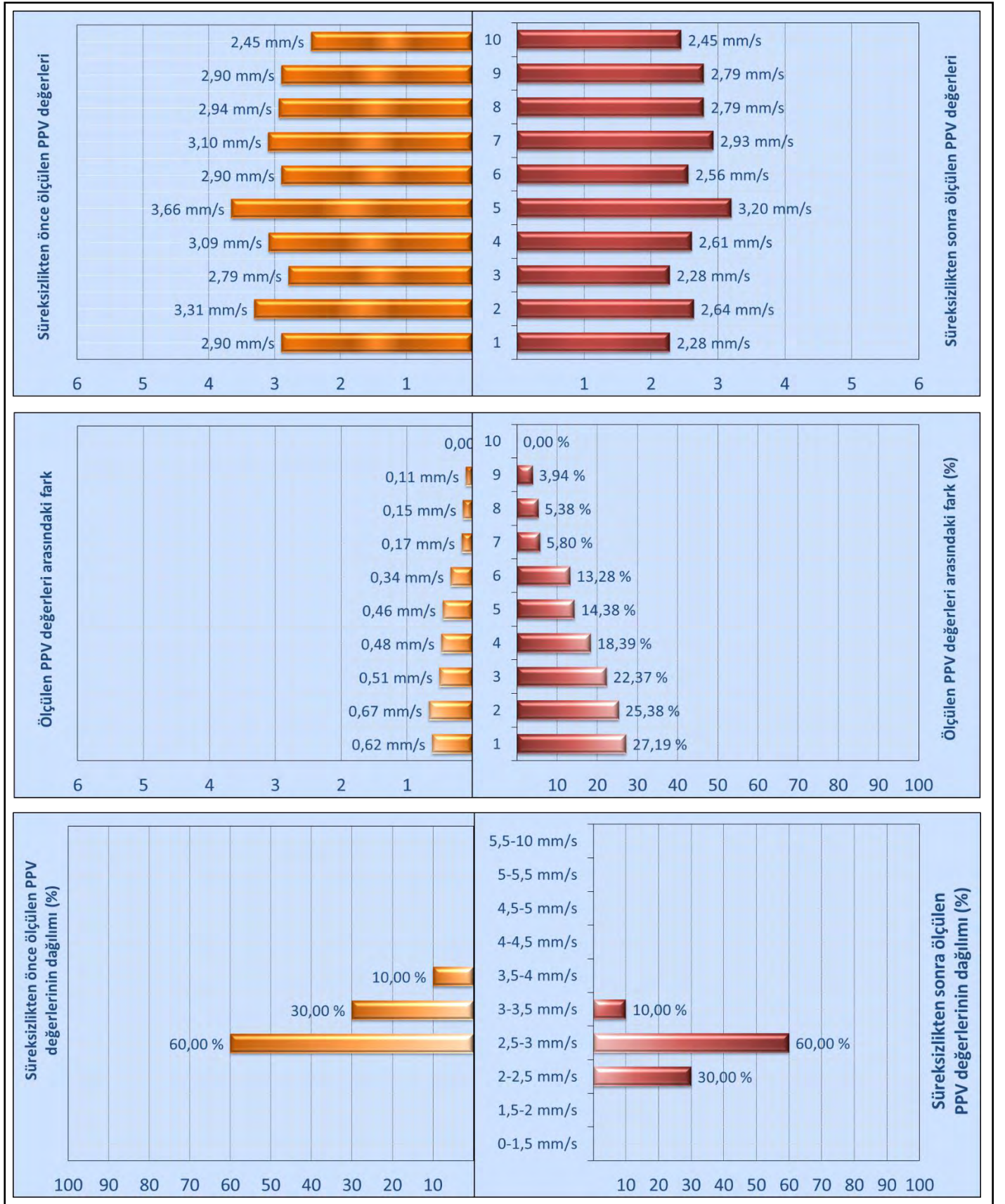
Mevcut şartlarda tespit edilen PPV değerleri ile yapılan en güvenilir analiz, 8 m ara ile 3 adet yapay süreksizlik bulunan çalışmada, 8 m aralıkla yerleştirilen sismografların kaydettiği değerlerden elde edilmiş olup; patlatmadan uzaklaştıkça, ardışık her yapay süreksizlikten sonra ölçülen PPV değerlerinin azaldığı tespit edilmiştir. Bu çalışma detaylı incelenecektir.

Ön kesme yöntemi ile oluşturulan yapay süreksizlikler ve sismograflar arası mesafenin 8 m (Şek. 3c) olduğu çalışmada S1 ve S2 kodlu sismograflar ile ölçülerek elde edilen Maksimum parçacık hızı değerlerinin, sismograflar arasındaki yapay süreksizlikten geçtikten sonra % 57.10 oranına kadar azaldığı tespit edilmiştir (Şek. 6).



Şekil 6. 8 metre aralıklarla yapay süreksizlik oluşturulan çalışma sahasında S1 ve S2 kodlu sismografların kaydettiği PPV değerlerinin çubuk grafikleri (sismograflar arası mesafe 8 metre)

Yapay süreksizlikler ve sismograflar arası mesafelerin 8 m olduğu çalışma sahasında (Şek. 3c) S2 ve S3 kodlu sismografların ölçmesi ile elde edilen PPV değerlerinin atım bölgesinden uzaklaştıkça, ilgili sismograflar arasındaki yapay süreksizlikten geçtikten sonra % 27.19 oranına kadar azaldığı tespit edilmiştir (Şek. 7).



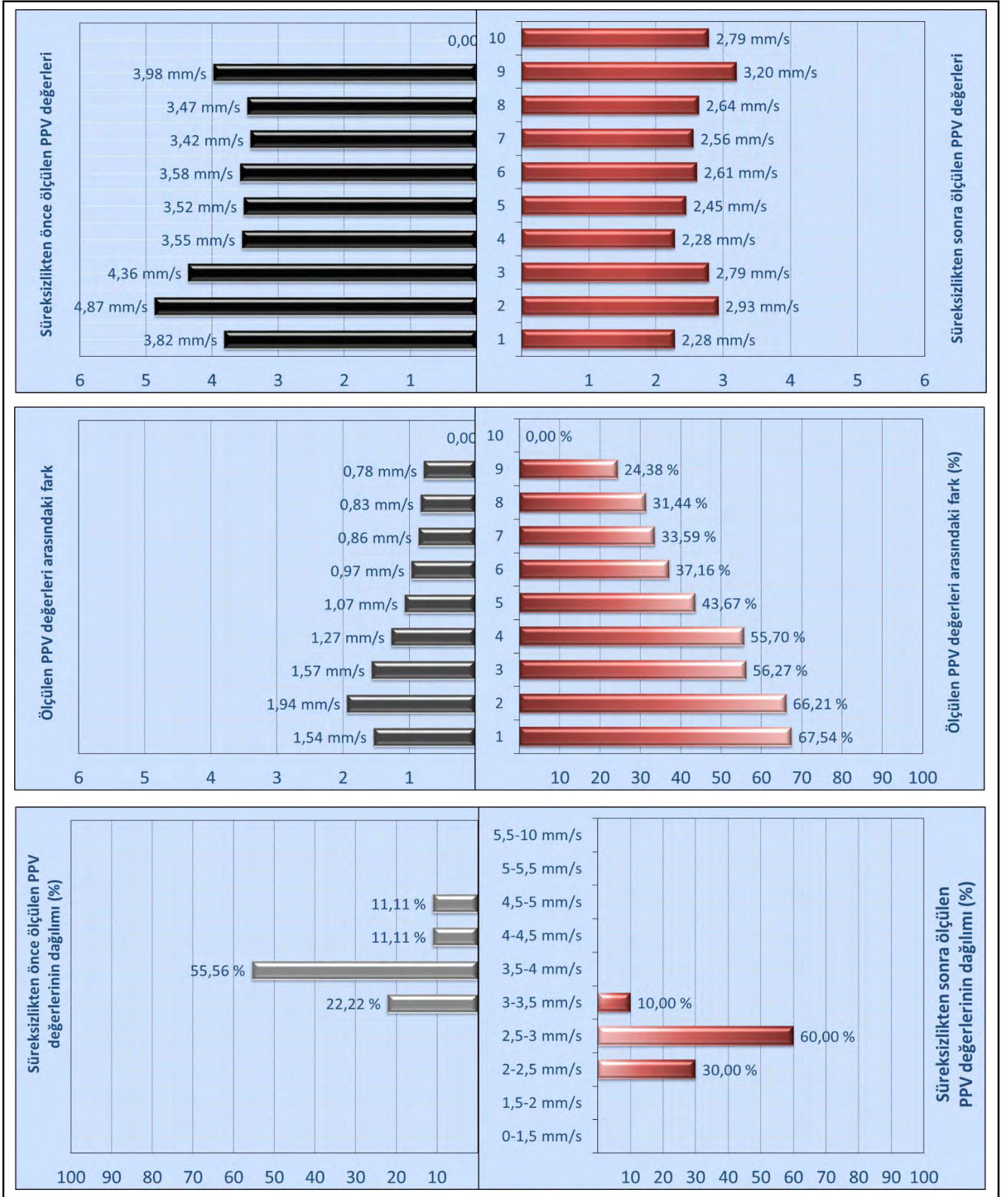
Şekil 7. 8 m aralıklarla süreksizlik oluşturulan çalışma sahasında S2 ve S3 kodlu sismografların kaydettiği PPV değerlerinin analiz grafikleri (sismograflar arası mesafe 8 metre)

Yapay süreksizlikler ve sismograflar arası mesafelerin 8 m olduğu çalışma sahasında (Şek. 3c) S3 ve S4 kodlu sismografların ölçmesi ile elde edilen PPV değerlerinin atım bölgesinden uzaklaştıkça, ilgili sismograflar arasındaki yapay süreksizlikten geçtikten sonra % 25.11 oranına kadar azaldığı tespit edilmiştir (Şek. 8).



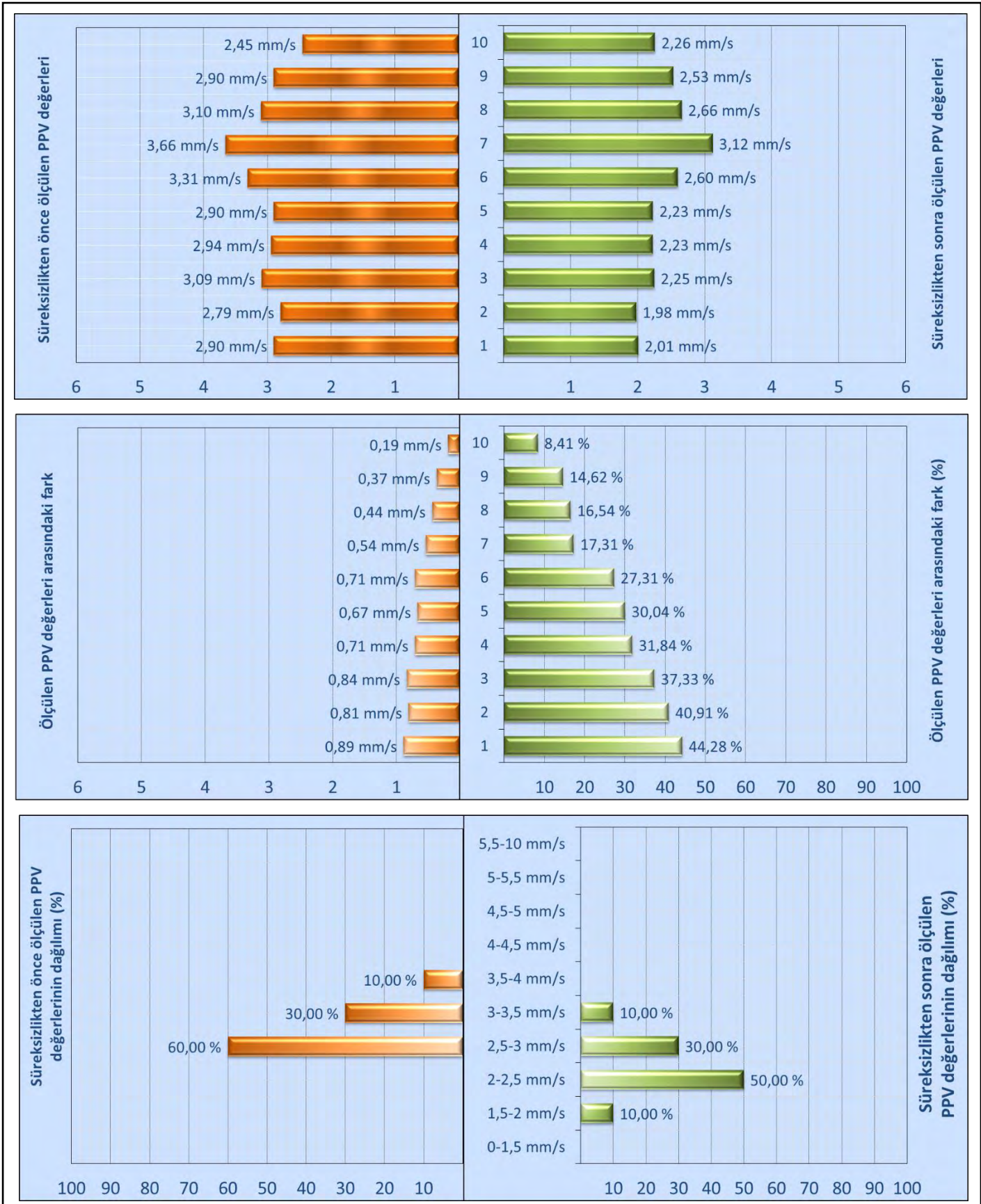
Şekil 8. 8 m aralıklarla süreksizlik oluşturulan çalışma sahasında S3 ve S4 kodlu sismografların kaydettiği PPV değerlerinin dağılımları ve analiz grafikleri (sismograflar arası mesafe 8 metre)

Yapay süreksizlikler ve sismograflar arası mesafenin 8 m olduğu çalışma sahasında (Şek. 3c), aralarında 2 adet süreksizlik ve 16 m mesafe olan S1 ve S3 kodlu sismografların kaydettiği değerler ile yapılan istatistiksel çalışmada, atım bölgesinden uzaklaştıkça ölçülen PPV değerlerinin % 67.54 oranına kadar azaldığı tespit edilmiştir (Şek. 9).



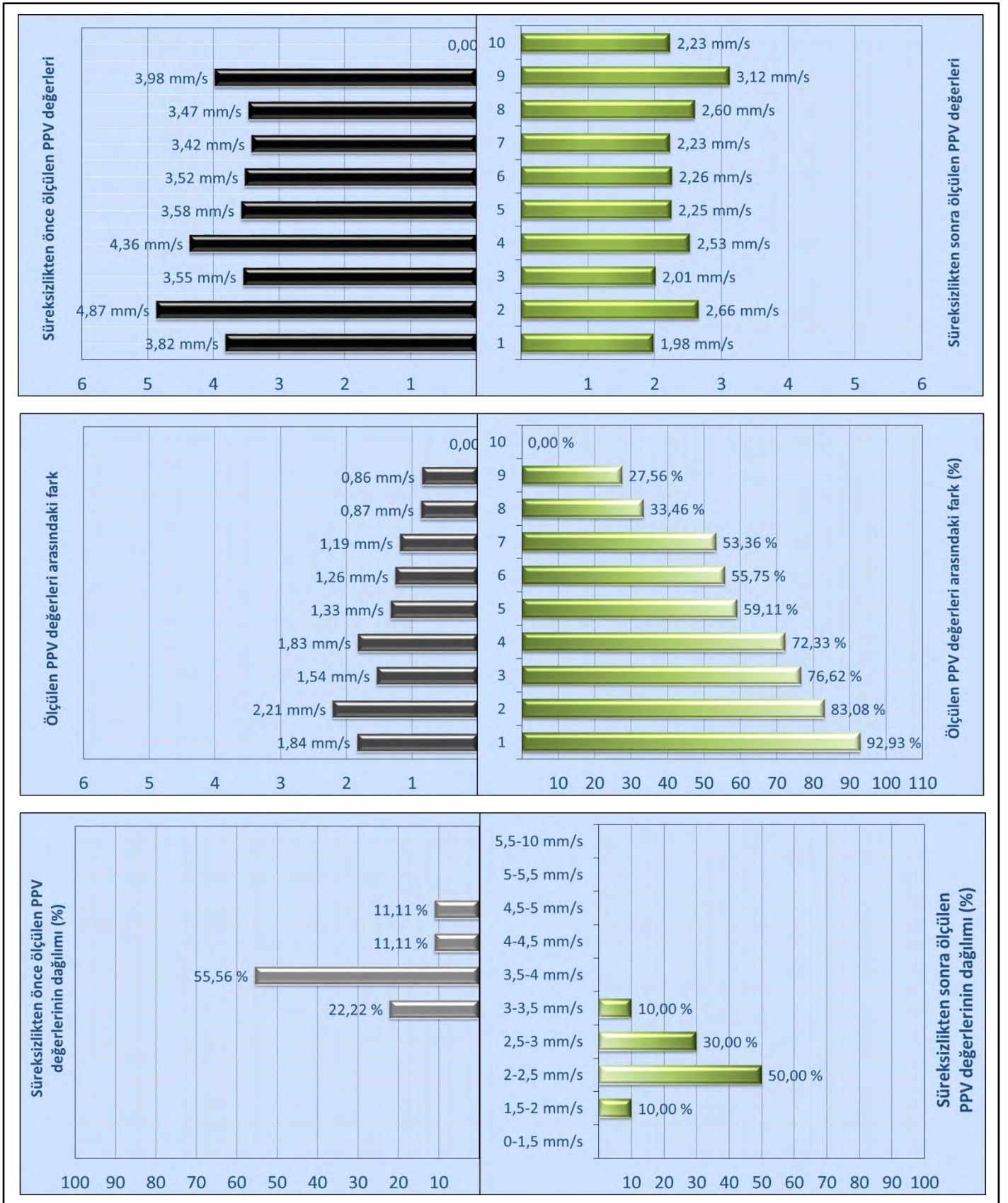
Şekil 9. 8 m aralıklarla süreksizlik oluşturulan çalışma sahasında S1 ve S3 kodlu sismografların kaydettiği PPV değerlerinin dağılımları ve analiz grafikleri (sismograflar arası mesafe 16 metre)

Yapay süreksizlikler ve sismograflar arası mesafenin 8 m olduğu çalışma sahasında (Şek. 3c), aralarında 2 adet süreksizlik ve 16 m mesafe olan S2 ve S4 kodlu sismografların kaydettiği değerler ile yapılan istatistiksel çalışmada, atım bölgesinden uzaklaştıkça ölçülen PPV değerlerinin % 44.28 oranına kadar azaldığı tespit edilmiştir (Şek. 10).



Şekil 10. 8 m aralıkla süreksizlik oluşturulan çalışma sahasında S2 ve S4 kodlu sismografların kaydettiği PPV değerlerinin dağılımları ve analiz grafikleri (sismograflar arası mesafe 16 metre)

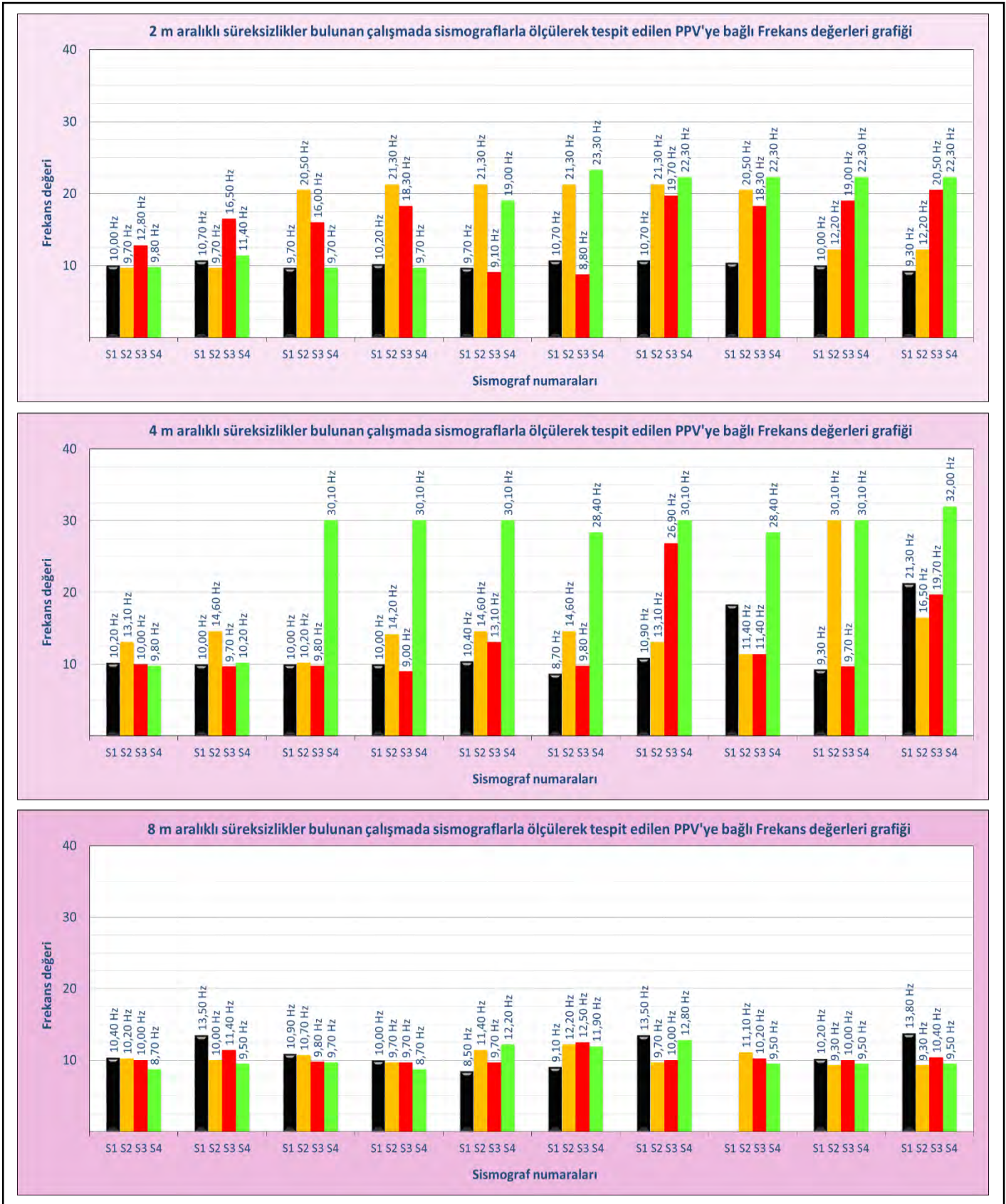
Yapay süreksizlikler ve sismograflar arası mesafenin 8 m olduğu çalışma sahasında (Şek. 3c), aralarında 3 adet süreksizlik ve 24 m mesafe olan S1 ve S4 kodlu sismografların kaydettiği değerler ile yapılan istatistiksel çalışmada, atım bölgesinden uzaklaştıkça ölçülen PPV değerlerinin % 92.93 oranına kadar azaldığı tespit edilmiştir (Şek. 11).



Şekil 11. 8 m aralıkla süreksizlik oluşturulan çalışma sahasında S1 ve S4 kodlu sismografların kaydettiği PPV değerlerinin dağılımları ve analiz grafikleri (sismograflar arası mesafe 24 metre)

4.5 Frekans Değerlerinin Analizi

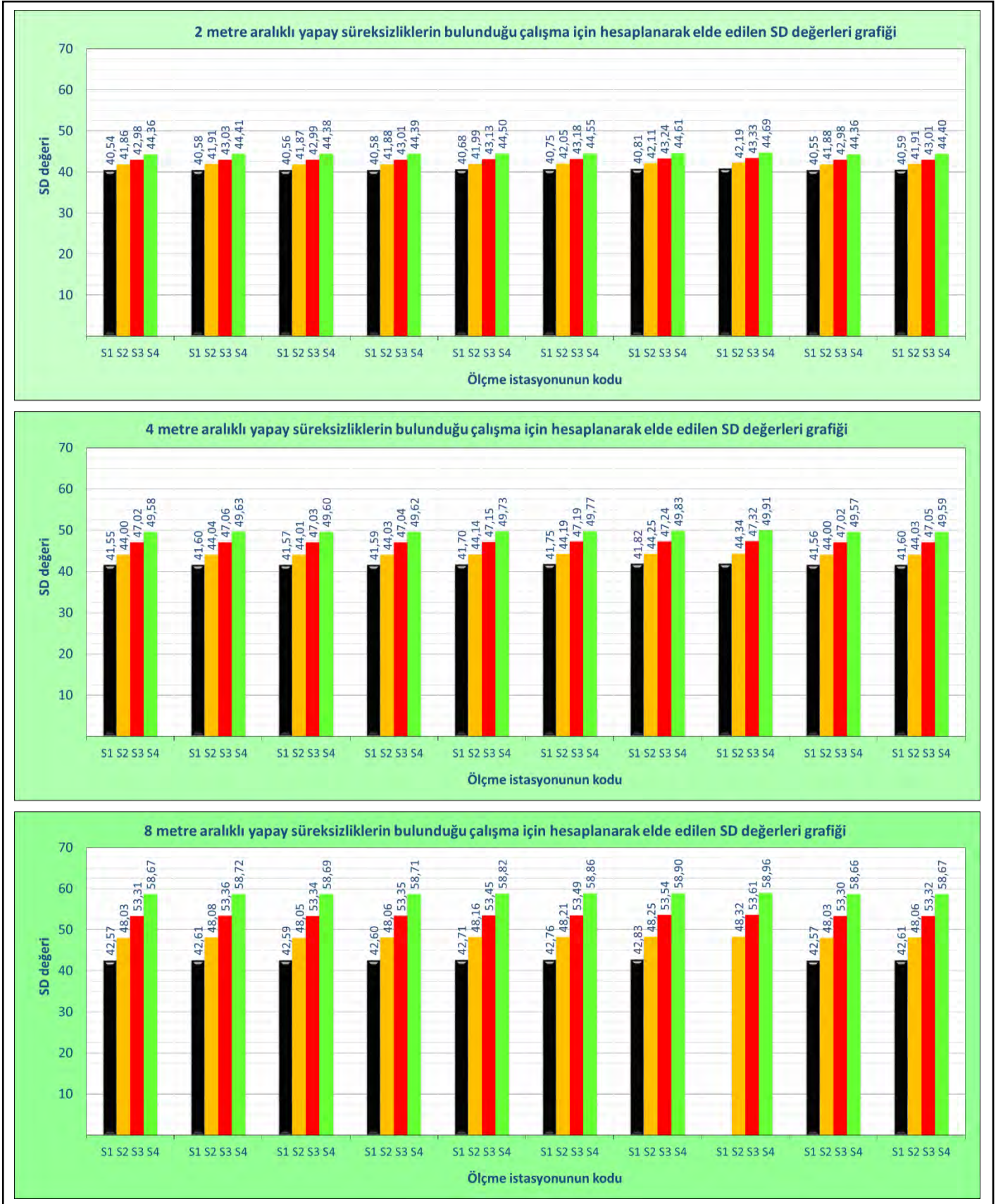
Atım sırasında ölçülerek tespit edilen, PPV'yi oluşturan sismik dalgaların frekans değerleri incelenmiş; dalgalar yapay süreksizliklerden geçtikten sonraki konumunda tespit edilen kayıtlarda frekans değerlerinin istikrarlı değişim göstermediği, 8 metre aralıklı yapay süreksizliklerin bulunduğu çalışmada ise daha az fark ile değiştiği tespit edilmiştir (Şek. 12).



Şekil 12. PPV'yi oluşturan sismik dalgaların frekans değerlerinin dağılımı

4.6 Ölçekli Mesafe Değerlerinin Analizi

Ampirik formül ile hesaplanarak elde edilen ölçekli mesafe değerlerinin grafikleri aşağıda verilmiştir). Birim zamanda patlayan patlayıcı madde miktarının sabit olması, patlatma noktası ile ölçme istasyonları arasındaki mesafelerin birbirlerine yakın olması (Şek. 13) nedenleri ile sismograf bazlı Ölçekli mesafe değerleri arasındaki farklar birbirlerine yakındır.



Şekil 13. Yapay süreksizler oluşturulan sahada Ölçekli mesafe değerlerinin dağılımı

4.7 Maksimum Parçacık Hızı Değerlerinin Oluşturduğu Titreşimin Yönü

357 adet Parçacık hızı (PV) değeri incelenmiş; atıma yakın olan S1 kodlu sismografla - patlatma yapılarak oluşturulan sismik dalgaların yapay süreksizliklerden geçmeden önce- ölçülerek elde edilen PPV değerlerinin tamamının düşey yönde olduğu tespit edilmiştir. 2 m ve 4 m aralıklı yapay süreksizliklerden geçen sismik dalgaların oluşturduğu PPV değerlerinin farklı yönlerde olduğu tespit edilmesine rağmen, 8 m aralıklı yapay süreksizliklerden geçen sismik dalgaların meydana getirdiği PPV değerlerinin tamamı düşey yöndedir (Tab. 4).

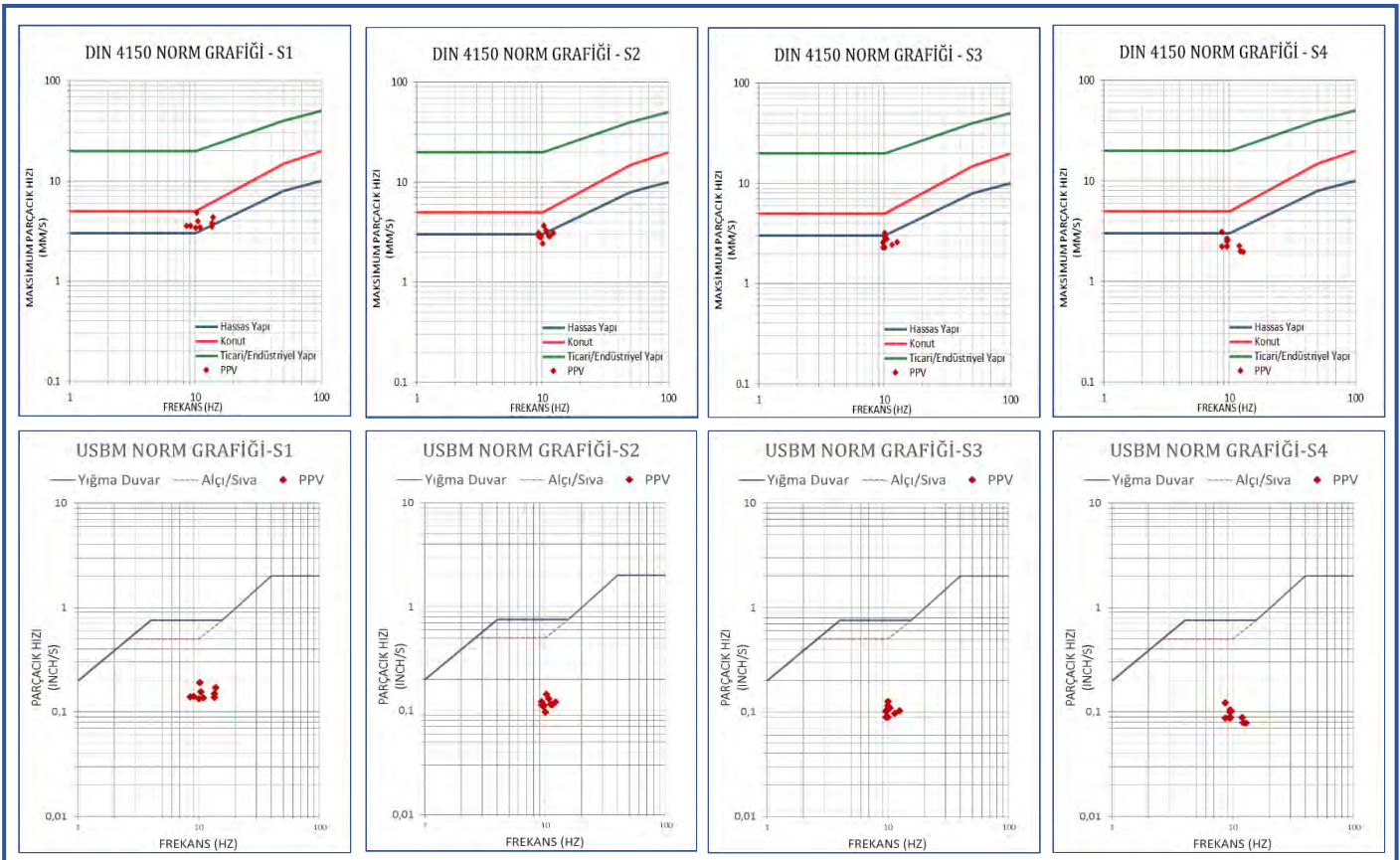
Tablo 4. Ölçülerek tespit edilen dominant parçacık hızının yönü

Patlatma numarası	Sismograflar/yapay süreksizlikler arası mesafe ve dominant parçacık hızının yönü											
	2 metre				4 metre				8 metre			
	S1	S2	S3	S4	S1	S2	S3	S4	S1	S2	S3	S4
1	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV
2	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV
3	PVV	PVL	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVL	PVV	PVV	PVV	PVV
4	PVV	PVL	PVV	PVV	PVV	PVV	PVV	PVL	PVV	PVV	PVV	PVV
5	PVV	PVL	PVV	PVL	PVV	PVV	PVV	PVL	PVV	PVV	PVV	PVV
6	PVV	PVL	PVV	PVT	PVV	PVV	PVV	PVL	PVV	PVV	PVV	PVV
7	PVV	PVL	PVT	PVT	PVV	PVV	PVV	PVL	PVV	PVV	PVV	PVV
8	PVV	PVL	PVT	PVT	PVV	PVV	PVV	PVL	PVV	PVV	PVV	PVV
9	PVV	PVL	PPV	PVL	PVV	PVV	PVV	PVL	PVV	PVV	PVV	PVV
10	PVV	PVL	PPV	PVL	PVV	PVV	PVT	PVL	PVV	PVV	PVV	PVV

PVL: Boyuna parçacık hızı PVV: Düşey parçacık hızı PVT: Enine parçacık hızı

5 NORMLARA GÖRE YAPAY SÜREKSİZLİKLERİN YAPISAL HASARA ETKİSİ

DIN 4150 ve USBM Normlarına göre, ön kesme ve 8 m ara ile oluşturulan yapay süreksizlikler, yapısal hasar riski taşıyan olası hassas yapıyı, eşik hasar çizgisinden uzaklaştırmıştır (Şek. 14).



Şekil 14. DIN 4150 ve USBM Norm grafiklerine göre 8 m aralıklı yapay süreksizler ve etkisi

6 SONUÇLAR

Patlatma kaynaklı yapısal hasar riski konusu, sektördeki en önemli sorunlardandır. Sorunlar ve riskler karşısında bilimsel ve akılcı hareket edilerek tespitler yapıp tedbirler alınmalıdır.

Traki bazalt ve ignimbirit bulunan Ashangi formasyonu içinde yapılan atımlar sırasında ortaya çıkan kayıp enerjinin oluşturduğu sismik dalgaların, sismik zon içerisindeki yapıya hasar vermemesi için enerjisini azaltmak amacıyla oluşturulan yapay süreksizliklerin PPV'ye etkisini araştırmak için, atım lokasyonu ile varsayılan korunacak yapı arasında, ön kesme yöntemi ile patlatma yaparak 2 m, 4 m ve 8 m aralıklı yapay süreksizlikler oluşturulmuştur.

Yapay süreksizlikler arası mesafe 2 m ve 4 m olduğunda dominant enine ve boyuna PPV değerleri, yapay süreksizlikler arası mesafe 8 m olduğunda baskınlığını koruyamamış, yerlerini düşey parçacık hızı değerlerine bırakmıştır. Dalga ilerleme yönündeki 8 m aralıklı yapay süreksizlikler, ilerleyen sismik dalgalara daha fazla enerji kaybettirmiştir.

Ölçülerek tespit edilen tüm frekans değerleri ≤ 32 Hz, yapay süreksizlikler arası mesafe 8 m olduğundaki frekans değerleri ≤ 13.80 Hz'dir. Yapısal hasar riski açısından; -eşit şartlarda, diğer mühendislik ve titreşim parametreleri değerlerine de bağımlı olduğunu kaydıyla- düşük frekanslı (< 40 Hz) yer sarsıntılarının yapılara verebileceği hasar, yüksek frekanslı (≥ 40 Hz) yer sarsıntılarının yapılara verebileceği hasardan daha büyüktür. Bu gerçek göz ardı edilmemeli.

Çalışma kapsamında ölçülerek elde edilen PPV değerleri analiz edildiğinde en güvenli sonuçlar, 8 m aralıklı yapay süreksizliklerin bulunduğu çalışmada 8 m aralıklı yerleştirilen sismograf kayıtları analizinden elde edilmiş; patlatma kaynaklı titreşimlerin oluşturduğu PPV değerlerinin atımdan uzaklaştıkça ve her yapay süreksizlikten sonra azaldığı, pik azalma oranının % 92.93 olduğu tespit edilmiştir.

Şekil 14'teki DIN 4150 ve USBM norm grafiklerinde de net olarak görüldüğü üzere; benzer şartlarda yapılacak patlatmaların oluşturacağı titreşimlerin olumsuz etkisinden yapısal risk altındaki yapıyı PPV'yi azaltarak korumak için, yapıya yakın süreksizliğin 7 metre mesafede, ardışık yapay süreksizliklerin ise 8 metre ara ile oluşturulması önerilmektedir.

TEŞEKKÜR

Yazarlar, destekleri için Sn. Ersin Arıoğlu'na, Sn. Ergin Arıoğlu'na, Sn. Başar Arıoğlu'na, Sn. Özge Arıoğlu'na, Sn. İlker İnceleme'ye, Sn. Ali Kahrıman'a, Sn. Erhan Cengiz'e, Sn. Mehmet Kılıç'a, Sn. Fikret Ataşalan'a, Sn. Tuncay Soysal'a, patlatma ekiplerine ve Yapı Merkezi çalışanlarına çok teşekkür ederler.

KAYNAKLAR

- Alan E., 2018. Kadıköy-Kartal Metro İnşası Sırasında Yapılan Kontrollü Tünel Patlatmalarının Yapısal Hasar Riski Açısından Değerlendirilmesi, *4.Uluslararası Yeraltı Kazıları Sempozyumu*, İstanbul
- Berzal, R. L., 1976. Blasting Vibration Levels Transmitted Across Fracture Planes, *Mining Magazine*, October No:135-4
- Devine, J. F., Beck, R. H., Meyer, A. V. C., 1965. Vibration Levels Transmitted Across a Presplit Fracture Plane. RI 6695, US Bureau of Mines (USBM)
- Duvall W. I., Fogelson D. E., 1962. *Review of Criteria for Estimating Damage to Residences From Blasting Vibrations*. U.S. Bureau of Mines, RI 5868.
- Uysal Ö. Çavuş E., 2013. Effect of a Pre-split Plane on The Frequencies of Blast Induced Ground Vibrations, *Acta Montanistica Slovaca, Ročník 18, číslo 2, Kosice – Slovak*.
- Uysal Ö., Erarslan K., Arpaz E., Çebi M. A., Beyhan S., Yuvka S., 2010. Bariyer Deliklerinin Patlatma Kaynaklı Yer Sarsıntıları Üzerindeki Etkisi, *VI. Delme-Patlatma Sempozyumu*, Ankara.
- Venkatesh H. S., Rao R. V., 2008. Reduction of Blast Induced Ground Vibrations with Open Trenches in Surface Mines, *The 12th IACMAG*, India

Uygulamalı mühendislik alanında hazırlanan bu bildirideki görüş ve değerlendirmeler yazarlarına aittir. Hiçbir kurum ve kuruluşu ilgilendirmemektedir.

DEMOLITION BY BLASTING
PATLATMA İLE YAPI YIKIMI

Advanced Blasting Solutions with Fast-combusting Energetic Compositions for Extraction of Dimension Stones or Demolition

P. Shishkov

University of Mining and Geology, St. Ivan Rilsky, Sofia, Bulgaria, sfxman86@yahoo.com.

N. Stoycheva

University of Mining and Geology, St. Ivan Rilsky, Sofia, Bulgaria, nandy_f@abv.bg.

ABSTRACT In some cases of resources extraction, and during construction at industrial and urbanized territories, commercial explosives are not safe enough for the surroundings with regard to the generated fly-rocks, air-blast, toxic fumes, seismic waves and vibrations. The main reasons for these harmful impacts of explosion are the velocity and mechanism of the chemical reaction of explosive decomposition. The industry redirects its attention from detonating explosives to high-speed combusting energetic materials. The utilisation of aged military arms is a good source of cheap materials for the explosive industry. The production of low explosive non-detonating mixtures from long-term stored smokeless gunpowders and ammonium nitrate prills in different configurations, and popular flash-powder compositions was studied. The samples of different cartridge casings, filled with non-detonating propellant mixtures or pyrotechnic compositions was investigated by two methods for velocity of propagation and field tests.

1 INTRODUCTION

1.1 About explosive chemical decomposition

The velocity of detonation (VOD) is the rate at which the detonation wave moves through the explosive charge. The higher this speed, the greater the "force" or the crushing effect of the explosive. Explosives with high chemical decomposition rates are better suited to working on hard rocks, and those with a slower detonation to work in a soft and cracked rock. In general, "low-speed" explosives tend to release gaseous products for a relatively longer period, and therefore its action is more "heave". Detonation rates of different industrial explosives are between 2500-7500 m/sec. Detonating pressure is the pressure in the reaction zone when explosive molecules break down. The last is an important indicator of the explosive's ability to perform a good fragmentation (Mitkov, 2010).

Deflagration is a subsonic reaction of chemical decomposition of the explosives. It is typical for all types of gunpowder and solid rocket fuel. They act on the solid medium by the pressure generated by gaseous products from chemical reaction and practically have almost no "shock energy". In practice, such an effect occurs when a charge of blasting gunpowder is ignited in an appropriately tamped blast hole (Shishkov and Stoycheva, 2018).

1.2 About pyrotechnic compositions

In accordance with description of Boychev Y. and Asenov S. in “*Pyrotechnic compositions for non-lethal noise flash devices*”, pyrotechnic compositions are a substance or mixture of substances intended to produce special effects - heat, light, sound, smoke, gas, or a combination thereof, as a result of spontaneous exothermic red-ox reactions that do not require oxygen from external sources. The main ingredients are oxidizer and fuel (reducer). Various additional modifiers could be present in the mixtures, regarding needed effect. Depending on the speed of the chemical reaction, scientists consider several different forms of chemical conversion – thermal decomposition, burning mode, combustion, deflagration, atypical detonation and detonation. The factors that determine it are:

- the chemical nature of the components;
- degree of dispersion;
- homogeneity of the mixtures;
- the presence of impurities, especially moisture;
- type and power of the initiating pulse;
- density of the composition;
- construction of the pyrotechnical device (Boychev and Asenov, 2020).

The following types of pyrotechnic compositions are suitable for achieving a gas-generating high-temperature effect in a time range of milliseconds: high-performance propellants, imitation mixtures, photo mixtures, and so called "flash powders".

In 1992, Kuwahara T. and Ochiai T. introduced in “*Burning rate of magnesium/TF pyrolants*” the term "pyrolants". These are materials, typically including metallic or non-metallic fuels (Al, Mg, Ti, Si, B, S) and inorganic [Ba (NO₃)₂, NaNO₃, KClO₄] and organic [C₂Cl₆, (C₂F₄)_n] oxidants, in the combustion of which emit bright light and condensed products (hot gases). They are characterized by a high enthalpy of combustion (1-30 kJ/g) and a density in the range of 2-10 g/cm³.

1.3 About waste smokeless gunpowders

It is well known that single based propellants (SBP) generally are pelletized or extruded porous grains in different sizes and shapes, which usually contains 93–97% pyroxylin and 3–6% additives like dibutylphthalate or dimethylacrylate or camphor (phlegmatizers), diphenylamine (stabilizer), KNO₃ or K₂SO₄ (pore-forming salt), graphite, remaining alcohol-ether solvent, etc. Double-based propellants (DBP) are mixtures of nitrocellulose (NC), 2-8 % additives (similar to these in SBP) and nitro-esters, usually nitroglycerin (NG). The content of NG is about 10 - 38 %. The boiling point of NG is 50 °C. DBP might have higher energy content than SBP. Their caloric content varies depending on their types between 3800 and 5200 kJ/kg. The grains of DBP are also with different sizes and shapes. They could be compact or porous regarding the type. The prices of waste SBP and DBP in Bulgaria are around 0,10 EUR/kg (Bozhilov, 2018).

2 EXPERIMENTAL

The nitroglycerine gunpowder (DBP) with the brand name NDT-3 18/1 and the 18/1-branded pyroxylin SBP, representing long tube-shaped bodies, should be further processed by grinding them after their extraction from unnecessary ammunitions (Fig. 1). The size of propellant grains should be similar to the size of the porous prills of ammonium nitrate as prevention against stratification of the ingredients.

Three different compositions were calculated and mixed for further research at the laboratory testing field, at stone quarry, and for hardened concrete demolition.

- **Mixture #1:** flash-powder composition, 65% KClO₄ + 35% Al (dark) with Oxygen Balance = 1,12%;
- **Mixture #2:** 80% gridded DBP + 20% NH₄NO₃ prills with Oxygen Balance = -7,92%;

- **Mixture #3:** 70% gridded SBP + 25% NH_4NO_3 + 5% Al (dark) with Oxygen Balance = -5,19%;



Figure 1. General image of DBP and SBP type after gridding in the mill

Ready compositions was loaded in both sides plugged aluminum testing tubes (Fig. 2) with following dimensions:

- 320 mm / ϕ 10 mm inner diameter/ 1 mm wall thickness;
- 320 mm / ϕ 20 mm inner diameter/ 1 mm wall thickness;

Each pipe has 3 drill holes: first for electric ignition, second for sensor №1 (located on 3 cm from the first hole) and third for sensor №2 (located on 25 cm from the second hole). The ignition of the samples was made using regular commercial electric “bridge-wire” igniters with smooth burning fuse-head for fireworks and professional pyrotechnic purposes, manufactured by “META_PYRO” s.r.o., Czech Rep.



Figure 2. Loaded and plugged aluminium pipes with electric igniter - ready for test samples

Measurements for the velocity of deflagration was made by two different devices:

- with apparatus “Trio Chronos”, manufactured by “TRIO Electronics” Ltd., Rep. of Serbia, using optic fiber sensors.



Figure 3. Apparatus for measurement of VOD optical sensors

- with apparatus “CNT-66 Pendulum”, manufactured by “BRL Test” Inc., USA, using contact wire impact sensor.



Figure 4. Apparatus for measurement of VOD and sample with impact sensor.

Sensors and the electric starter were connected to the testing equipment. All laboratory experiments were done at the laboratory testing area of “Minproekt” - Dragichevo.

3 RESULTS AND DISCUSSION

The results from testing of the velocity of deflagration of different samples are given in Table 1.

Table 1. Results from testing of the velocity of deflagration of different samples

Sample №	Inner diameter of the test tube (mm)	Mixture type	Velocity of reaction (m/s)
1	10	#1	224,46
2	10	#1	7,42
3	10	#1	637,59
4	10	#2	182,23
5	10	#2	251,46
6	10	#2	190,12
7	10	#3	208,67
8	10	#3	334,44
9	10	#3	267,16
10	20	#1	531,32
11	20	#1	1847,70
12	20	#1	897,37
13	20	#2	451,45
14	20	#2	390,08
15	20	#2	407,92
16	20	#3	536,88
17	20	#3	467,14
18	20	#3	537,89

From shown results is visible that pyrolant Mixture #1 (flash-powder) gives higher velocities of explosive decomposition and in bigger diameters of the charges is inclined to pass from combustion - to detonation, which is not suitable to industrial requirements for low-explosive charges. Propellant containing compositions Mixture #2 (with SBP) and Mixture #3 (with DBP) are increasing their velocities of deflagration with enlarging the diameter of the charge, but samples containing DBP and Aluminum are releasing more energy, as expected.

After laboratory experiments, some field tests at the stone quarry were made. Few boulders with similar shapes and sizes was selected to be used as samples for blast-splitting. Regarding the risk of transition from deflagration to the detonation of “flash powder composition” (Mixture #1), small charges of 0,050 kg. was poured without compaction in well-plugged paper tubes with inner diameter 25 mm and 150 mm length. Higher density, bigger diameters, and larger volumes of the charges are conditions for shock wave generation and detonation of that sensitive flash-compositions. The authors decide to use petards with a smaller diameter than blast-hole. Air gaps between decoupled charges and walls of the bore-hole don't allow increasing of the pressure to dangerous rates for transition to detonation. Very low concentrations of an explosive charge in the drill-holes between 0,100 and 0,150 kg/m has to be achieved for split-blasting without undesired cracks. That's why, in case of bore holes longer than 1,0 m, multi-deck charges are a better decision for smooth blasting.

All petards were completed with traditional fuse-head electric igniters, usually applied in professional fireworks events. Protection coverage with water-resistant polymer foil were provided for each device. These electrically controlled low-explosive cartridges was used like bottom charges in single or double parallel blast holes, drilled in stones with volumes between 4÷6 m³. Selected rock samples were with all faces free and slightly different shapes. Sustainable stemming has a leading role in the better performance of the non-detonating explosives in the rock blasting activities. When we prefer to deprive from the advantage of the supersonic pressure wave, which causes a sharp impact on the rock, we have to ensure long enough retention of the explosive gases pressure in the drill hole.

Very good results were achieved after treating the boulders with a single charge of described petards in a short bore-hole with a diameter 45 mm and length 0,60 m. A smooth-walled cleft were obtained throughout the volume of the stone. No additional fissures was observed in the area of the blast hole (Fig. 5).



Figure 5. Splitting of a boulder with one charge of 0,050 kg. Mixture #1 in single blasthole with length 0,60 m.

After the experiments with flash powder composition, next tests with receipts containing secondary smokeless powder were provided. For the field tests at the stone quarry Mixtures #2 and #3 were used for the preparation of 0,050 kg. and 0,100 kg. charges in thin plastic bags fitted to the diameter of drilled holes (Fig. 6). As it is known, smokeless gunpowders have so-called “progressive combustion”, the speed of which depends on the pressure in the burning area, the power of the ignition pulse and the surface of initial ignition. For this reason, the authors preferred to ignite that propellant charges not directly by electric igniters, but with small pyrotechnical “boosters”. Actually, 3-4 g. of pyrolant Mixture #1 and electric igniter has been used for the preparation of each petard, which was intended to provide the boosting energy for massive inflammation of our foil-cartridges with Mixtures #2 and #3. As it is described by

Boychev Y. and Asenov S. in “*Non-lethal devices with multi-sensory action*”, during deflagration of flash-mixtures, fine metal particles of the fuel are evaporating and due to the high temperatures and pressure, they turn into a plasma state. Driven by the high pressure of the hot gasses, the sparks and plasma are penetrating deep through the gaps between the bigger grains of the propellant. In this way, several layers are ignited simultaneously in the depth of the charge. So, the combustion of propellant mixtures starts with a higher initial rate and pressure, which in the conditions of tamped drill-hole contributes to a shorter period of increase of the velocity of deflagration. In practice, a higher deflagration rate means a larger amount of hot gases, emitted per unit of time. This affords better performance of the low-explosive.



Figure 6. Propellant based cartridges with Mixture #3 in plastic foil bag

New experiments were performed with charges of Mixture #2 (in plastic bag) on boulders under the same conditions as with Mixture #2. Pyrotechnical booster was loaded first on the bottom of the 0,60 m. deep drill-hole. Plastic “cartridge” with 0,050 kg. of tested composition with a diameter close to the hole size was tightly inserted over the booster. Then, the blast-hole was filled with reliable stemming. There was an excellent clean splitting of the stone after a low-noise explosion with a slight displacement of the two parts (Fig. 7).



Figure 7. Splitting of a boulder with one charge of 50 g. Mixture #2 in single blasthole with length 0,60 m.

The last experiment was done for the extraction of a stone block with a volume of almost 8 m³ by splitting from a rock body with three open faces. Taking on account more complex conditions for explosive influence, the authors preferred to use two longer bore-holes and cartridges from packed in a thin polymer bag Mixture #3. The length of the blast holes was 1,80 m. For better distribution of the energy of compressed gases, the explosive charge was separated

into two parts with inert stemming between them and simultaneous ignition. Two handmade cartridges weighing 0,100 kg. each with one electrically ignited pyro-booster were placed for bottom charge in every hole. They were well sealed with 30 cm. semidry sandy-clay stemming. One pyro-booster, equipped with electric igniter and single cartridge of 0,100 kg. Mixture #3 was used for the second decked charge in the blast-holes. The total explosive quantity of each blast-hole was 0,300 kg. propellant mixture. Reliable inert stemming between charges and especially over the second charge to the mouth of the blast-hole assured so desirable condition for enough pressure of gaseous products. That guarantees as better as possible crack formation for splitting.

Although all measures have been taken to avoid detonation when using propellant composition, the combination of high-speed deflagration with too large volume of gases (generated by preloaded bottom charges) caused an unnecessary throwing effect and several additional cracks in unexpected directions (Fig. 8). This was a sign that a more precise calculation of the parameters of drilling and blasting was needed.



Figure 8. Splitting of rock body with two parallel boreholes. Effects from preloaded bottom charge of 300 g. Mixture #3 and decked second charge of 150 g. Mixture #3 in every single blasthole with length 1,80 m.

After field tests at the stone quarry, an in-situ experiment for fragmentation of hardened concrete inside the mixing barrel of the concrete truck was made (Fig. 9). The processes for crushing of consolidated cement mixtures and non-reinforced concrete are identical to those in the fragmentation of rocks. In them, intense cracking can be caused even only under the influence of rapidly expanding gaseous products. Experiments for blasting of consolidated concrete by non-detonating charges, without allowing deformations of the metal housing, are the next step in the study of the potential of low-speed energetic compositions for delicate blasting not only in the extraction of dimension stones, but also for special blasting works.



Figure 9. Concrete mixer – exterior and interior with consolidated concrete inside

The available hardened concrete mixture was distributed along the entire length of the barrel, filling 37.2% of its total geometric volume. The remaining free volume of 62.8% was inconvenient, but sufficient to carry out preparation for special blasting works. Given the specific conditions of the site and the irregular shape of the concrete body, which was located in the lower part of the barrel, the blasting for swelling the concrete was carried out in stages in several sectors to preserve the structural integrity of the mixer.

For the design of the blasting-plan, the concrete body was considered similar to a dug foundation of non-reinforced concrete. In order to achieve a more gentle blasting effect with the successive opening of free surfaces, a model of bench blasting by the method of small charges was provided. Considering the delicate technical conditions of the site, an opportunity was sought for a choice between explosives that do not detonate. In this particular case, a pyrolant explosive was chosen. Flash powder composition (Mixture #1) provides a relatively large volume of gaseous products per kilogram of explosive and a sufficiently short period of rate increase to deflagration. Small charges of 0,050 kg. was poured without compaction in well-plugged paper tubes with inner diameter 25 mm and 150 mm length. Blastholes with diameter of 30 mm and lengths from 0,35 to 0,60 m were used. Charge construction – column type.



Figure 10. Loading of the charges inside the blast holes

In order to achieve sufficient cracking of the concrete body, the relative distance between the individual blast holes should have been the same. A staggered layout of the blasting pattern was chosen. Due to the fact, that non-detonating pyrotechnic charges were used, the closer spacing of 0.30 m was determined. Electric igniters for professional pyrotechnic purposes, connected in a series circuit, were preferred as the most suitable means for inflammation. Their number was determined depending on the blasting rounds parameters. The main goal was to avoid overloading the structure of the concrete-mixer caused by instantaneous expansion of the solid material during blasting. Manual loading with an individual approach to the blast holes was preferred. Charges were placed to the bottom of the blasthole with the help of a tamping rod (Fig. 10); for shorter boreholes were used single charges of 0,050 kg. For longer holes double charges were applied. A reliable inert stemming was made.

Excellent swelling fragmentation of treated concrete was performed after blasting with pyrolant charges (Fig. 11).



Figure 11. Fragmentation of the concrete after blasting

4 CONCLUSION

It was made investigations for application of waste SBP and DBP after utilization of old and unnecessary ammunitions for obtaining non-detonating explosive cartridges, suitable in dimension stone mining, as well as in blasting activities at tender and complicated conditions. The velocities of propagation of the reaction of chemical destruction of tested 3 different high-energetic compositions were between 180 and 600 m/sec. depending on the diameter of the charges and ingredients.

Propellant-based samples do not show any tendency for transition from deflagration to detonation in case of ignition with soft burning electric fuse-head.

Pyrolant Mixture #1 shows higher velocities of deflagration and in bigger diameters of the charges is inclined to pass from combustion to detonation, which makes it useful mainly for decoupled charges, “mini-pyro-boosters” or multi-deck charges from chained petards with small diameter, separated with air gaps.

In case of splitting with multiple blast-holes in a row, for achieving more smooth and equable cracks in necessary cut-planes, the spacing and collateral between drill-holes should be précised.

A preloaded blast hole could cause some rupture damages or overbreaks around the charged area; nevertheless, the explosive is not detonating.

In-situ experiments for application of fast combusting pyrotechnic composition for blast-swelling of concrete in the volume of the mixer have shown satisfactory results – good fragmentation and absence of damages on the mixing barrel. There was no fumes emission, air-blast or fly-rocks after explosion of pyrollant composition.

ACKNOWLEDGEMENT

Cordial thanks to the management and employees of the laboratory of “MINPROEKT” – Dragichevo, Bulgaria; to “RIOLIT B” – Plovdiv; and to “OGNENA HRIZANTEMA” LTD - Panagiyurishte for provided territories, workers and equipment during laboratory and field experiments of the samples!

REFERENCES

- Bozhilov N., Doctorate work, 2018. “*Manufacturing of industrial slurry explosives, sensitized with smokeless gunpowders, achieved from utilization of unnecessary munitions*”, University of Mining and Geology, Sofia, (in Bulgarian).
- Boychev Yavor, Asenov Stanislav, 2020. Non-lethal devices with multi-sensory action, *Proceedings of the annual scientific conference of Military university “Vasil Levski”*, vol.10, 28-29.05.2020, Veliko Tarnovo, Bulgaria, ISSN 1314-1937, p. 224 – 230 (in Bulgarian with English abstract)
- Boychev Yavor, 2020. Pyrotechnic compositions for non-lethal noise flash devices, *Proceedings of conference “Technics. Technologies. Education. Safety. 2020”*, vol. 3, year IV, Borovets, Bulgaria, ISSN:

- 2535-0315 (Print), p.178-180 (in Bulgarian with English abstract)
- Kuwahara T, Ochiai T, 1992. *Burning rate of magnesium/TF pyrolants*. Kogyo Kayaku, 53 (6), p.301-306
- Mitkov V., 2007. *Manufacturing of explosives for civilian purposes*, Publishing house "Sveti Ivan Rilski", Sofia, ISBN 978-954-353-049-6 (in Bulgarian).
- Mitkov V., 2010. *Safety manufacturing and usage of explosives (Bezopasnost pri proizvodstvo i upotreba na eksplozivi)*, Publisher: Izdatelska Kashta "Sveti Ivan Rilski" - 343 p., Sofia, ISBN 978-954-353-131-8 (in Bulgarian)
- Mitkov V., 2010. Assessment and risk management of malicious acts aimed at potentially hazardous Hydrotechnical constructions. *Conference proceedings from the International conference of Blasting techniques*, Stara Lesna, Slovak Republic, pp. 212-220, ISBN 978-80-970265-2-3, (in English).
- Mitkov, V. 2011. Development and research of new charges from utilized ammunition (Razrabotvane i izsledvane na novi zariadi ot utilizirani boepripasi), *Geology and mineral resources* Nr. 4, p. 30-33, ISSN 1310-2265 (in Bulgarian).
- Shishkov P., Stoycheva N., (ed.10-11), 2018. Advanced blasting techniques for extraction of dimension stones, *Mining and geology magazine (MDG Magazine)* ISSN 0861-5713 (in Bulgarian with English abstract), circle 10-11, pp.42-49.

Betonarme Bir Binanın Patlayıcı ile Yıkımının Beton Sınıflarına Göre Kıyaslanması

Comparison of the Demolition of a Reinforced Concrete Building with Explosives According to Concrete Classes

O. Şentuna

İstanbul Okan Üniversitesi, Lisansüstü Eğitim Enstitüsü, Patlayıcı Mühendisliği Ana Bilim Dalı, sentunao@gmail.com.

A. Kahriman

İstanbul Okan Üniversitesi, Mühendislik ve Doğa Bilimleri Fakültesi ali.kahriman@okan.edu.tr.

S. Bağdatlı

İstanbul Okan Üniversitesi, Meslek Yüksekokulu sadettin.bagdatli@okan.edu.tr.

ÖZET Deprem kuşağında yer alan Türkiye’de, risk altında bulunan pek çok riskli ve ağır hasarlı yapı bulunması nedeniyle ülkemizin kentsel dönüşüm sürecine girmesi kaçınılmazdır. Bu bağlamda patlayıcı ile kontrollü yıkım tekniği, proje süresini ve maliyetini düşürmek açısından düşünülmeli gereken bir tekniktir. Kontrollü patlatma ile bina yıkımı, binanın; boyutları, malzeme kalitesi ve çevresinde yer alan yerleşim birimleri ile doğrudan ilişkilidir. Bu başlıklar altında değerlendirilecek parametreler, kontrollü patlatmalı bina yıkımının başarısını ve maliyetini etkileyecek unsurlardır. Bu çalışmada, betonarme bir yapı tasarlanmış ve SAP2000 programında modellenmiştir. Modelde taşıyıcı elemanların malzeme özellikleri değişken olarak değerlendirilmiştir. Böylelikle, malzeme kalitesinin patlatmalı yapı yıkımı üzerine etkileri irdelenmiştir. Yapı yıkımı simülasyonlarında, patlayıcı madde konulan kolonlar sistemden kaldırılmıştır. Kolon kaldırıldıktan sonra sistem analiz edilip, diğer kolonlara etki eden eksenel kuvvet ve moment değerleri kolon taşıma kapasitesiyle karşılaştırılmıştır. Böylelikle, yapının yıkılması için malzeme özelliklerine bağlı olarak, patlayıcı yerleştirilmesi gereken kolon miktarları analiz edilmiştir. Bunun sonucunda yapının davranış ve hareketleri gözlemlenerek yıkımı simüle edilmiştir.

Anahtar kelimeler: *Yapı, Betonarme, Patlatma, Yıkım, Patlayıcı*

ABSTRACT In Turkey which is located in the earthquake zonei additionally due to having many risky and heavily damaged buildings, it’s inevitable to enter the urban transformation process. Thus, in order to decrease Project time and it’s cost they must be demolished with controlled demolishing technic. Demolishing technic is parallel with building’s size, material quality and its urban areas that are near to it. Those parameters mentioned above affect the success and cost of the controlled demolishing technic. In this study, a concrete construction is designed and it is shown in SAP2000 program. Feature of carrier materials which is used in this model are evaluated unsteadily. By using mentioned changeable parameters, it is aimed that the construction should be demolished correctly related to quality of materials. During the demolishing simulation process, the columns which are covered by explosive materials are removed from system analyze. The system is analyzed after the column has been removed.

Thus, it is compared if axial forces and moment values are matched with carrying capacity of column. Herewith, to be able to demolish the building, the required column quantity related to its characteristic is analyzed. Finally, the demolishing has been simulated by checking the construction's movement and characteristic.

Keywords: Structure, Reinforced Concrete, Blasting, Demolition, Explosive

1 GİRİŞ

Ülkemizde kullanım ömrünü tamamlamış binlerce riskli yapı mevcuttur. Mayıs 2012 tarihinde yayınlanan 6306 sayılı “afet riski altındaki alanların dönüştürülmesi hakkında kanun” ile bu riskli yapılar tespit edilmeye başlanmıştır. Bu kanun uyarınca riskli görülen yapıların yıkılması planlanmaktadır.

Kullanım ömürlerini tamamlamış yapıların yıkımı için çeşitli yöntemler bulunmaktadır. Bu yöntemler;

- El aletleri ile yıkım
- İş makineleri ile yıkım
- Çelik küre ile yıkım
- Patlayıcı ile yıkımdır.

Yıkım yöntemlerinin avantaj ve dezavantajları Tablo 1’de gösterilmiştir.

Tablo 1. Yıkım yöntemlerinin karşılaştırılması (Koca, 2006; Ertaş, 2016; Güven, 2019)

Yıkım Yöntemi	Avantaj	Dezavantaj
El aletleri ile yıkım	- Dar ve sınırlı alanda kullanım - Yüksek katlı yapılarda uygulanabilir.	- Proje süresi çok uzun - Maliyeti yüksek
İş makineleri ile yıkım	- Ortalama proje süresi - Ortalama maliyet	- Yüksek katlı yapılarda uygulanamaz. - Çevreye verilen zararların (ses, toz) proje boyunca devam etmesi
Çelik küre ile yıkım	- Harabe ya da tehlikeli binalarda kullanışlı (iş kazaları önlenbilir)	- Yeterli boş alan gerekli - Yıkımın kontrol edilmesi düşük
Patlayıcı ile yıkım	- Proje süresi çok kısa - Maliyet çok düşük - Yüksek katlı yapılarda uygulanabilir - Çevreye verilen zararların (ses, toz) kısa bir zamanla sınırlandırılması	- Bilinçsiz bir şekilde uygulandığında çevreye zarar verebilir.

Yapıların konumu, yükseklikleri, malzeme özellikleri, yıkım süresi ve maliyeti yıkım yöntemini belirlemede başlıca parametreleri oluşturmaktadır. Özellikle yüksek katlı binalarda patlatma ile yapı yıkımı, klasik yöntemlerle kıyaslandığında proje süresi ve maliyeti açısından avantajları beraberinde getirebilir. Uzmanlık ve mühendislik gerektiren bu yöntem, riskli bir uygulama olduğu yönündeki kamuoyu algısına karşın, söz konusu risklerin büyük bir bölümü kontrol edilebilir ve/veya önlenbilir özellik taşımaktadır.

2 PATLAYICI İLE BİNA YIKIMI

Patlatma ile yıkım metodu, alt katlarda mevcut olan taşıyıcı elemanların patlayıcı kullanılarak parçalanması ve bunun sonrasında, geri kalan taşıyıcı elemanların tesir altında kaldıkları eksenel ve/veya moment yükü altında dayanamayıp deformasyona uğramasıyla yapının çökmeye başlaması prensibine dayanır. (Özyurt, 2013)

2.1 Patlatılan Yapıların Yıkılma Şekilleri

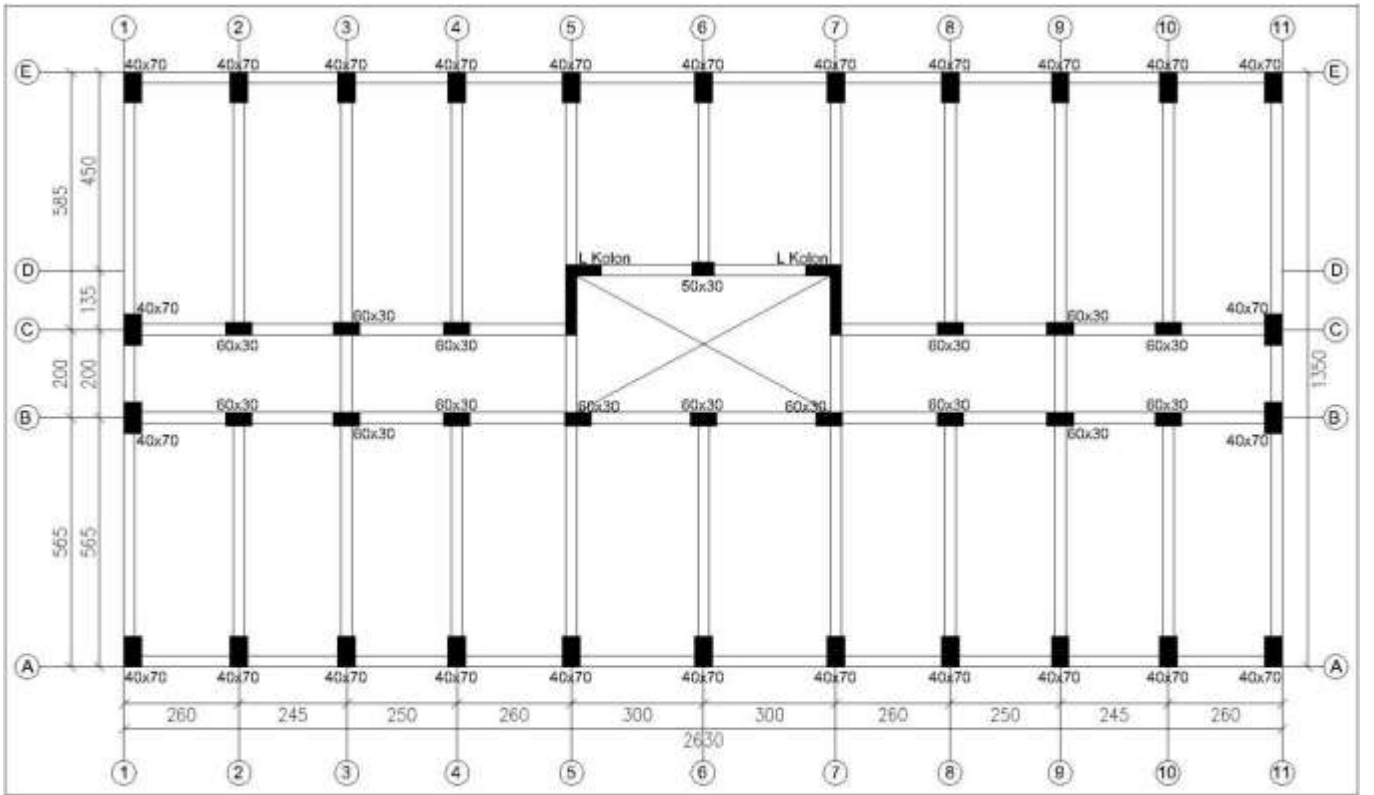
Patlayıcı ile yıkım işinde yapının patlatma sırasındaki davranışı çok önemlidir. Yapının rijit olduğu kabulüyle, patlatma sırasında nasıl hareket edeceği, ne yöne yıkılacağı gibi cevap bulması gereken önemli sorular vardır. Patlatılacak binanın yıkılmasında üç farklı yöntem vardır. Bunlar;

- Yapının kendi içinde çökerek oturduğu alan üzerine yıkılması
- Yapının belli bir yöne doğru devrilerek yıkılması. Bununda iki ayrı biçimi olmaktadır,
 - Yapının belli bir yöne devrilmesini sağlayarak yıkmak
 - Yapının devrilme mesafesini kısa tutmak amacıyla belli bir yöne devrilirken kendi içinde de çökmesini sağlamak
- Yapının parçalı olarak patlatılarak yıkılması (Saatçi, 2012)

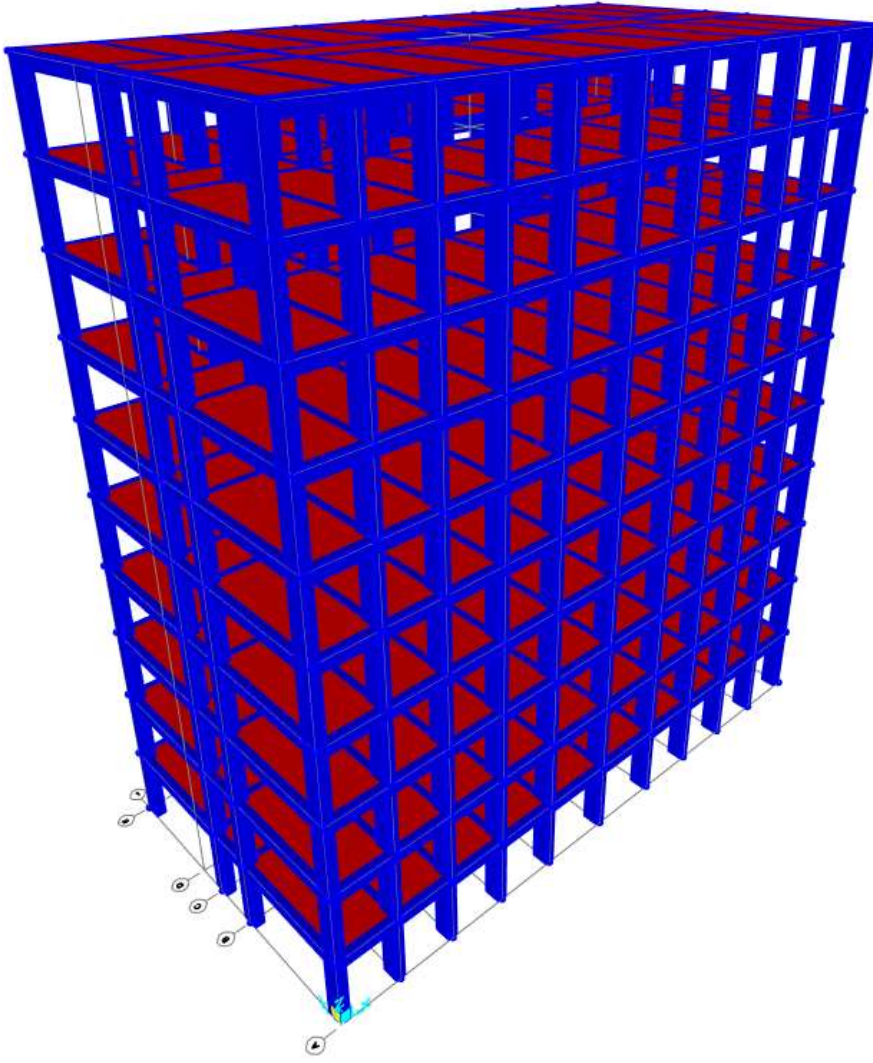
3 PROJE

Betonarme bir binanın kontrollü patlatma ile yıkılması projesi kapsamında beton sınıfının önemini ortaya koymak için halihazırda bulunmayan, örnek bir bina tasarlanmıştır. Bu bina 355 m² taban alanına sahip 10 katlı betonarme bir bina olarak modellenmiştir. Binanın vaziyet planı Şekil 1’de, üç boyutlu modeli Şekil 2’de gösterilmiştir.

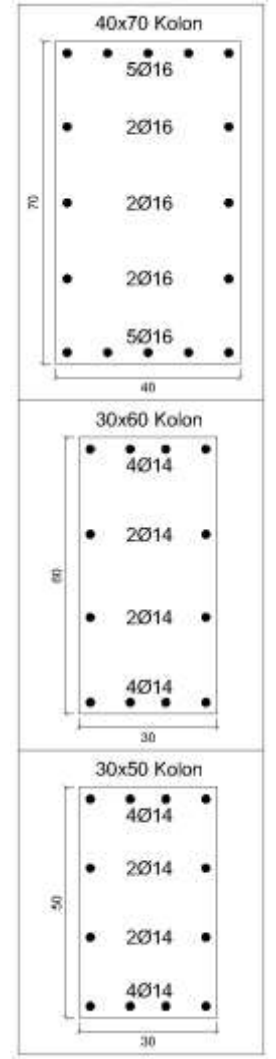
Şekil 1’de gösterilen vaziyet planı tüm katlar için aynıdır. Kenar kolonlar 40x70 cm, orta kolonlar 30x60 cm, 30x50 cm ve L perde kolon olarak tasarlanmıştır. 40x70 cm kolonlarda 14 mm çapında 16 adet boyuna donatı ve 8 mm çapında 15 cm aralıklı etriye kullanılmıştır. 30x60 ve 30x50 cm kolonlarda 14 mm çapında 12 adet boyuna donatı ve 8 mm çapında 15 cm aralıklı etriye kullanılmıştır. Kolon kesitleri Şekil 3’te gösterilmiştir. Projede kullanılan tüm donatılar S420 özelliğindedir.



Şekil 1. Vaziyet Planı



Şekil 2. Üç boyutlu bina modeli



Şekil 3. Kolon kesitleri

3.1 Yüklemeler

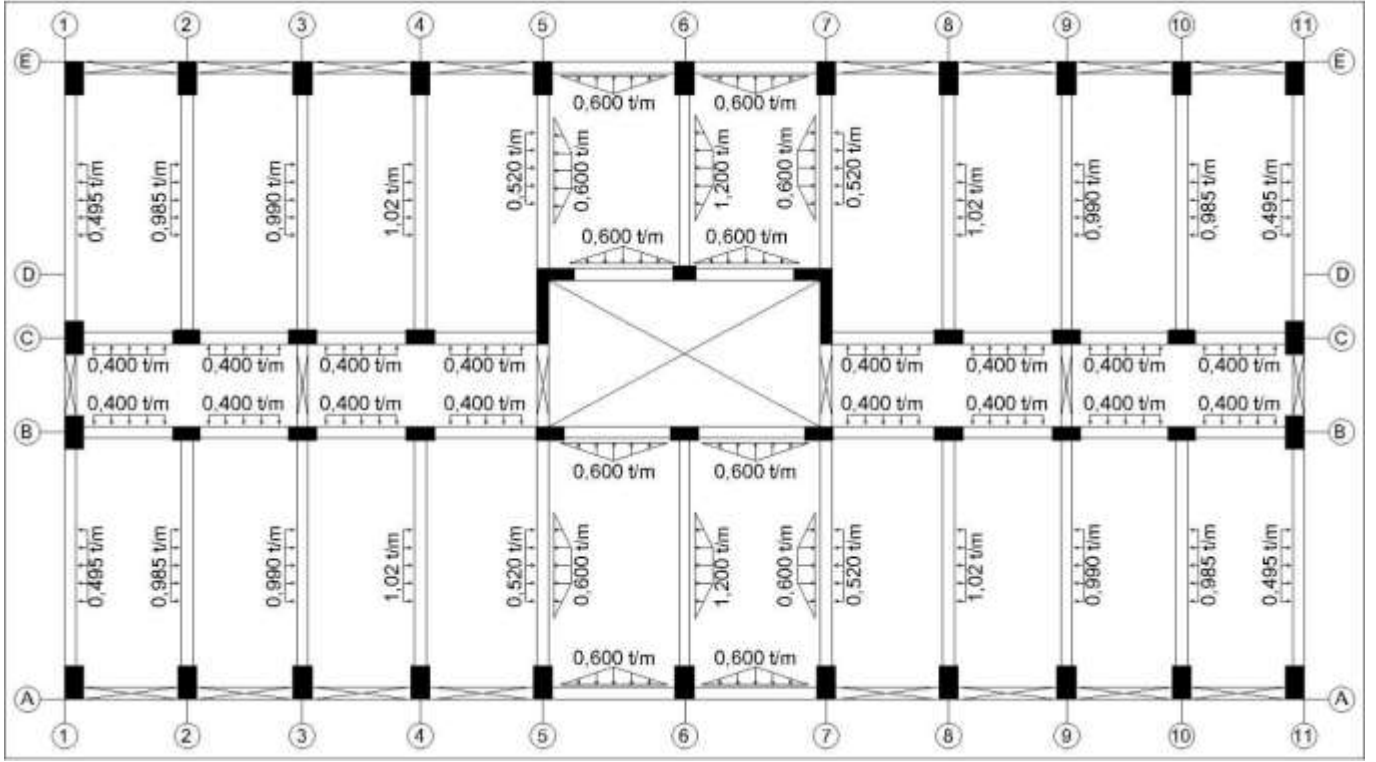
Patlatmalı yapı yıkımında temel amaç binanın kendi ağırlığı ile çökmesi olduğundan dolayı yapı bilgisayar programında modellenirken sadece zati yükler tanımlanmıştır.

Kolon zati yükleri programa hesaplatılmıştır. Kiriş, döşeme ve duvar zati yükleri manuel olarak kirişe tanımlanmıştır. Tanımlanan kiriş ve duvar yüklemeleri Tablo 2’de döşeme yüklemeleri ise Şekil 4’te gösterilmiştir.

Yüklemeler tamamlandıktan sonra sistem analiz edilmiştir. Analiz sonucunda kolonlara gelen aksenal yük ve moment değerleri, taşıma kapasiteleriyle karşılaştırılmıştır.

Tablo 2. Kiriş ve duvar yükleri (TS 498)

Yükleme Adı	Boyut	Yükleme Değeri (t/m)
Kiriş Yüğü	25x50	0,313
Duvar Yüğü-1 (İç Duvarlar)	10’luk tuğla	0,140
Duvar Yüğü-2 (Dış Duvarlar)	20’lik tuğla	0,280



Şekil 4. Döşemeden kirişe aktarılan yükler

3.2 Kolonların Taşıma Kapasiteleri

Kolonların taşıma kapasitesini, bileşik eğilme altındaki elemanların taşıma gücü yöntemine göre belirlemek mümkündür. Bu yöntemle göre momentin, eksenel kuvvete göre değişimini gösteren bir eğri çizilmektedir. Bu eğri için gerekli denklemler aşağıda gösterilmiştir.

Denge denklemleri:

$$N_r = 0.85f_{cd}A_{cc} + \sum_{i=1}^n A_{si} \sigma_{si} \quad (1)$$

$$M_r = N_r(e) = 0.85f_{cd}A_{cc}(x_p - \bar{x}) + \sum_{i=1}^n A_{si} \sigma_{si}x_i \quad (2)$$

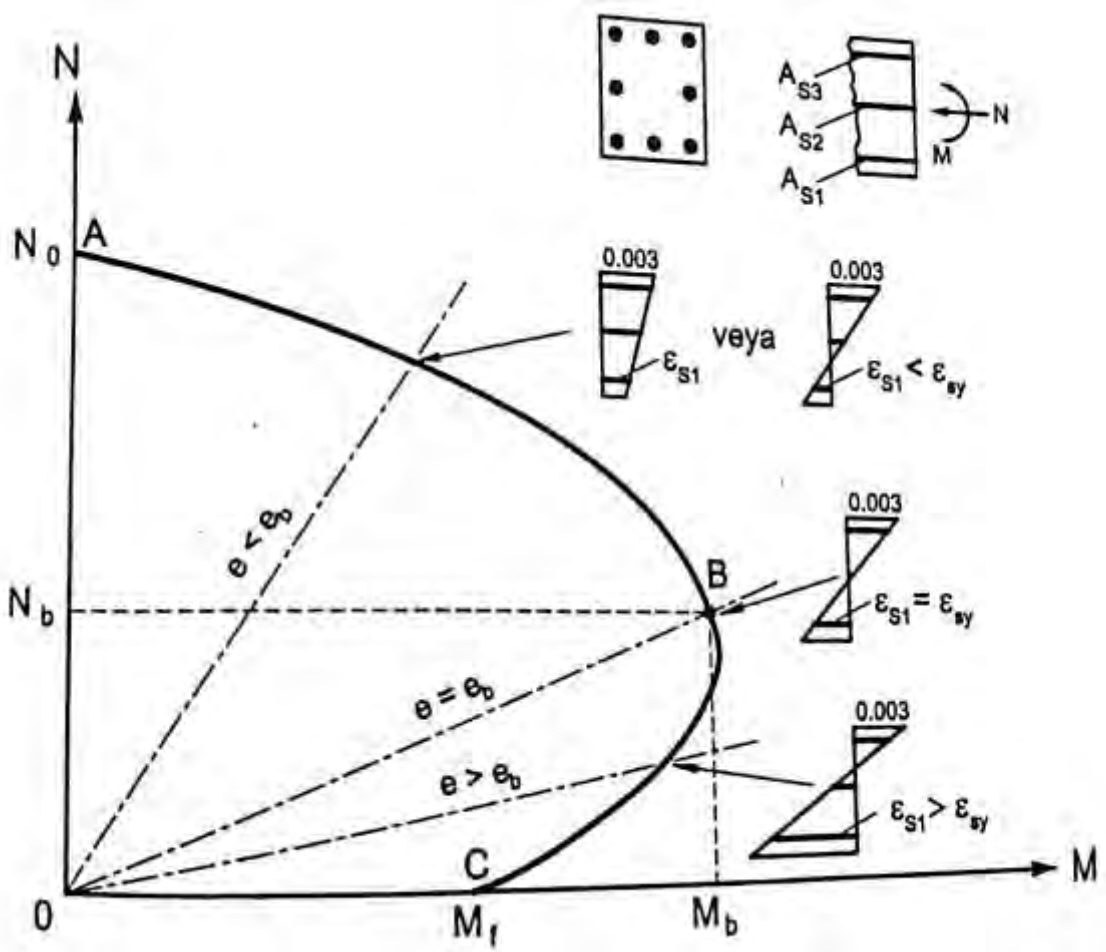
Uygunluk denklemi;

$$\sigma_{si} = 0.003E_s \left(1 + \frac{x_i - x_p}{c}\right) \quad (3)$$

Eşitlik (1), (2) ve (3)'te ifade edilen “ N_r ” taşıma basıncı (ton), “ f_{cd} ” beton tasarım basınç dayanımı (t/m^2), “ A_{cc} ” beton alanı (m^2), “ A_{si} ” i’nci sıradaki donatı alanı (m^2), “ σ_{si} ” i’nci sıradaki donatı gerilmesi (t/m^2), “ M_r ” taşıma momenti (t.m), “ x_p ” kesitin ağırlık merkezinden kesitin üst yüzüne olan uzaklık (m), “ \bar{x} ” beton basınç bileşkesinin basınç yüzünden uzaklığı (m), “ E_s ” donatı çeliğinin elastisite modülü (t/m^2), “ c ” tarafsız eksen derinliğidir (m).

Tarafsız eksen derinliği “ c ” için çeşitli kabuller yapılarak denklem (1), (2) ve (3)’den her bir “ c ” için N ve M çiftleri hesaplanabilir. Bu şekilde elde edilen N ve M değerleri kullanılarak, eksenel yükün moment ile değişimini gösteren bir eğri elde edilebilir. Şekil 5’te dikdörtgen bir kesit için gösterilen bu eğri, “karşılıklı etki diyagramı” olarak adlandırılır. Eğri taşıma gücü denklemlerinden elde edilmiş olduğundan bir “dayanım zarfı” niteliğindedir. Bu eğrinin içine

düşen herhangi bir N-M birleşimi, söz konusu kesitçe güvenle taşınabilecektir. (Ersoy ve Özcebe, 2012)

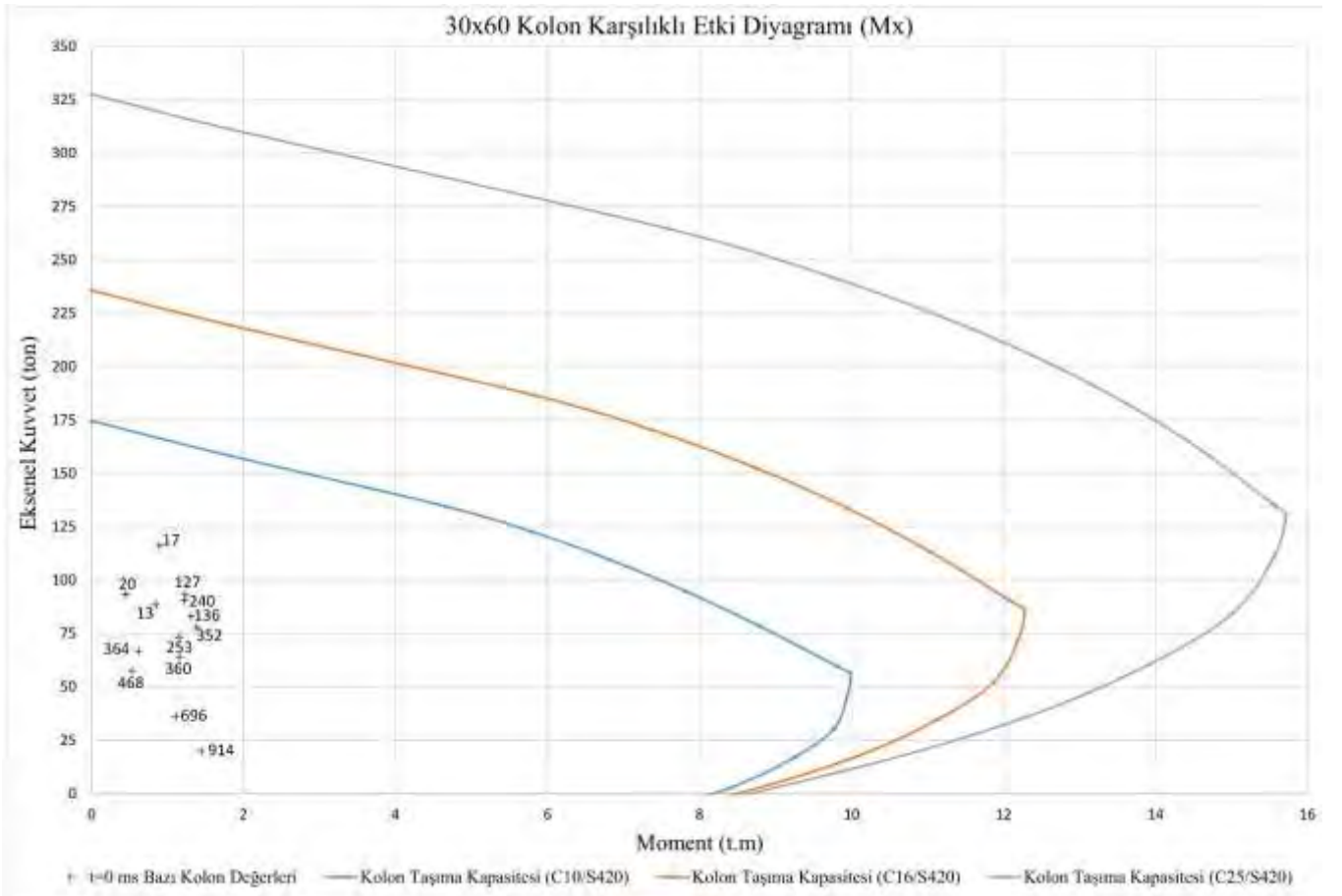


Şekil 5. Karşılıklı etki diyagramı (Ersoy ve Özcebe, 2012)

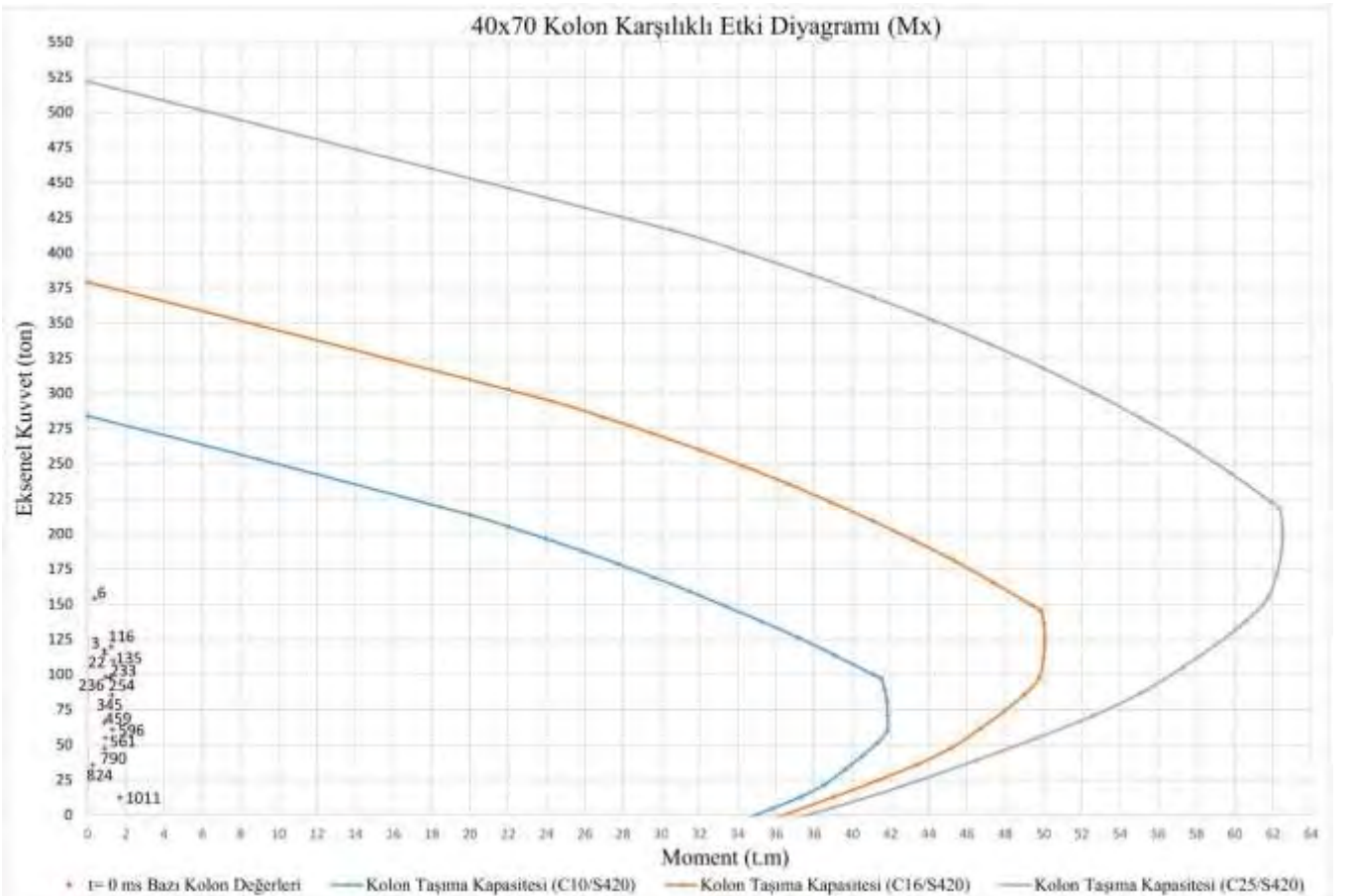
Yıkımı yapılacak binada, 30x60 cm ve 40x70 cm kolonlar için karşılıklı etki diyagramı çizilmiştir. Bu diyagram taşıma kapasitesi olarak kabul edilip, analiz sonucu kolonlara etki eden eksenel kuvvet ve moment değerlerinin, kesitçe güvenli olarak taşınıp taşınmadığı kontrol edilmiştir.

Şekil 6'da 30x60 cm kolonların ve Şekil 7'de 40x70 cm kolonların C10, C16 ve C25 beton sınıflarına göre karşılık etki diyagramları gösterilmiştir. Binanın ölü yük altında bazı kolonlara ait N-M çifti diyagram üzerinde işaretlenmiştir.

Diyagramlardan da anlaşılacağı üzere, bina ölü yük altında üç beton sınıfı için de, seçilmiş kolon kesitlerince güvenle taşınabilmektedir.



Şekil 6. 30x60 kolon karşılıklı etki diyagramı (Mx Yönü)

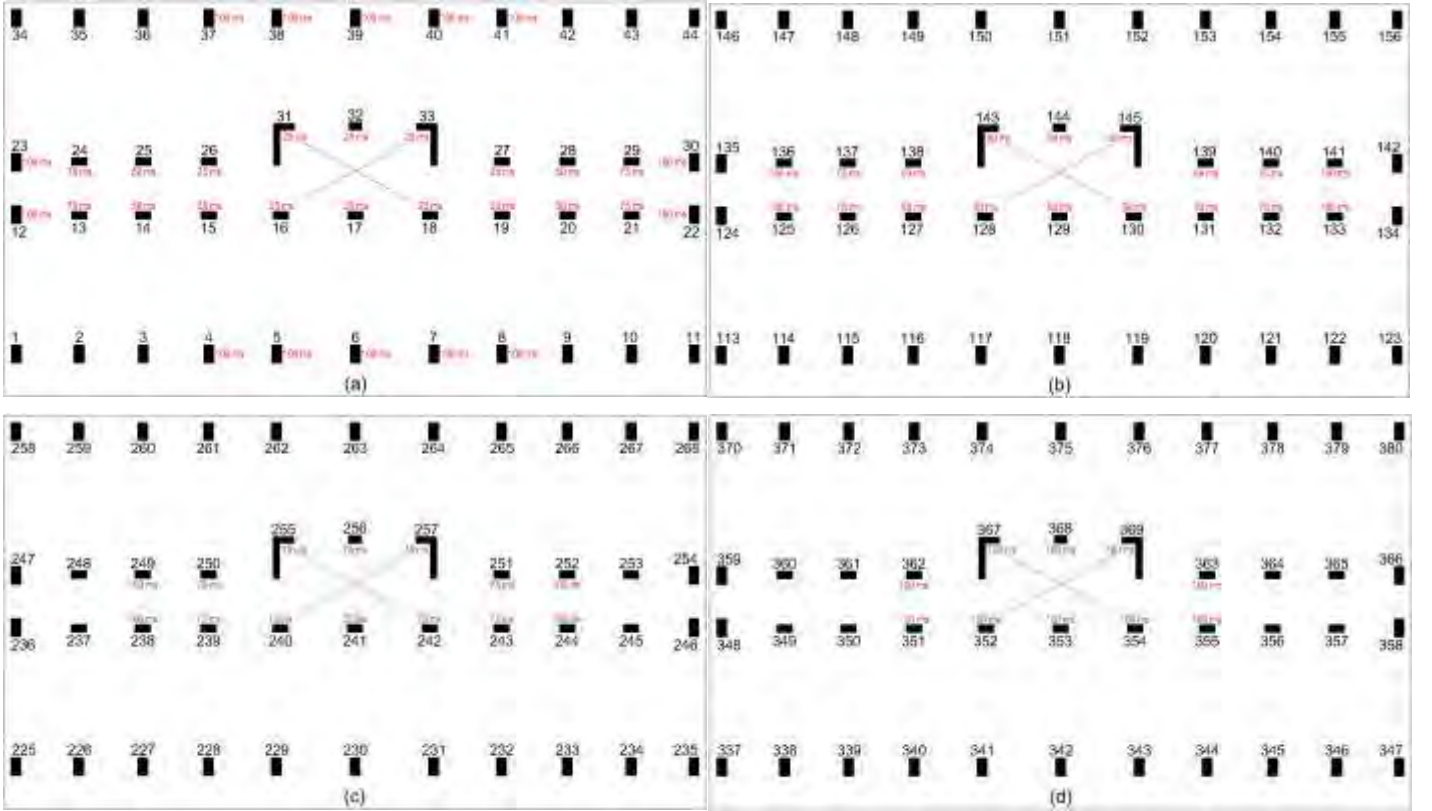


Şekil 7. 40x70 kolon karşılıklı etki diyagramı (Mx yönü)

4 PATLATMA TASARIMI

Yıkım yöntemi olarak binanın kendi içine çökmesi kullanılmıştır. Bu yöntemde patlatma, zemin kattan başlayarak üst katlara doğru devam etmektedir. Bunun sebebi, bina tabanında boşluk oluşturarak, yıkılan yapının bu boşluk sınırları içerisine doğru yönelmesini sağlamaktır.

Patlatma ile yapı yıkımı için uygun tasarımın belirlenmesi birçok faktöre bağlıdır. Bu çalışmada, beton sınıfının yapı yıkımındaki etkisini ortaya koymak adına diğer tüm parametrelerin bir değişken olmaktan çıkarılması gerektiği düşünülmüştür. Bu nedenle, tek değişkenin beton sınıfı olduğu ve diğer her şeyin sabit kabul edildiği bir çalışma yapılmıştır. Dolayısıyla, geometrisi ve konumu aynı ama beton sınıflarının farklı olduğu üç binada da aynı tasarımların uygulanmasına karar verilmiştir. Bu nedenle gecikme aralığı 25 ms seçilmiş ve zemin, 1, 2 ve 3. kattaki kolonlara patlayıcı yerleştirilmiştir. Şekil 8’de patlayıcı konulan kolonlar ve patlatma süreleri gösterilmiştir.



Şekil 8. Patlatılan kolonlar ve patlatma süreleri
(a) Zemin kat (b) 1. Kat (c) 2. Kat (d) 3. Kat

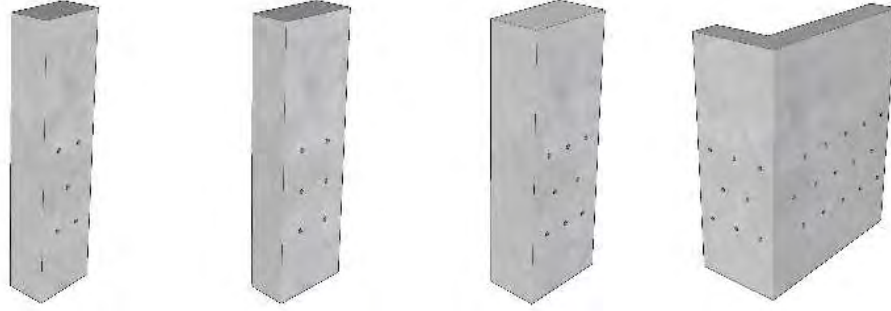
4.1 Patlayıcı Madde Miktarı

Şarj miktarını hesaplamak için; araştırmacılar çok sayıda formül geliştirmişlerdir. Bu formüller içinde yaygın olarak kullanılan, Thomas’ın geliştirdiği hacme bağlı şarj miktarı yöntemidir. (Thomas, 1985)

$$L=V \times q \quad (4)$$

Eşitlik (4)’te ifade edilen “L” şarj miktarı (kg), “V” patlatılacak nesnenin hacmi (m³), “q” tecrübe değeri ya da özgül şarj miktarıdır (kg/m³).

Eşitlik (4)'te "q" tecrübe değeri deneme atımları sonucunda belirlenebilmektedir. Bu çalışmada deneme atımı yapma şansı olmadığı için araştırmalar sonucu, delik başına 50 gr ile 125 gr arasında patlayıcı kullanıldığı bilgisine ulaşılmıştır. Kolonlardaki delik dizaynı Şekil 9'da patlayıcı miktarları Tablo 3'te gösterilmiştir.



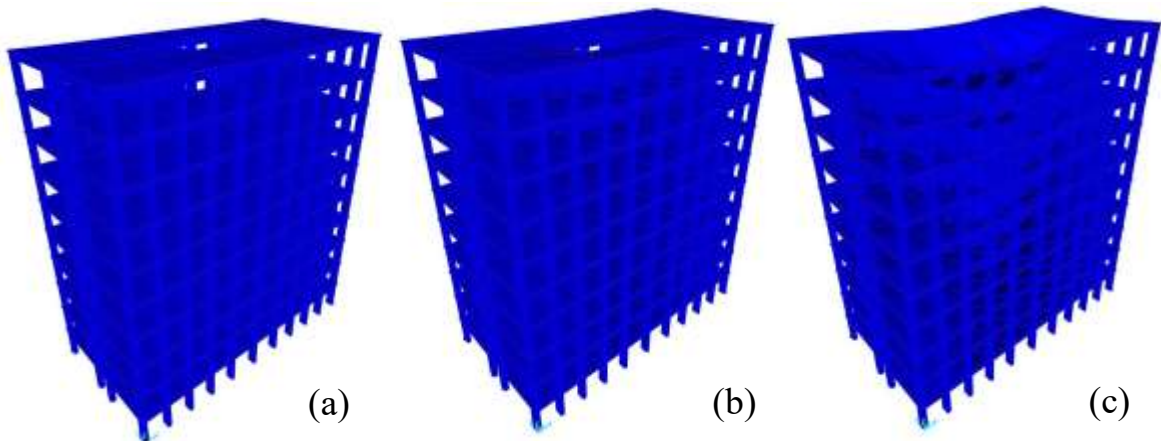
Şekil 9. Kolon delik dizaynı

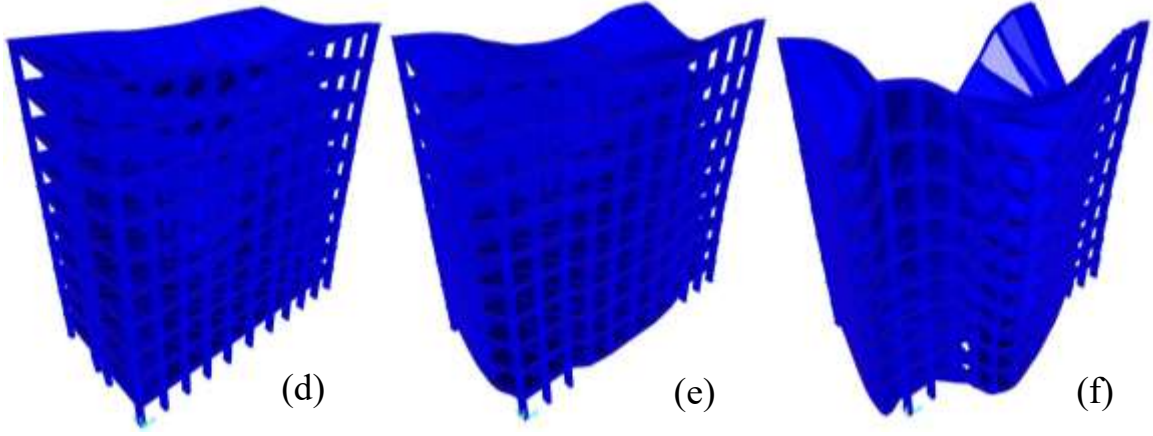
Tablo 3. Kullanılan patlayıcı miktarları

Beton Sınıfı	Kolon Boyutları	Patlayıcı Konulan Kolon Sayısı	Bir Kolondaki Delik Sayısı	Bir Kolondaki Patlayıcı Miktarı (gr)	Toplam Patlayıcı Miktarı (kg)
C10	30x50	4	5	250 gr	1,00 kg
	30x60	48	6	300 gr	14,40 kg
	40x70	14	9	450 gr	6,30 kg
	L kolon	8	23	920 gr	7,36 kg
C16	30x50	4	6	300 gr	1,20 kg
	30x60	48	7	350 gr	16,80 kg
	40x70	14	11	550 gr	7,70 kg
	L kolon	8	25	1.000 gr	8,00 kg
C25	30x50	4	8	400 gr	1,60 kg
	30x60	48	9	450 gr	21,60 kg
	40x70	14	14	700 gr	9,80 kg
	L kolon	8	34	1.360 gr	10,88 kg

4.2 Yıkım Simülasyonu

Yıkılacak olan bina SAP2000 programında modellenip analiz edildikten sonra belirlenen 25 ms gecikme aralığında patlatılacak olan kolonlar sistemden kaldırılmıştır. Yıkım olayında, her gecikme aralığı için yapının davranış ve hareketleri gözlemlenerek, yıkım simüle edilmiştir. Şekil 10'da her gecikme aralığı için yapının hareketi gösterilmiştir.





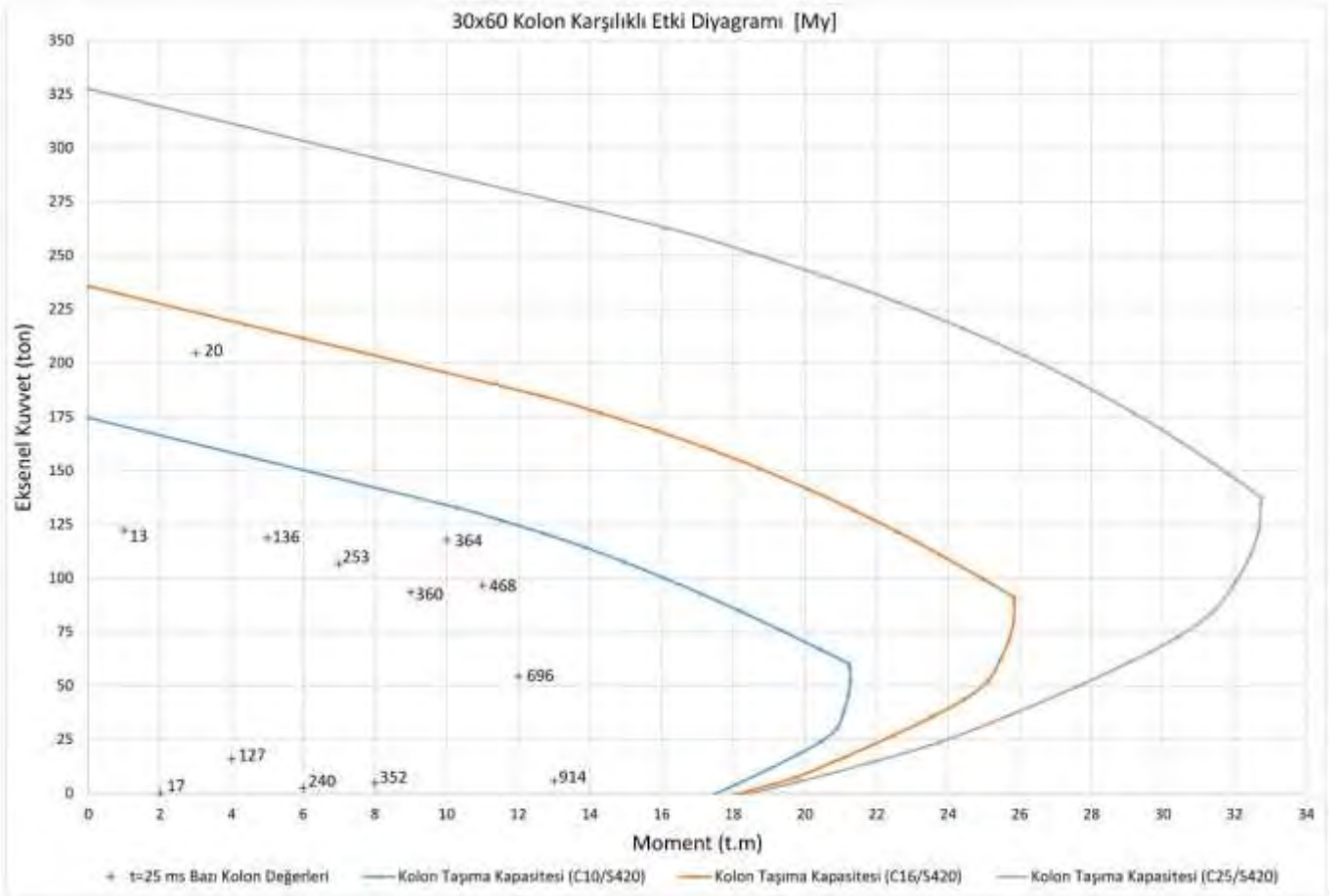
Şekil 10. Yıkım simülasyonu

(a) 0 ms (b) 25 ms (c) 50 ms (d) 75 ms (e) 100 ms (f) 125 ms

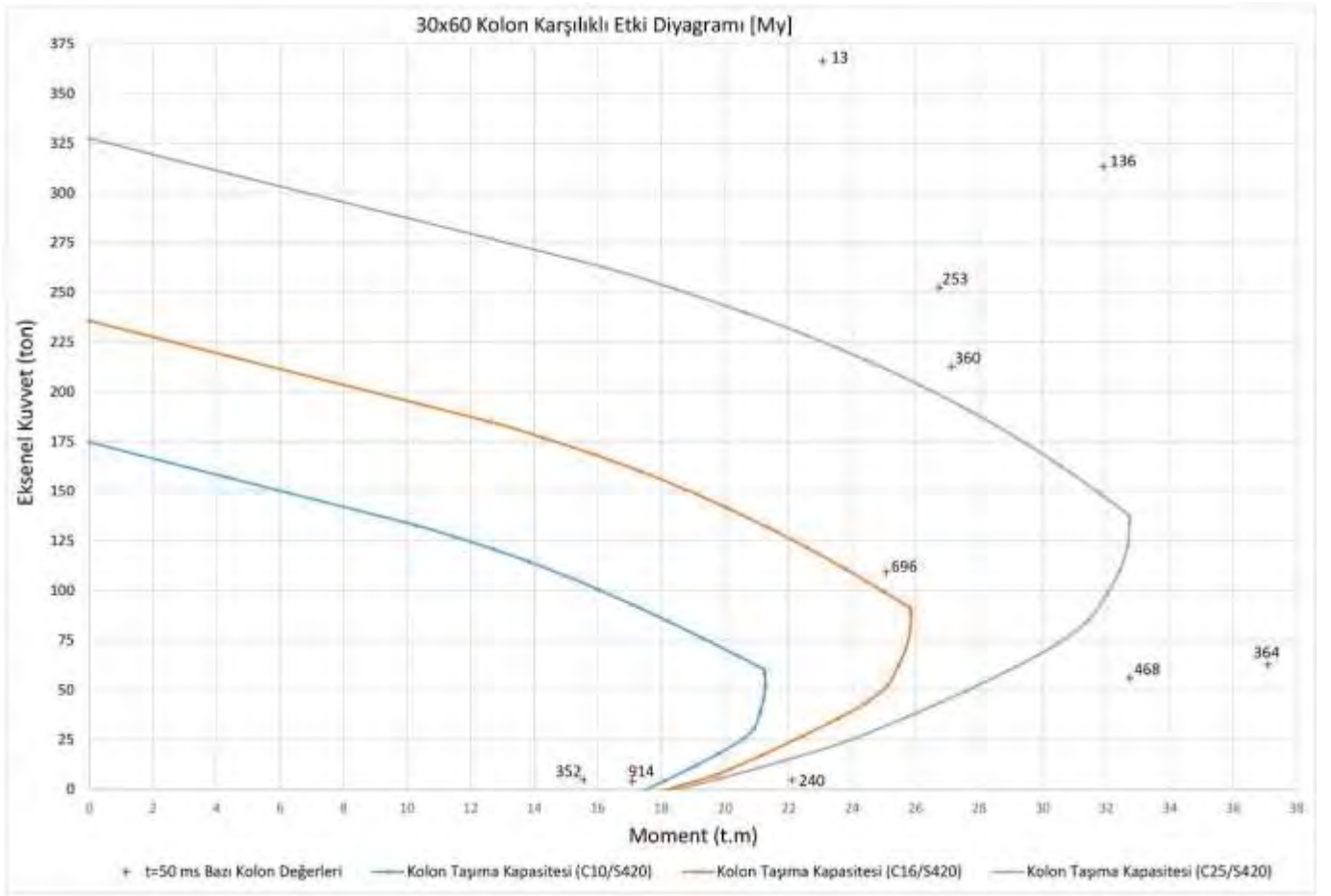
4.3 Yıkımın Beton Sınıflarına Göre Kıyaslanması

Beton sınıfları, betonun basınç dayanımına göre isimlendirildiğinden dolayı yapılarda ne kadar yüksek dayanımlı beton kullanılırsa, yapıdaki elemanların taşıma kapasitesi de o kadar artmaktadır. Bina yıkımında patlatılacak taşıyıcı elemanlar sistemden kaldırıldığında diğer elemanlara (patlatılmayan) etki eden gerilmeler de artmaktadır. Beton sınıfı ne kadar yüksek olursa, bahsedilen diğer elemanların (patlatılmayan) yıkıma karşı gösterdiği dirençte artmaktadır. Bu sebeple yüksek dayanımlı beton sınıfına sahip binanın yıkımı da bir o kadar zor olmaktadır.

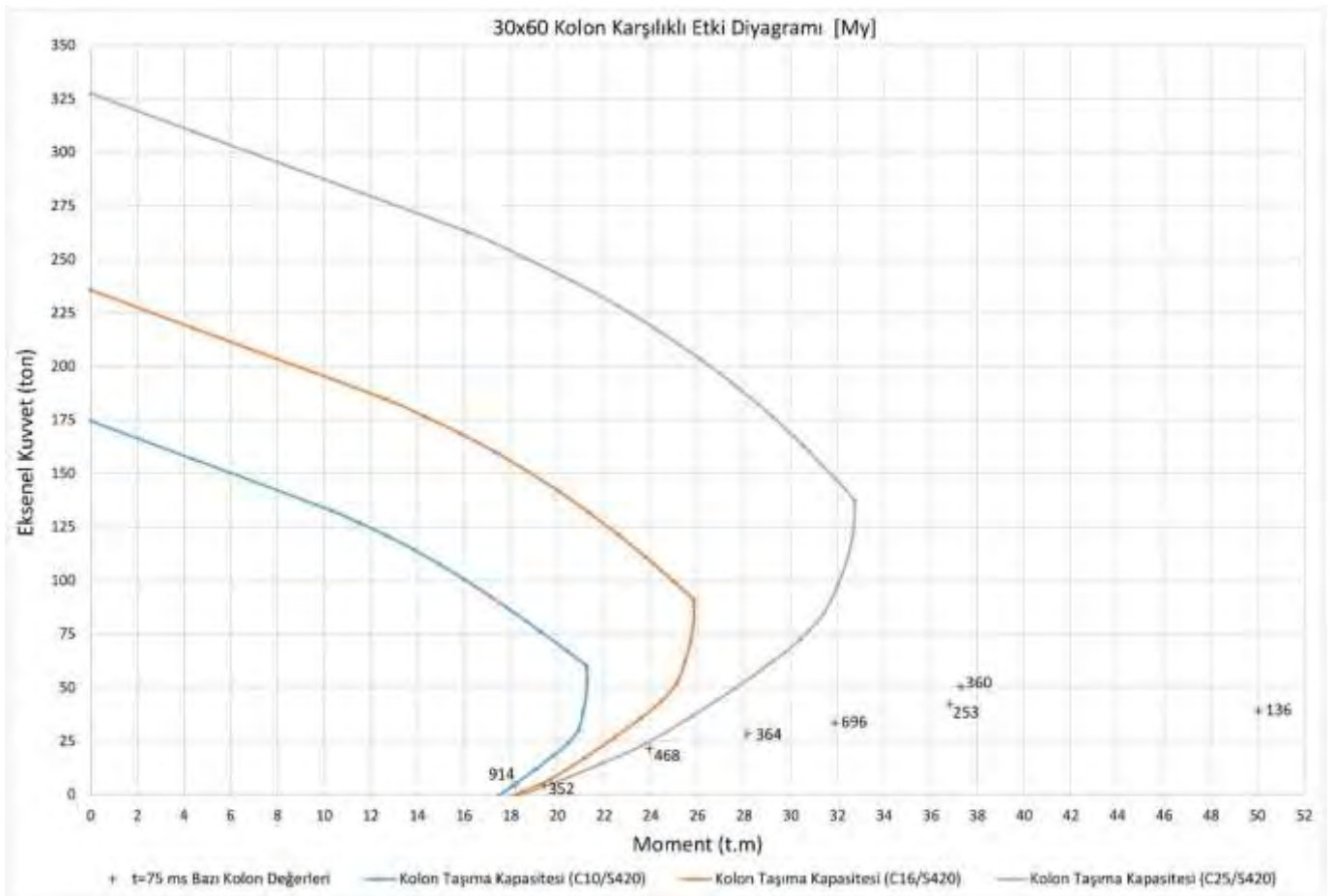
Bu çalışmada, taşıyıcı eleman olarak kolonlar sistemden kaldırılmıştır ve diğer kolonlara etki eden aksel kuvvet ve moment değerleri, farklı beton sınıfları için kolon taşıma kapasiteleri ile kıyaslanmıştır. Bu kıyaslama her ms için Şekil 11 ve Şekil 12’de gösterilmiştir.



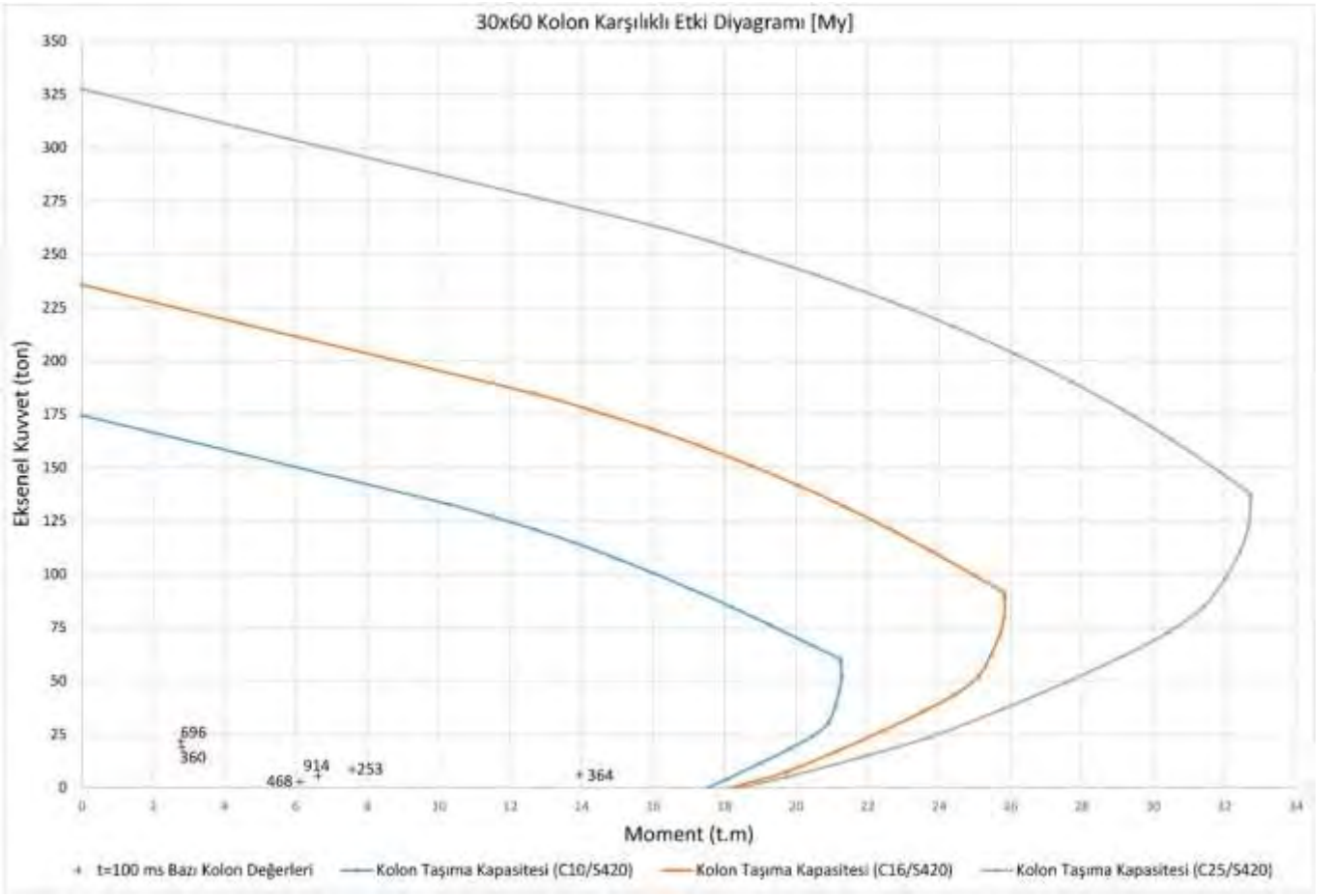
(a)



(b)



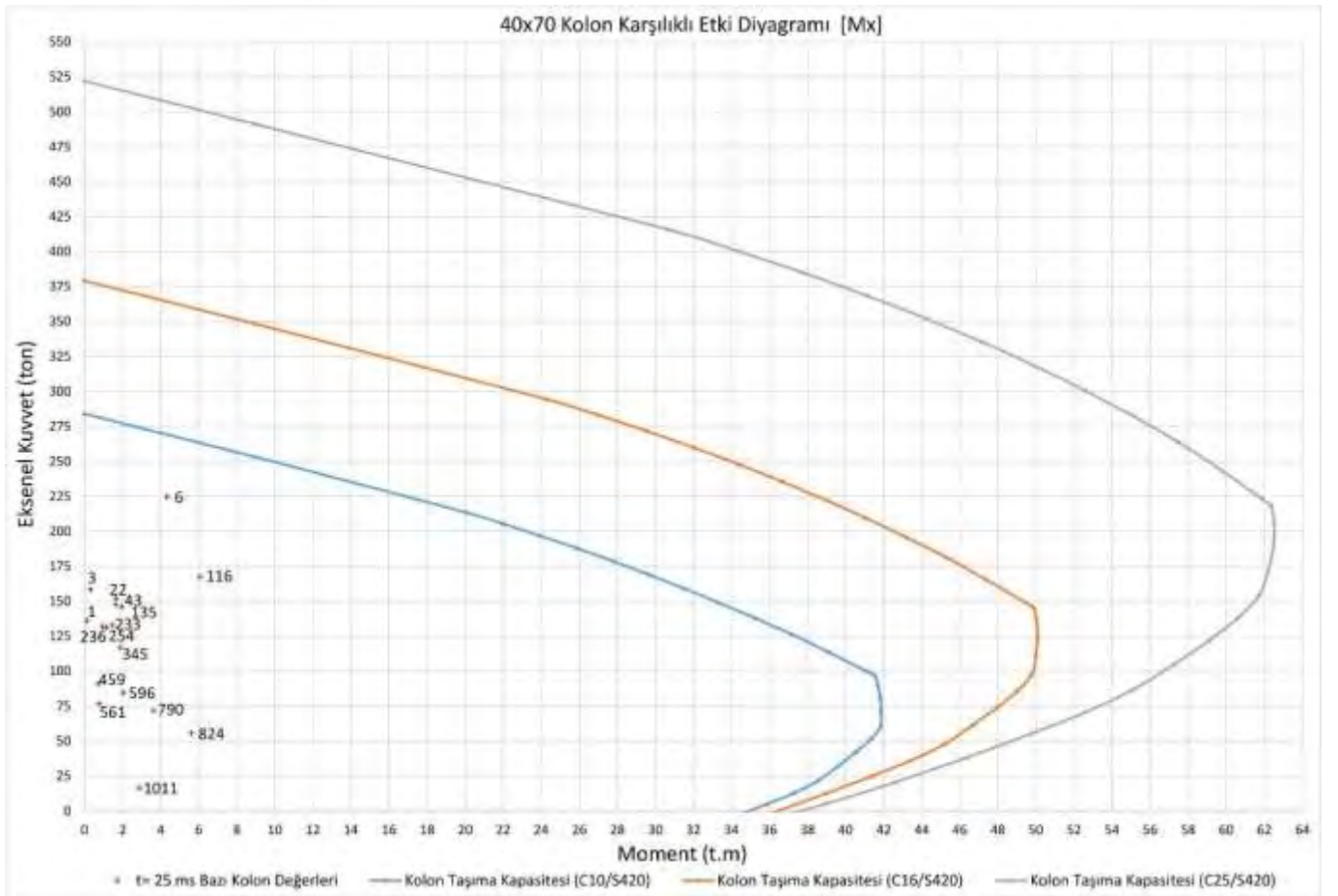
(c)



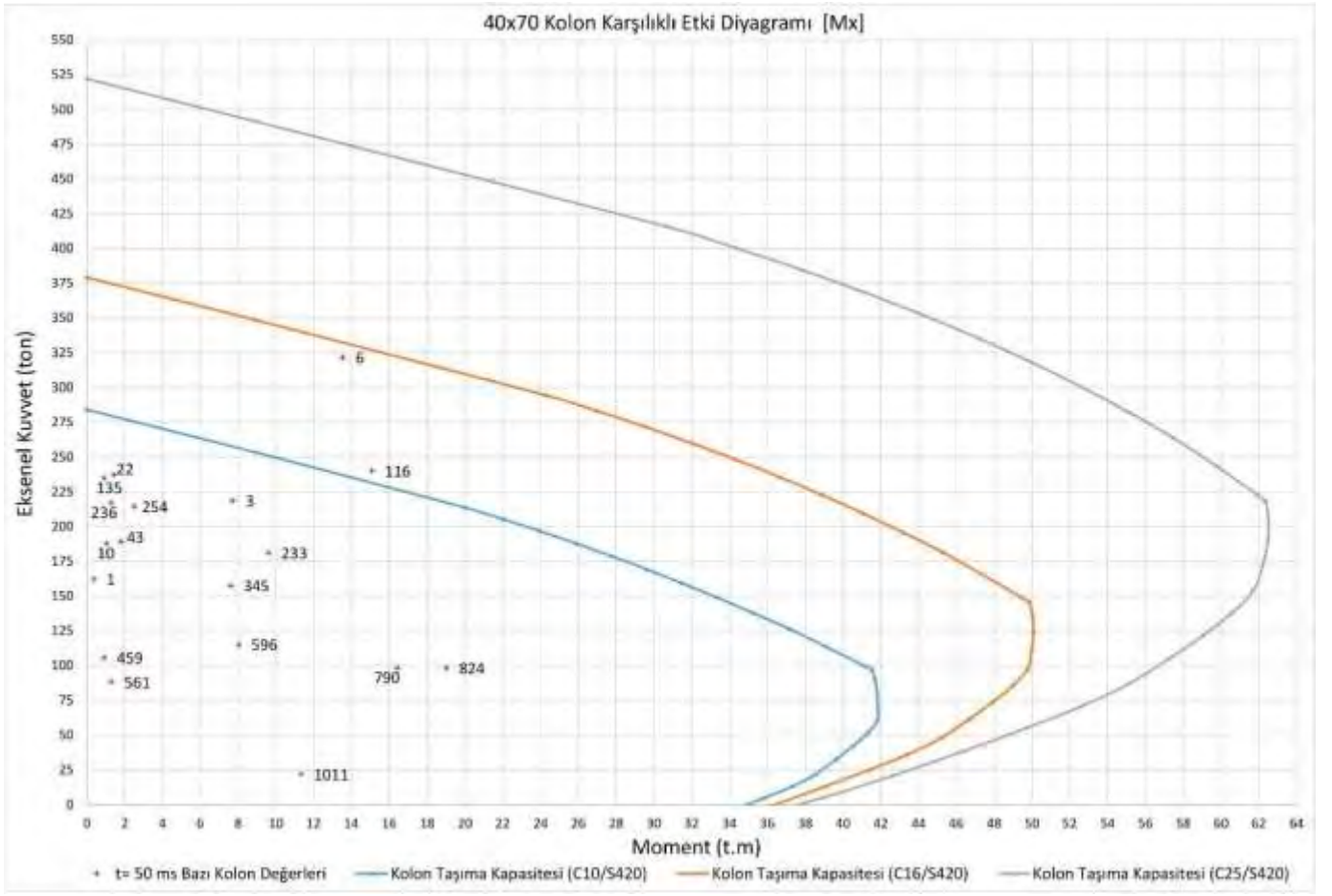
(d)

Şekil 11. 30x60 kolon karşılıklı etki diyagramı

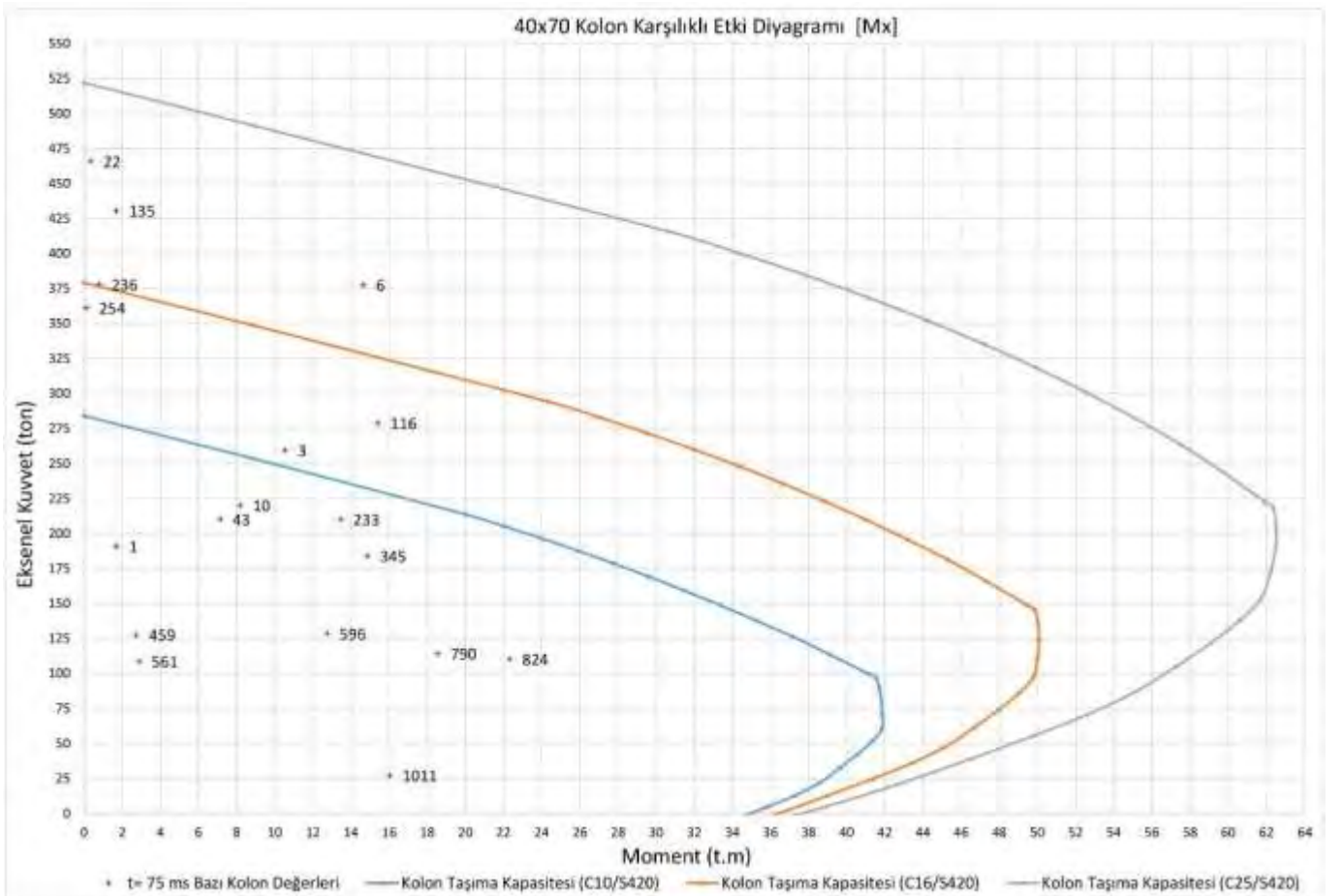
(a) t=25 ms (b) t=50 ms (c) t=75 ms (d) t=100 ms



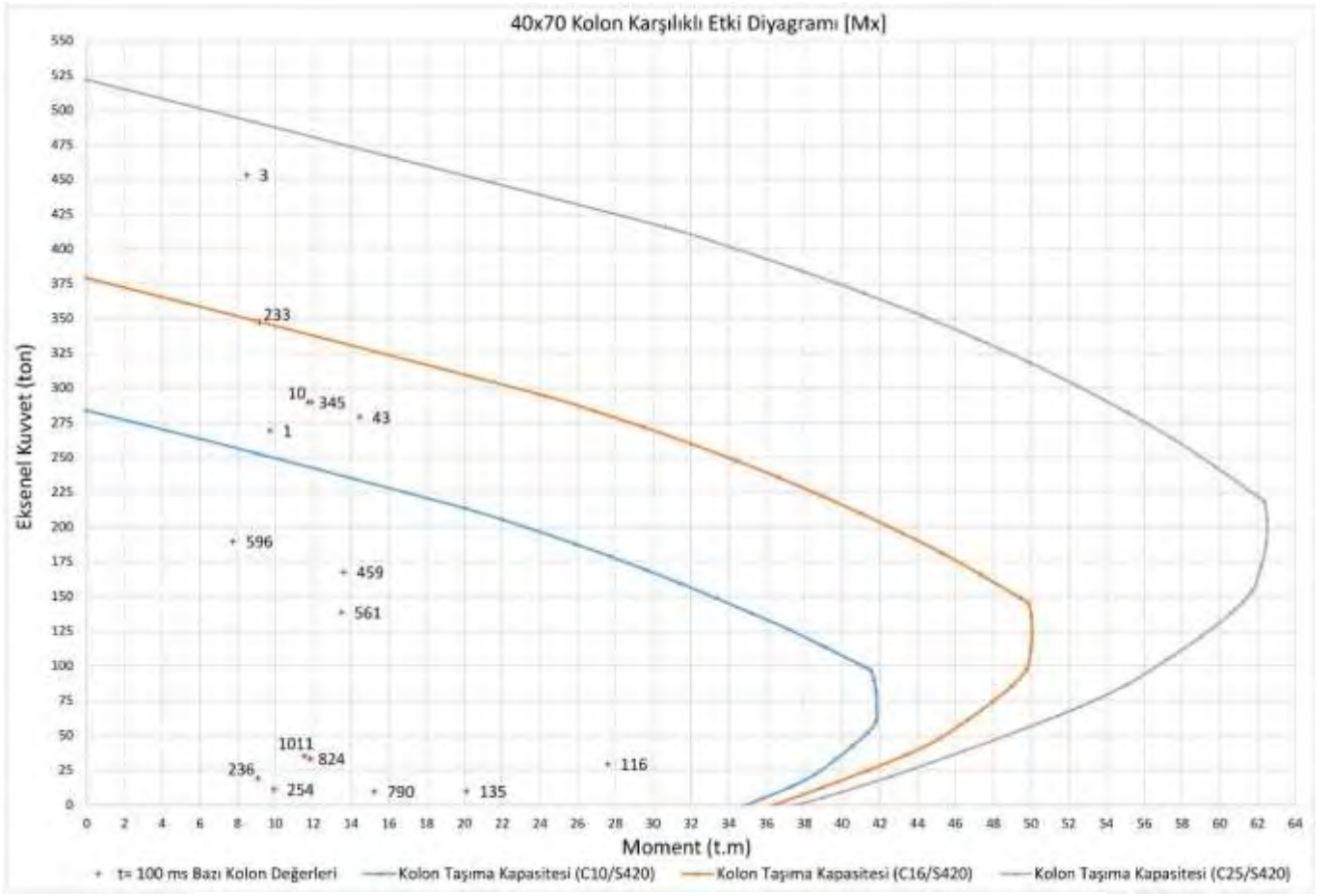
(a)



(b)



(c)



(d)

Şekil 12. 40x70 kolon karşılıklı etki diyagramı

(a) t=25 ms (b) t=50 ms (c) t=75 ms (d) t=100 ms

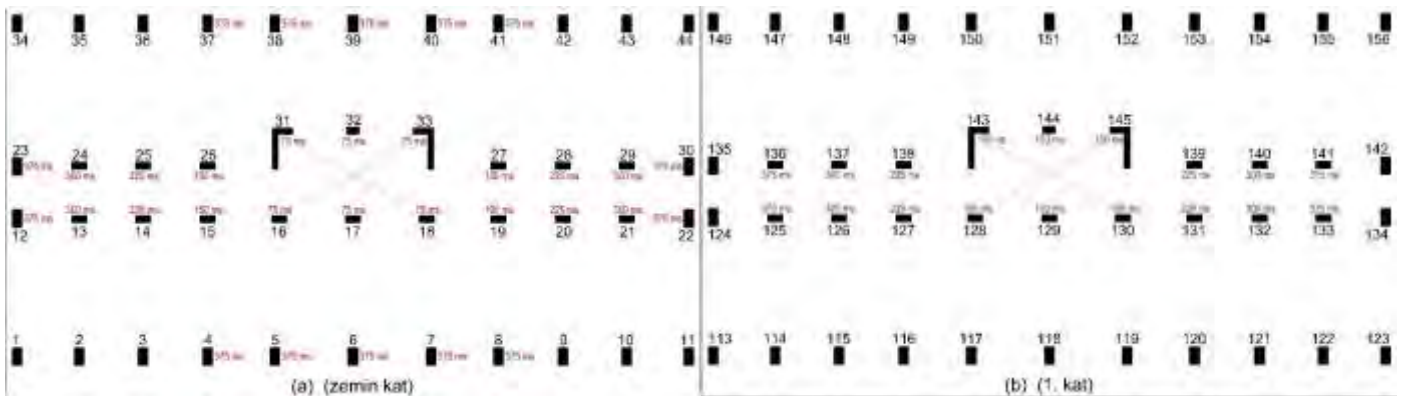
5 PATLATMA TASARIMLARININ REVİZE EDİLMESİ

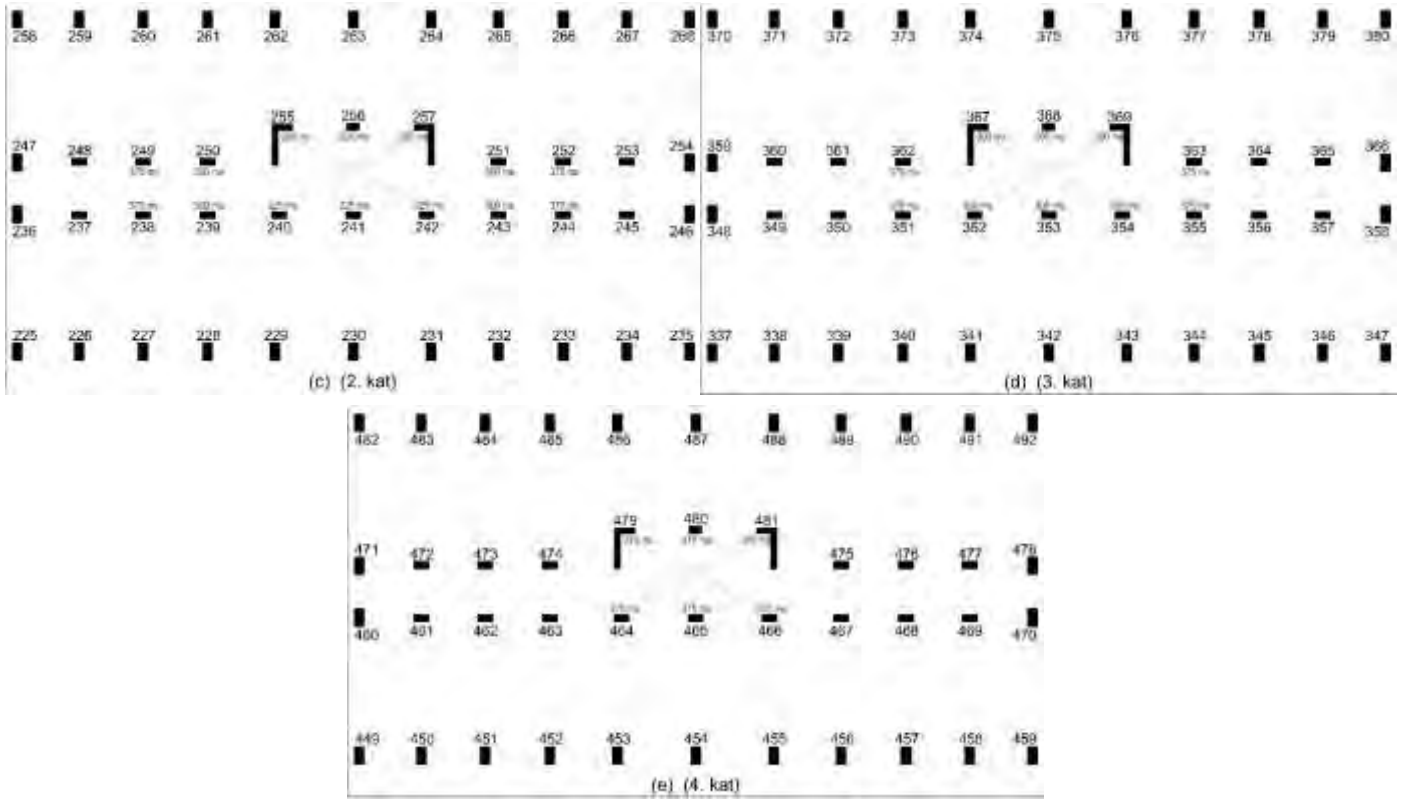
Yapılan patlatma tasarımında, her beton sınıfı için olumlu sonuç alınamamıştır. Bu yüzden tasarım revize edilerek farklılıklar karşılaştırılmıştır.

5.1 Revize-1

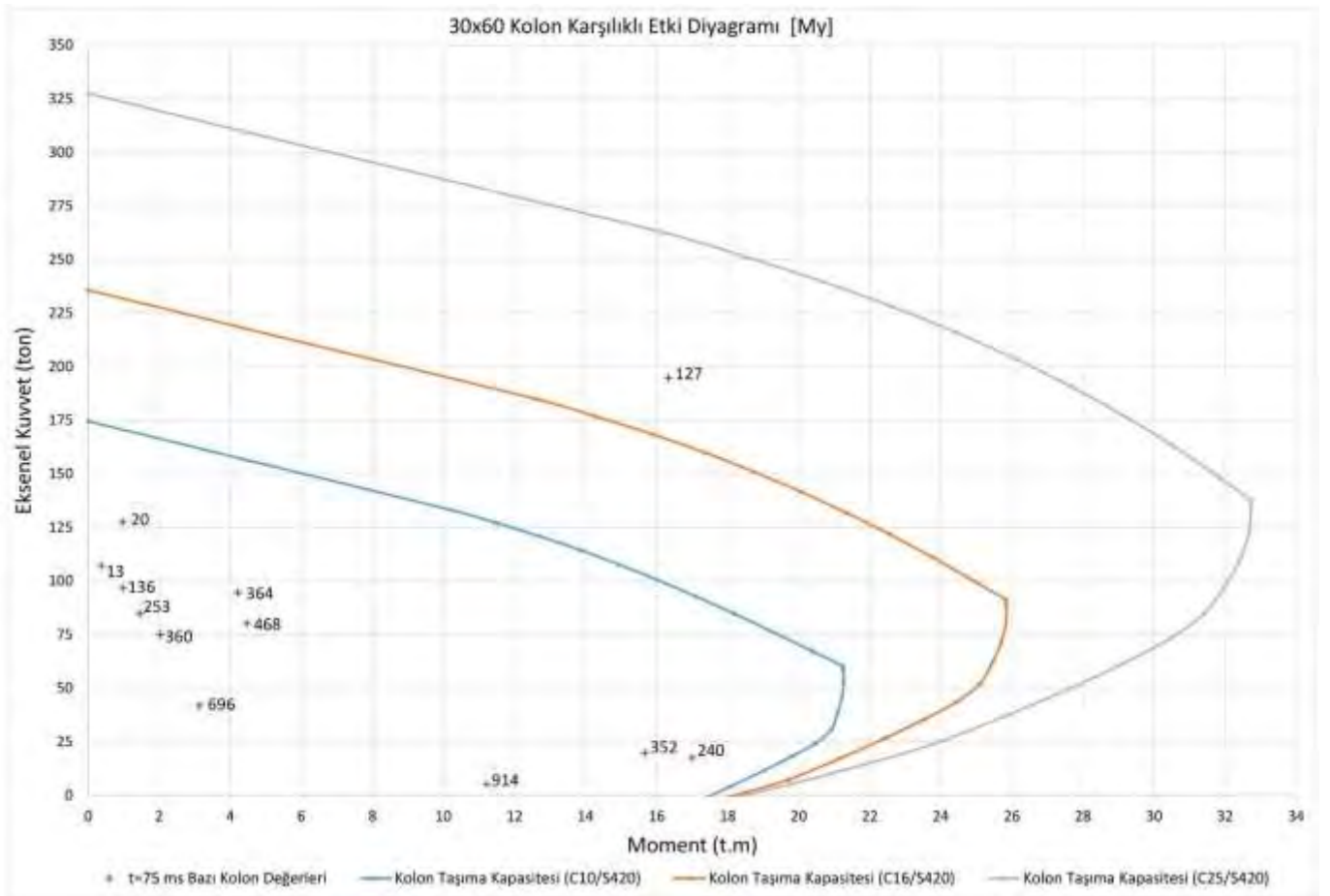
Bu revizde gecikme aralığı değişmesi sonucu, yapının davranışındaki farklılıkları görmek adına gecikme aralığı 75 ms olarak seçilmiştir. Patlatma tasarımında 4. kata da patlayıcı yerleştirilmiştir. Şekil 13'te revize-1 tasarımı için patlayıcı konulan kolonlar ve patlatma süreleri gösterilmiştir.

Revize-1 tasarımına ait 30x60 cm kolonlar için karşılıklı etki diyagramları Şekil 14'te 40x70 cm kolonlar için karşılıklı etki diyagramları Şekil 15'te gösterilmiştir.

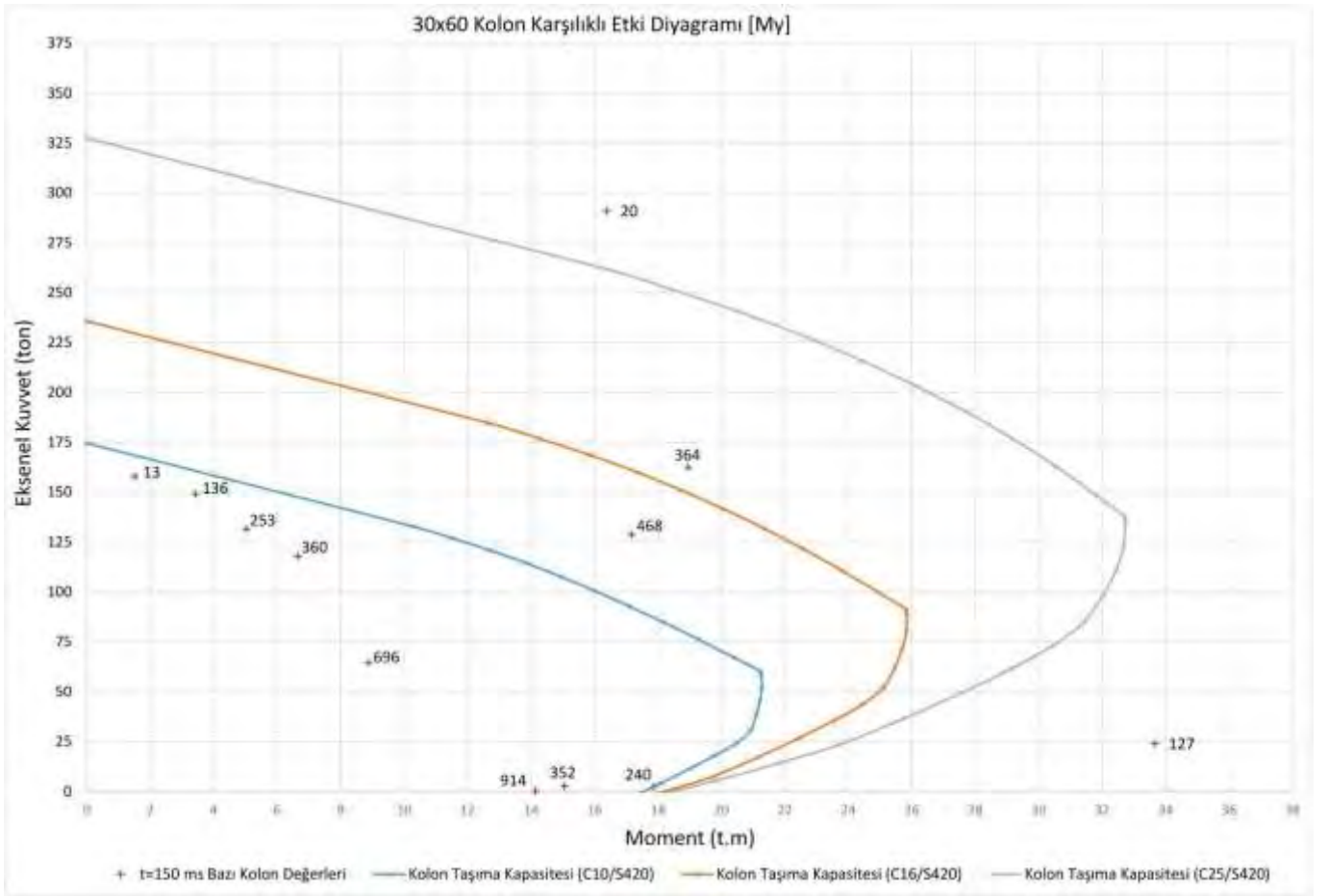




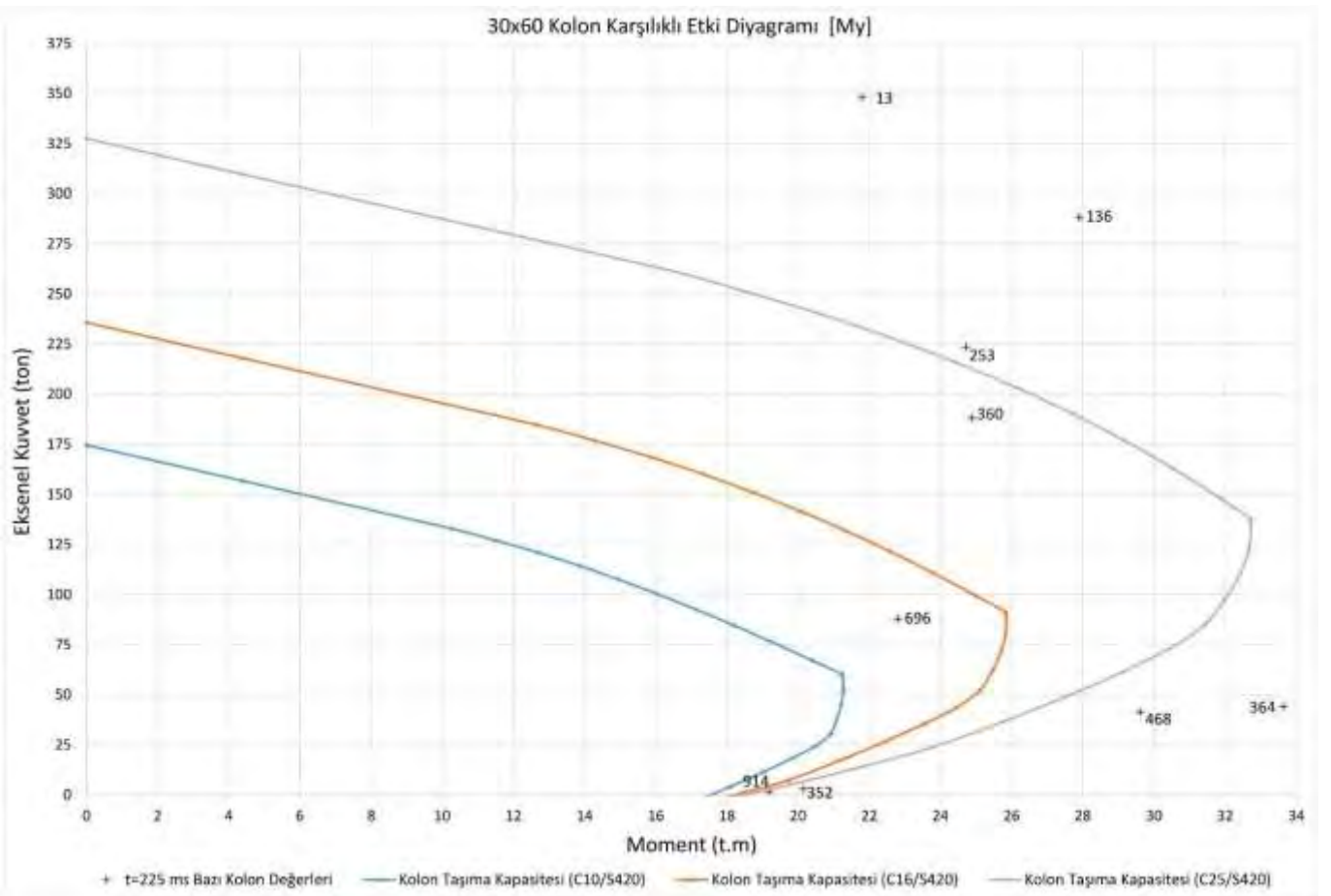
Şekil 13. Revize-1 Patlatılan kolonlar ve Patlatma Süreleri
 (a) Zemin Kat (b) 1. Kat (c) 2. Kat (d) 3. Kat (e) 4. Kat



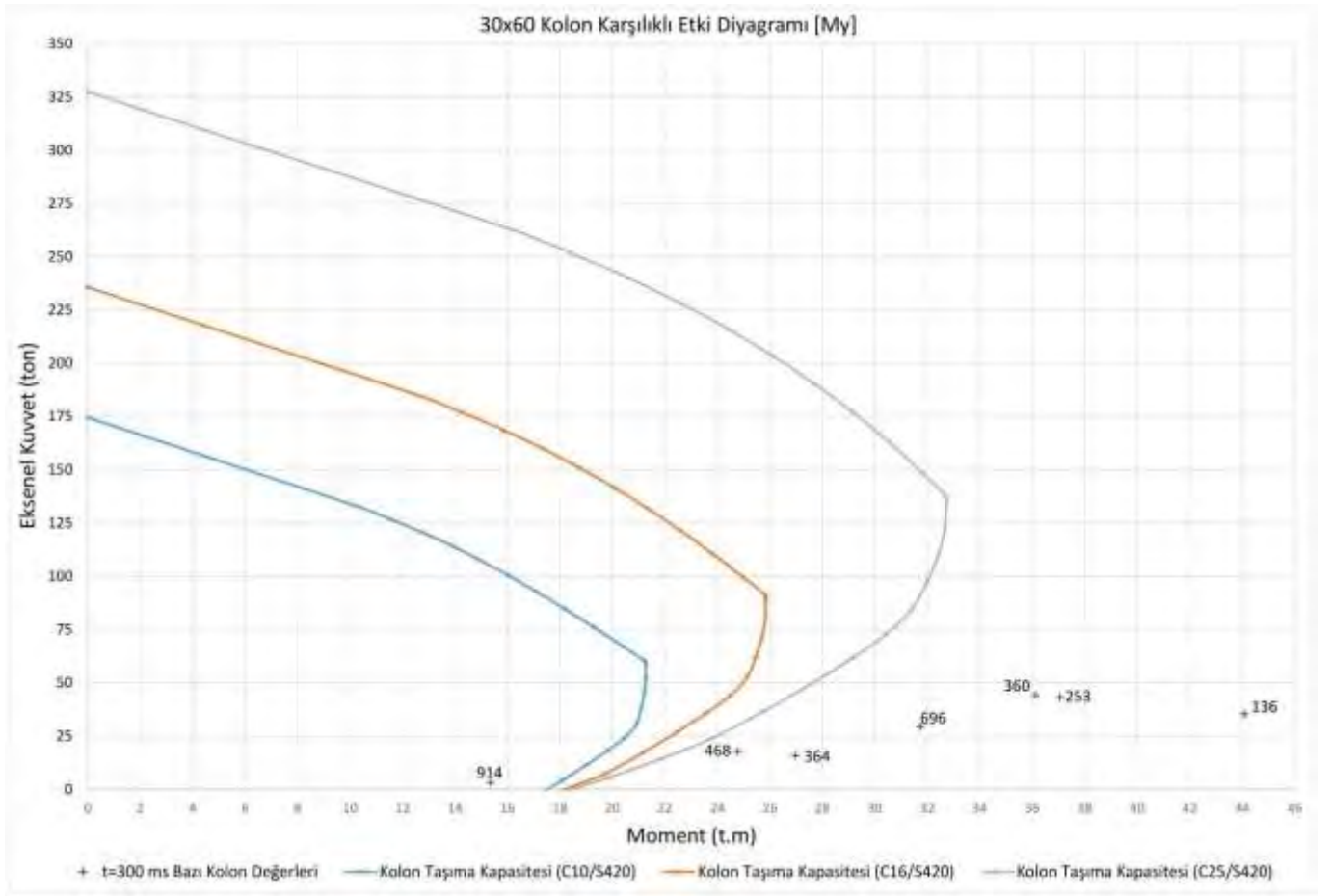
(a)



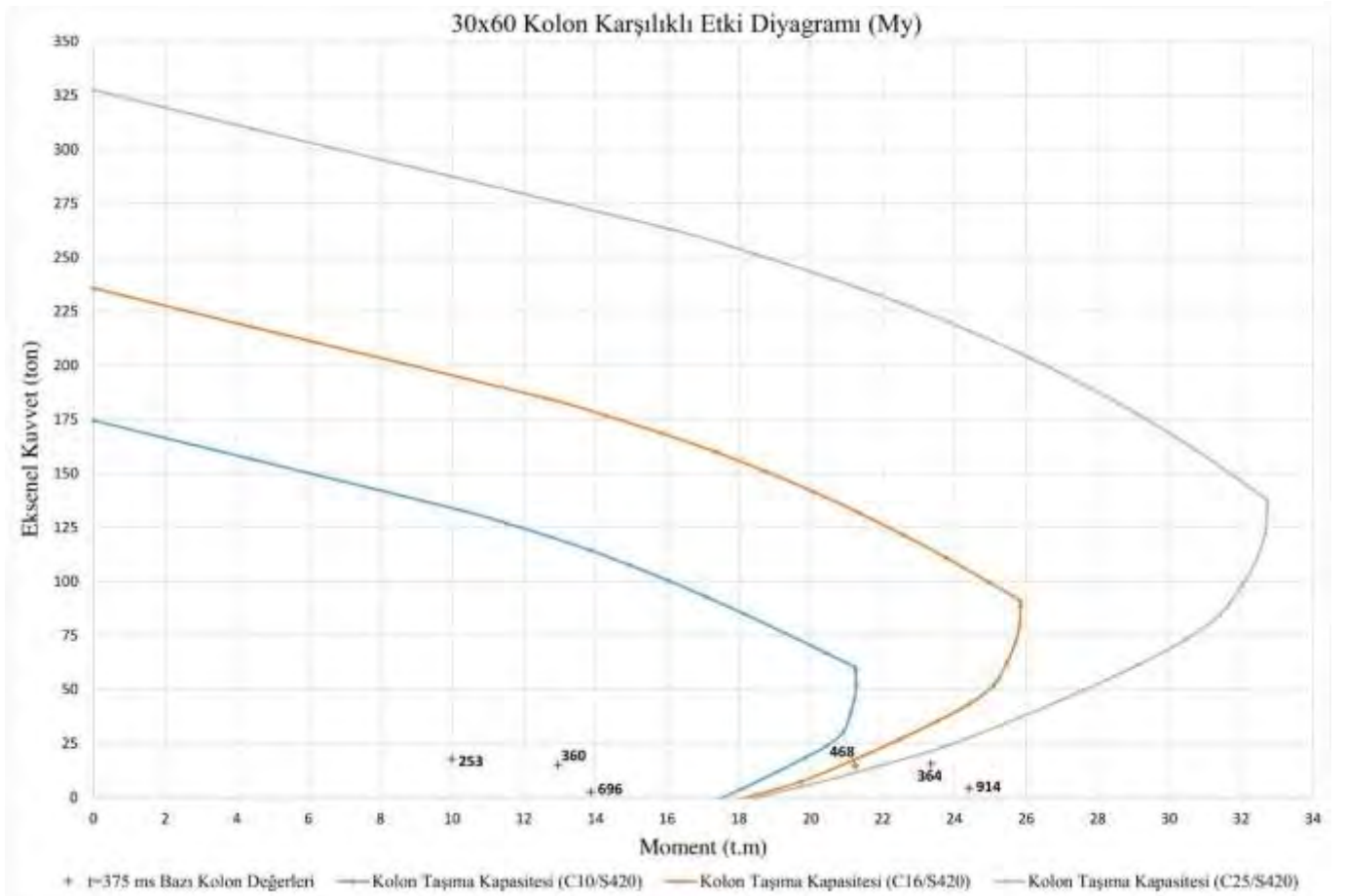
(b)



(c)

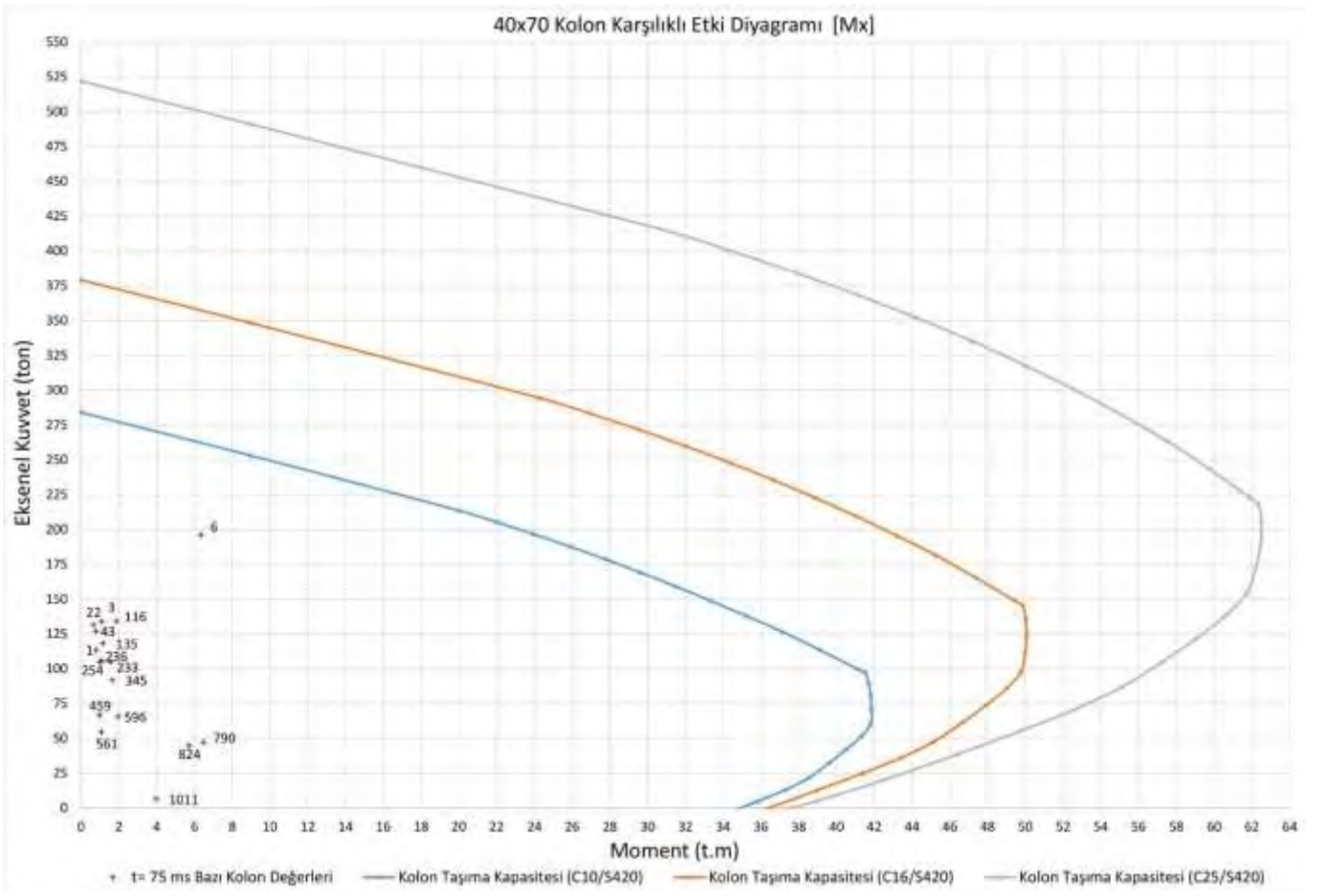


(d)

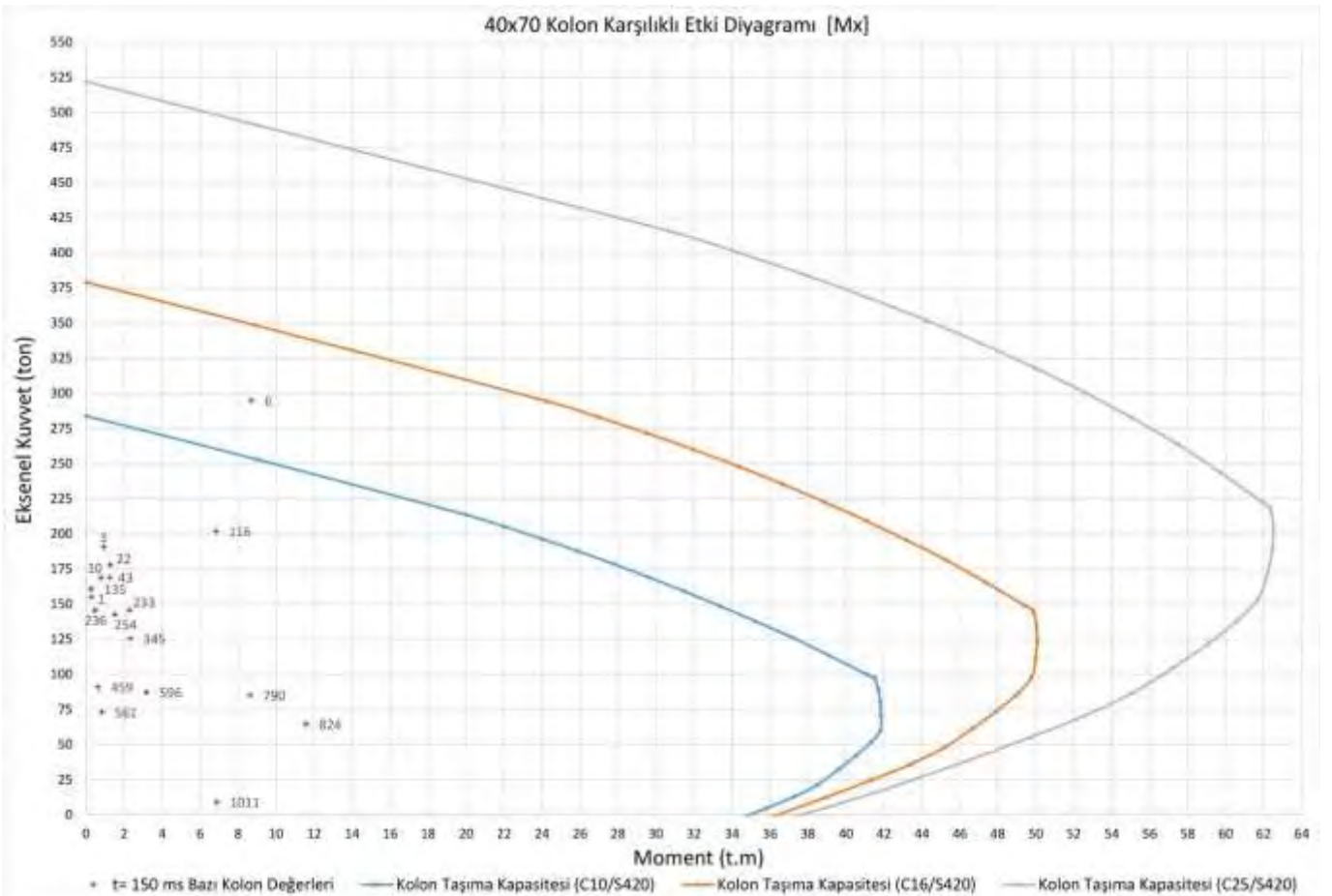


(e)

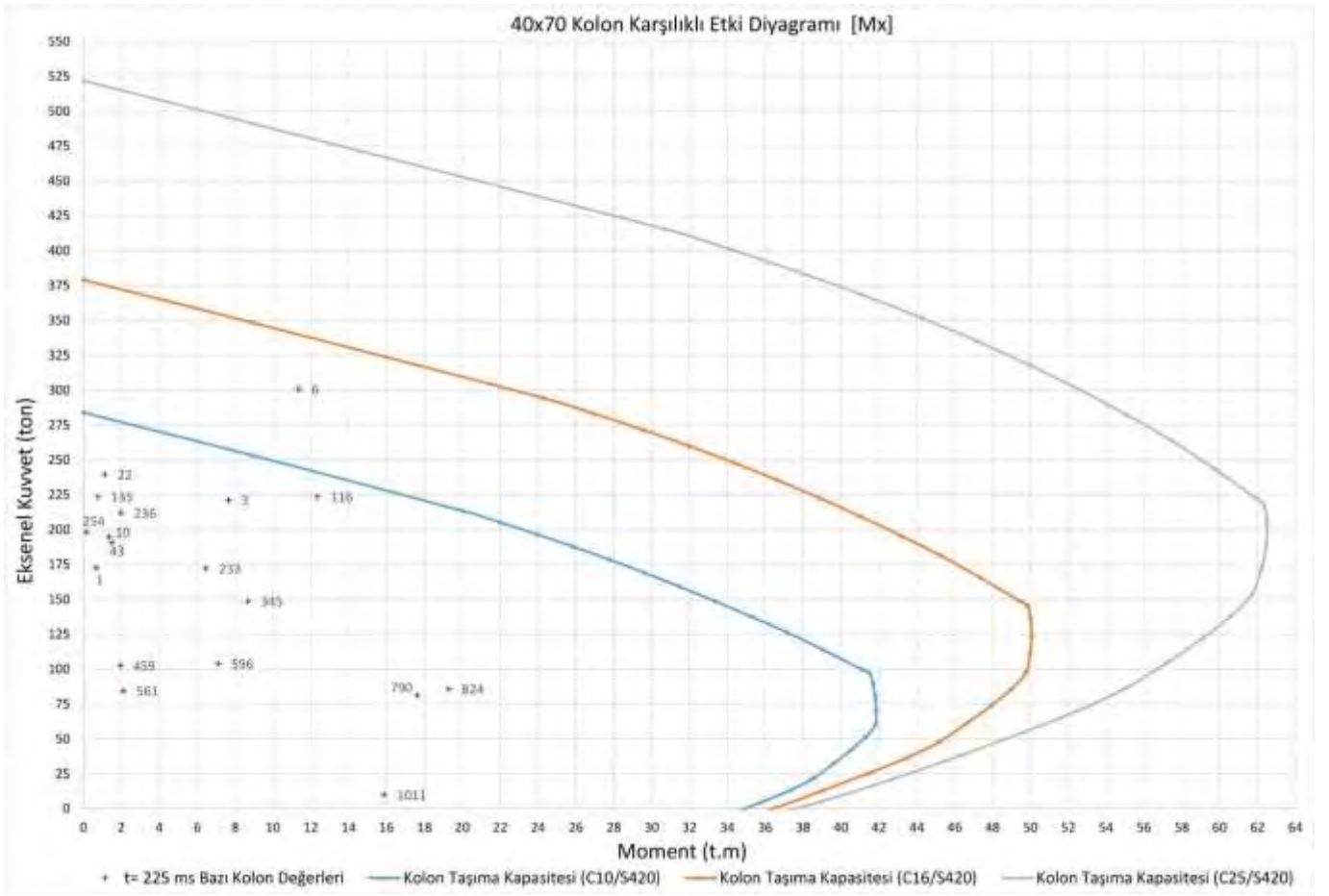
Şekil 14. Revize-1 Tasarımı 30x60 cm Kolon Karşılıklı Etki Diyagramı
(a) 75 ms (b) 150 ms (c) 225 ms (d) 300 ms (e) 375 ms



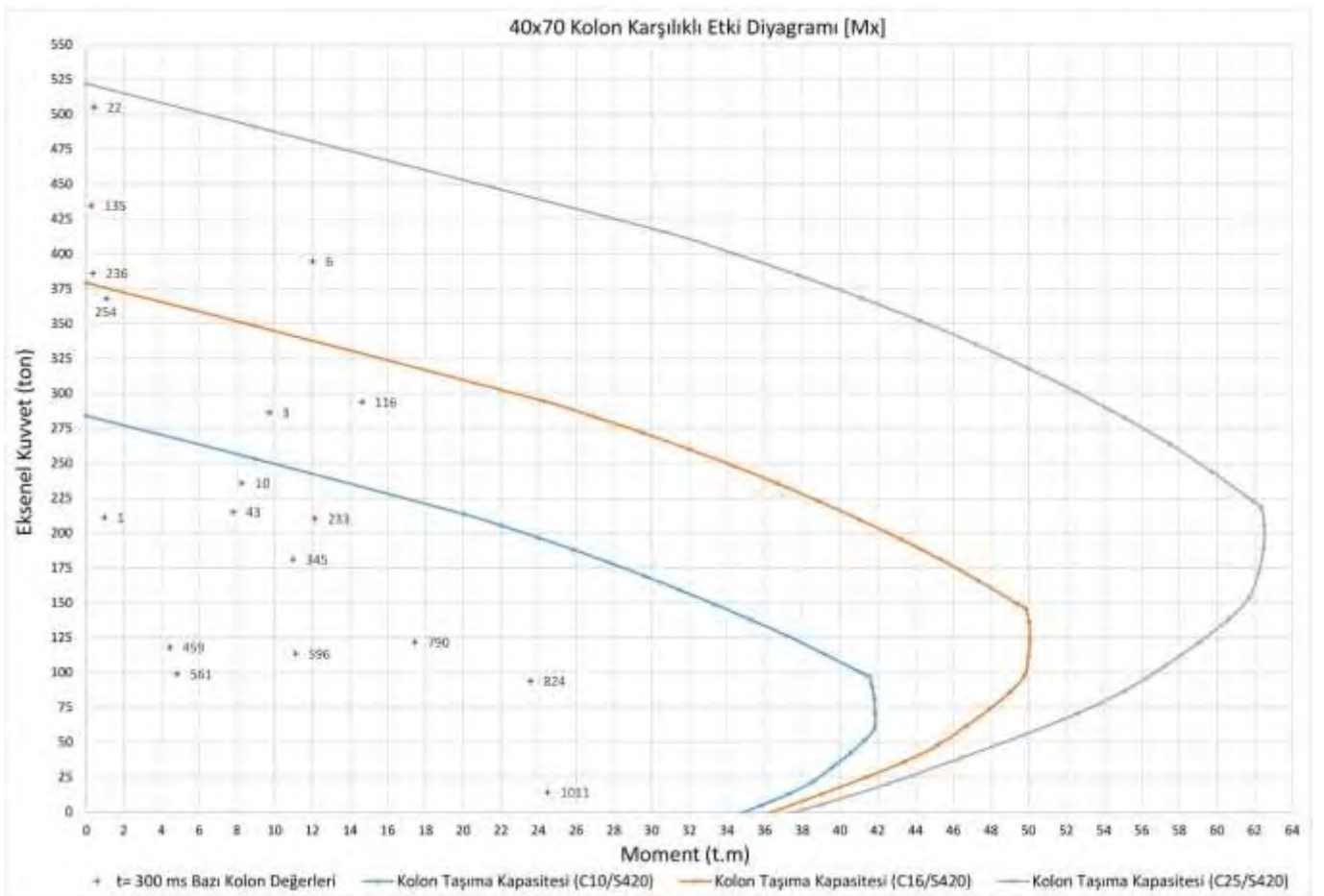
(a)



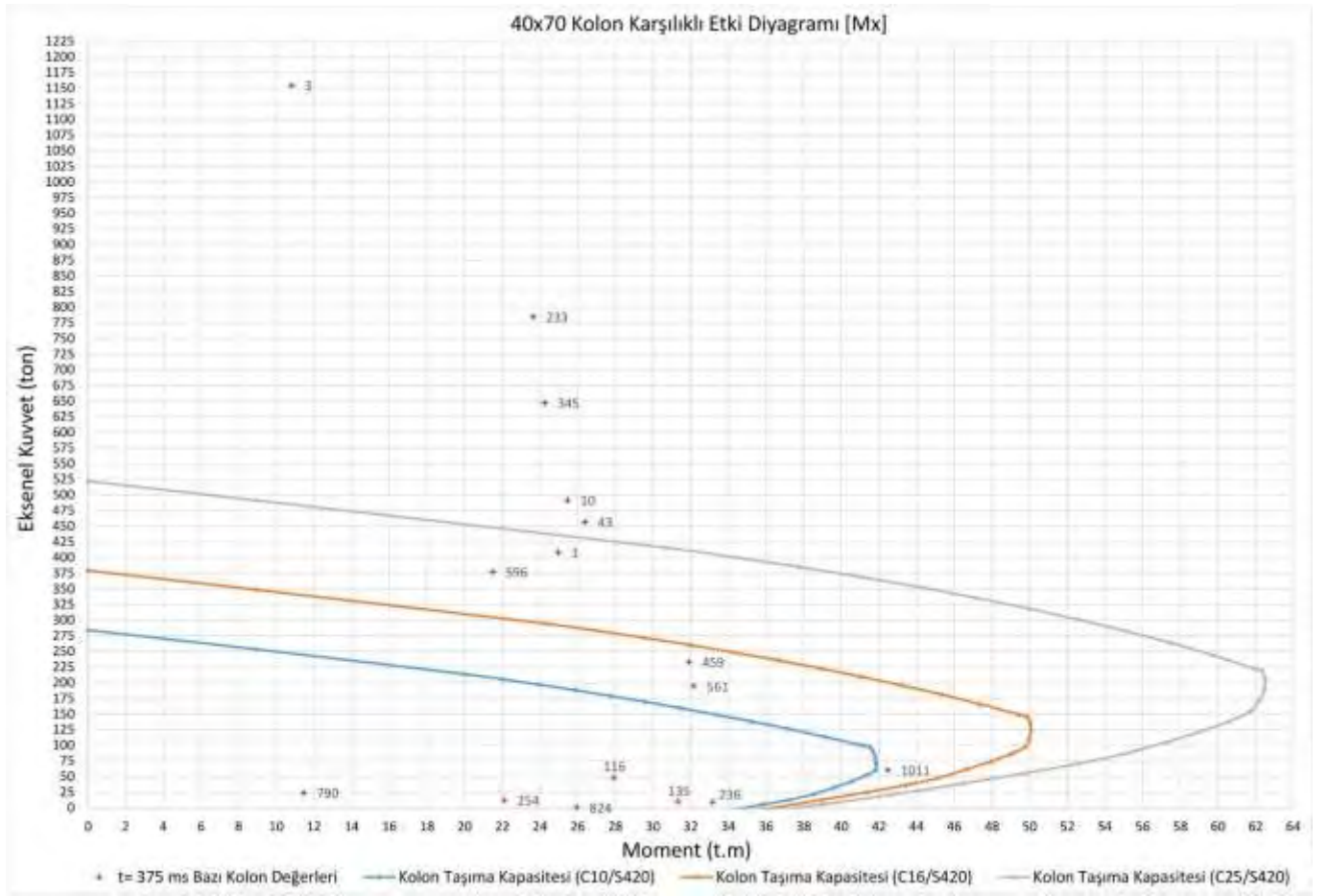
(b)



(c)



(d)



(e)

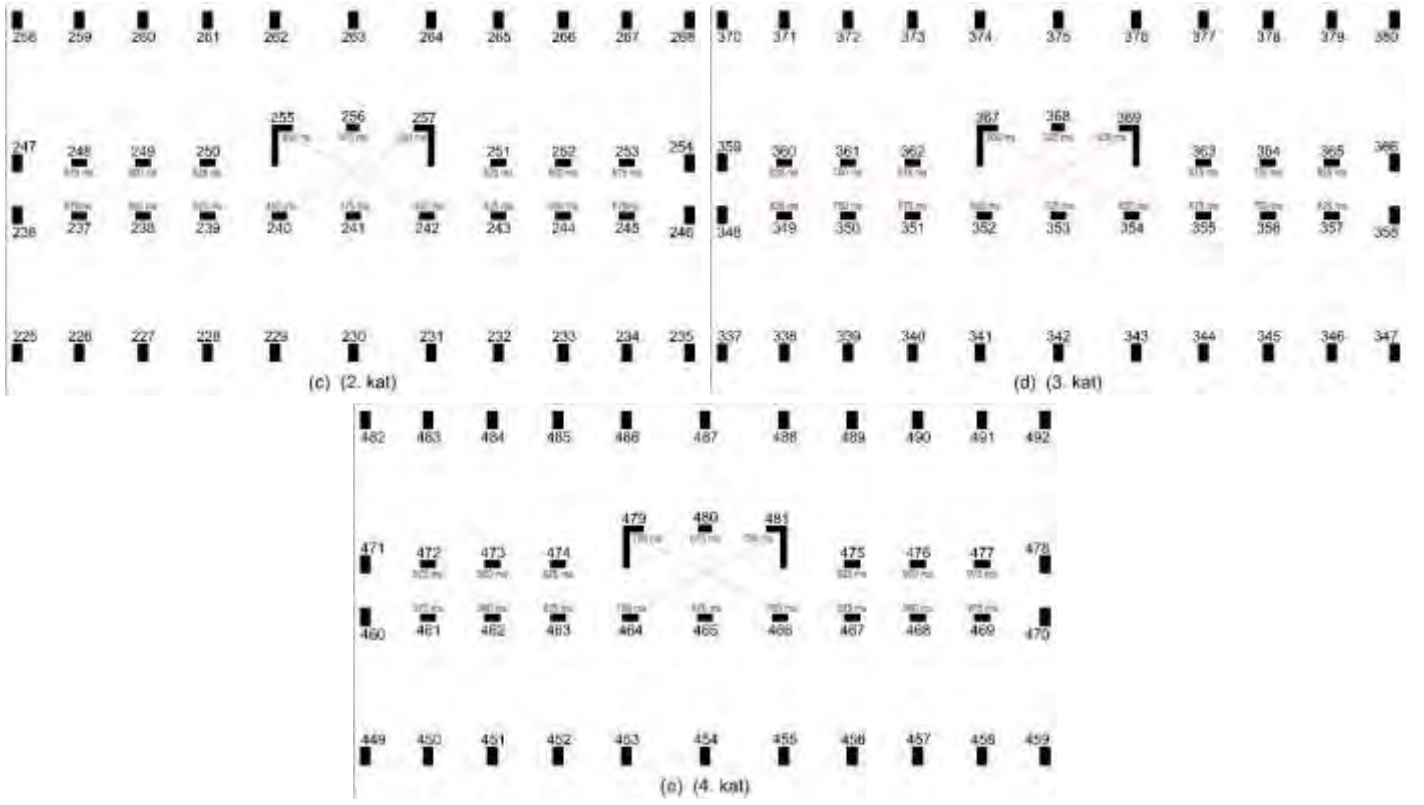
Şekil 15. Revize-1 Tasarımı 40x70 cm Kolon Karşılıklı Etki Diyagramı
(a) 75 ms (b) 150 ms (c) 225 ms (d) 300 ms (e) 375 ms

5.2 Revize-2

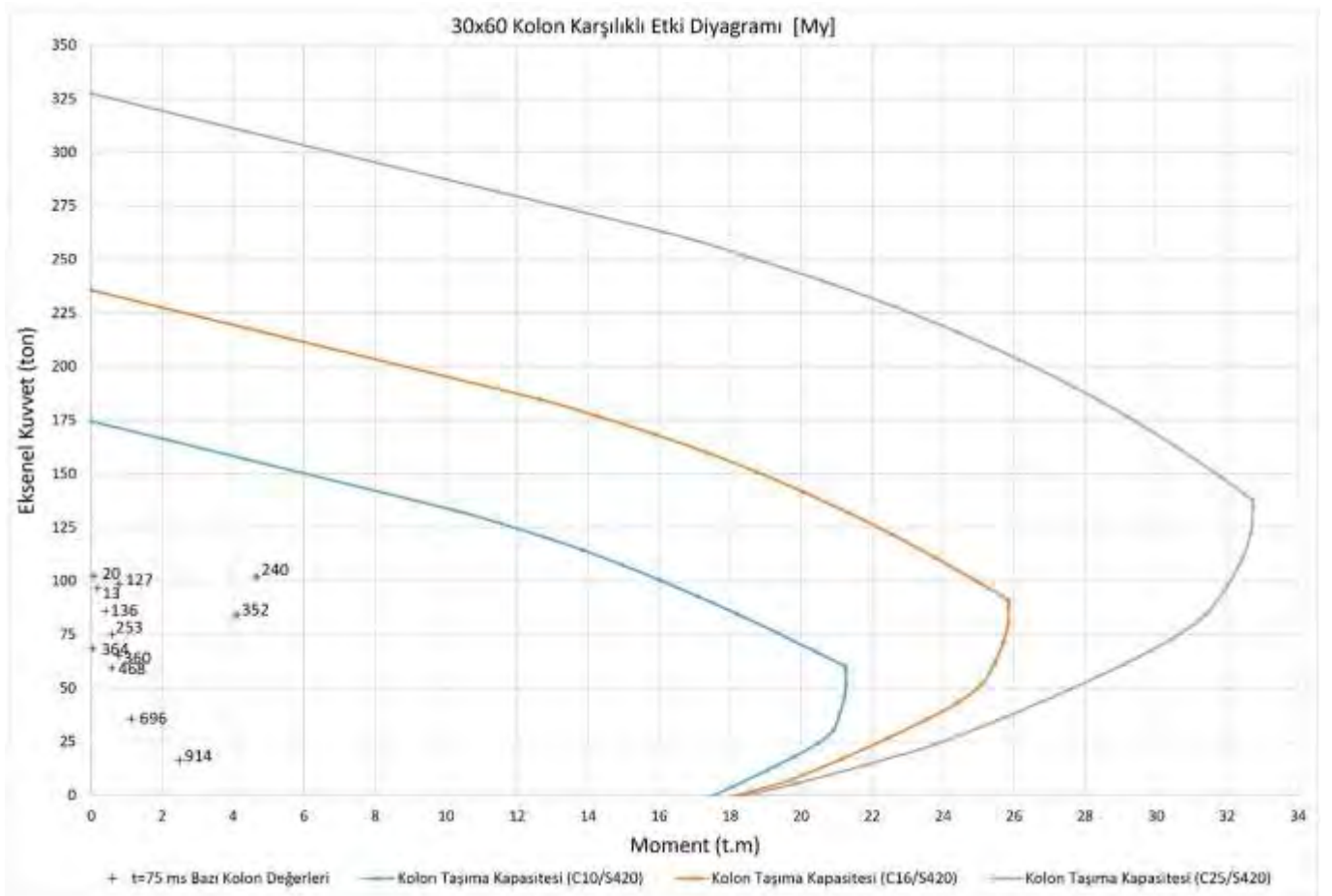
Bu revizde de gecikme aralığı 75 ms olarak seçilmiştir. Önceki tasarımlardan farklı olarak her gecikme aralığında patlatılan kolon adeti düşürülmüş ve bir üst kata geçiş, 2 gecikme aralığı sonrası yapılmıştır. Bunun sonucunda yıkım süresi arttırılmıştır. Bu tasarımda da 4. Kata patlayıcı yerleştirilmiş fakat revize-1'den farklı olarak 4. katta kenar kolonlar hariç tüm kolonlar patlatılmıştır. Şekil 16'da revize-2 tasarımı için patlayıcı konulan kolonlar ve patlatma süreleri gösterilmiştir.

Revize-2 tasarımına ait 30x60 cm kolonlar için karşılıklı etki diyagramları Şekil 17'de 40x70 cm kolonlar için karşılıklı etki diyagramları Şekil 18'de gösterilmiştir.

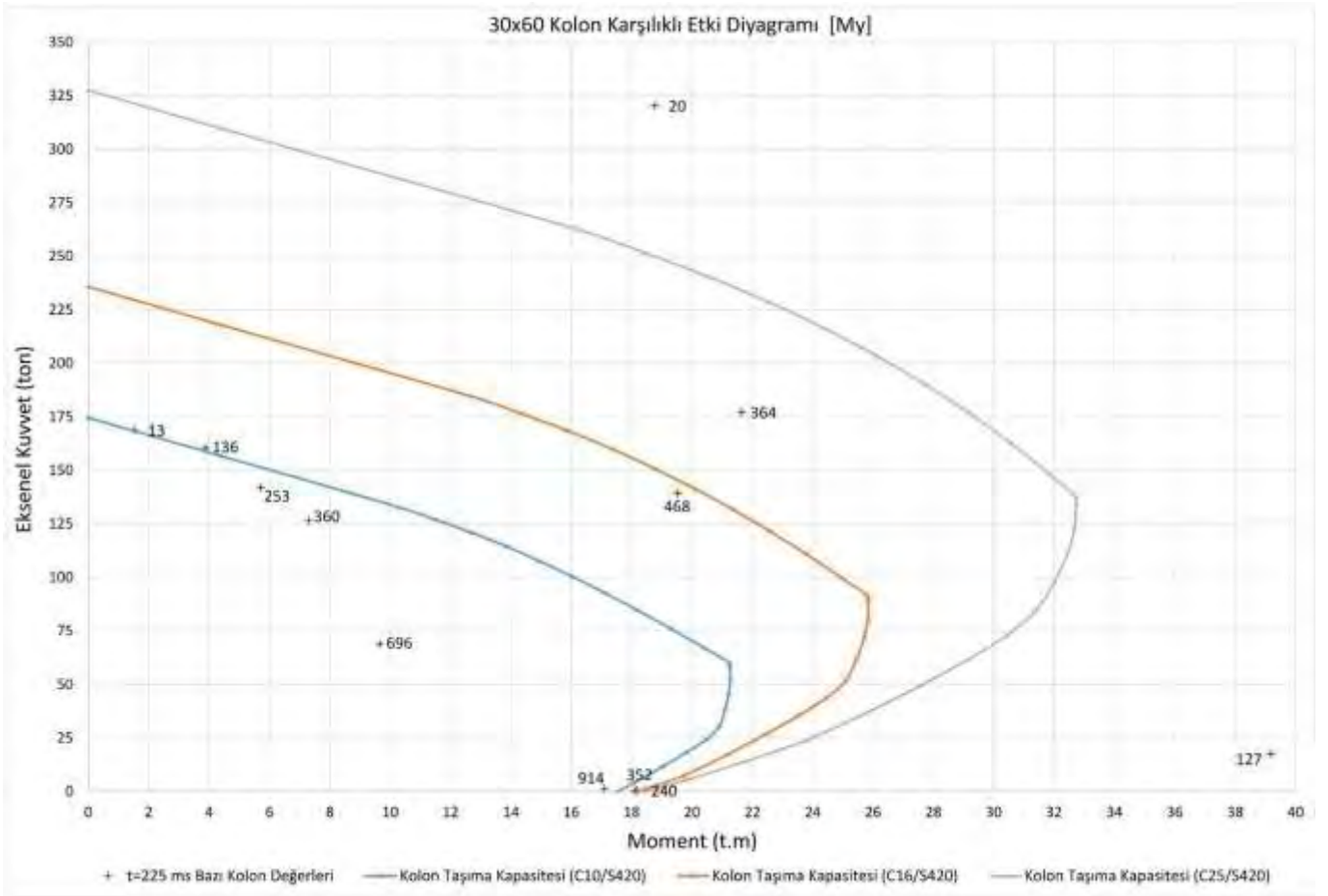




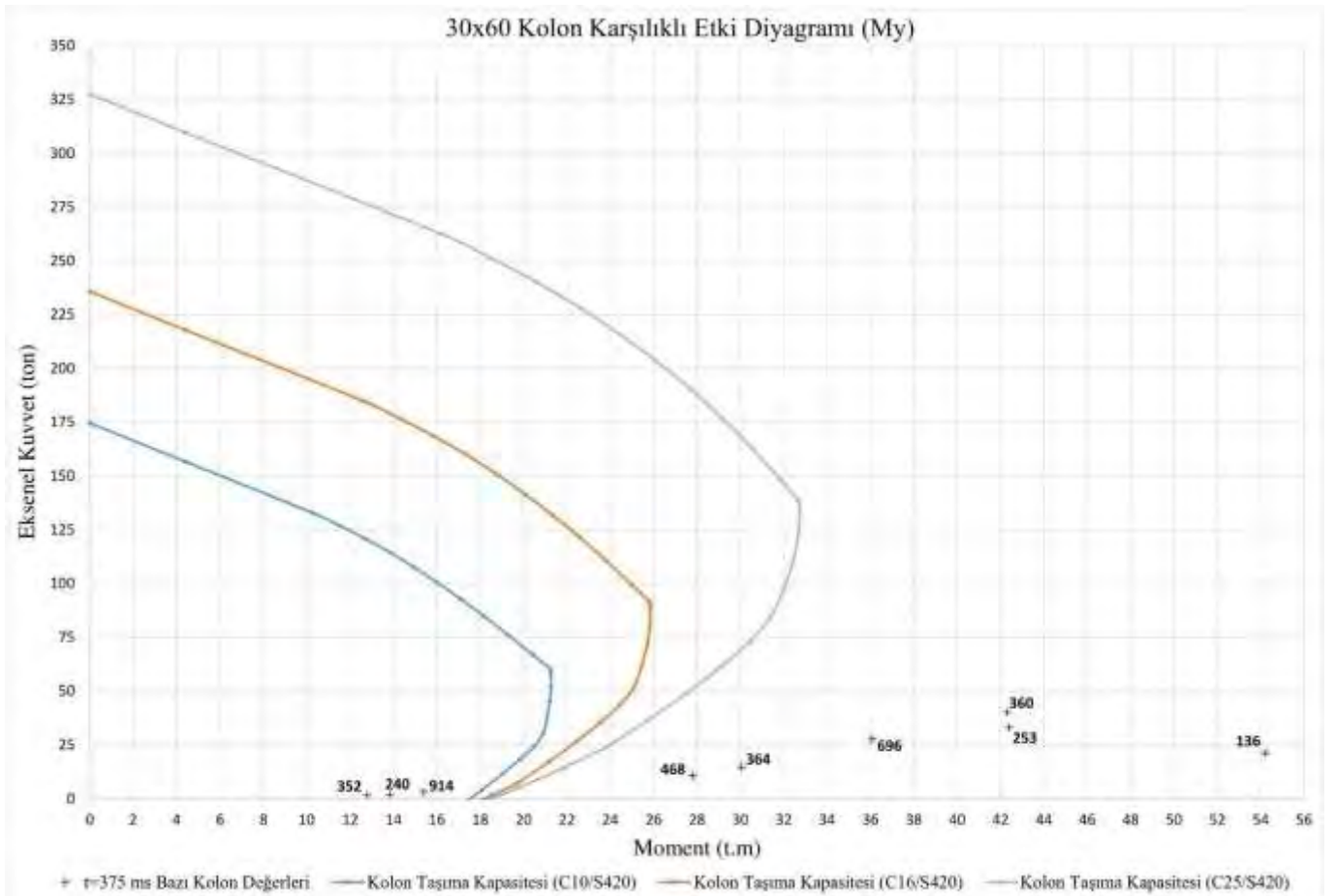
Şekil 16. Revize-2 Patlatılan kolonlar ve Patlatma Süreleri
 (a) Zemin Kat (b) 1. Kat (c) 2. Kat (d) 3. Kat (e) 4. Kat



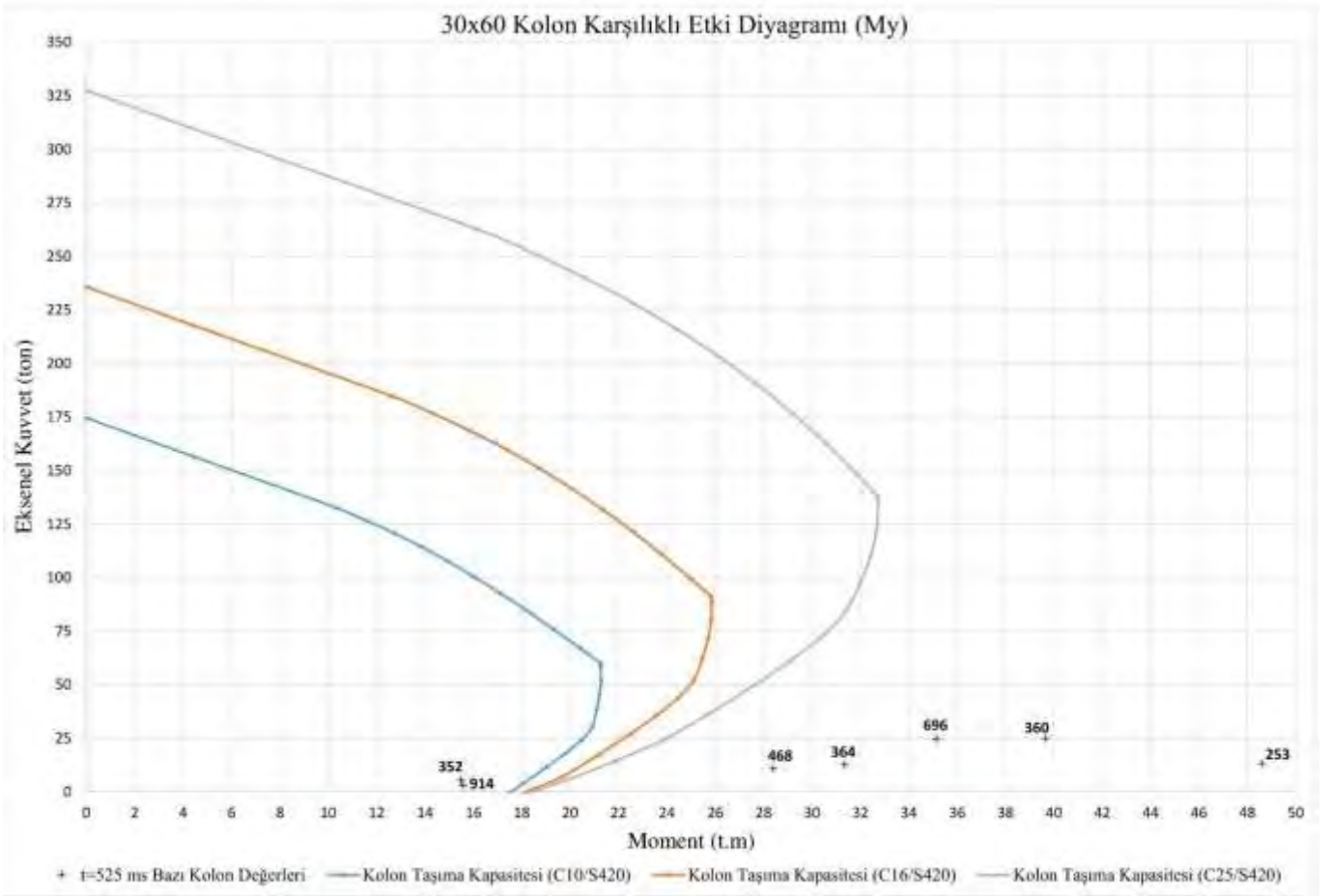
(a)



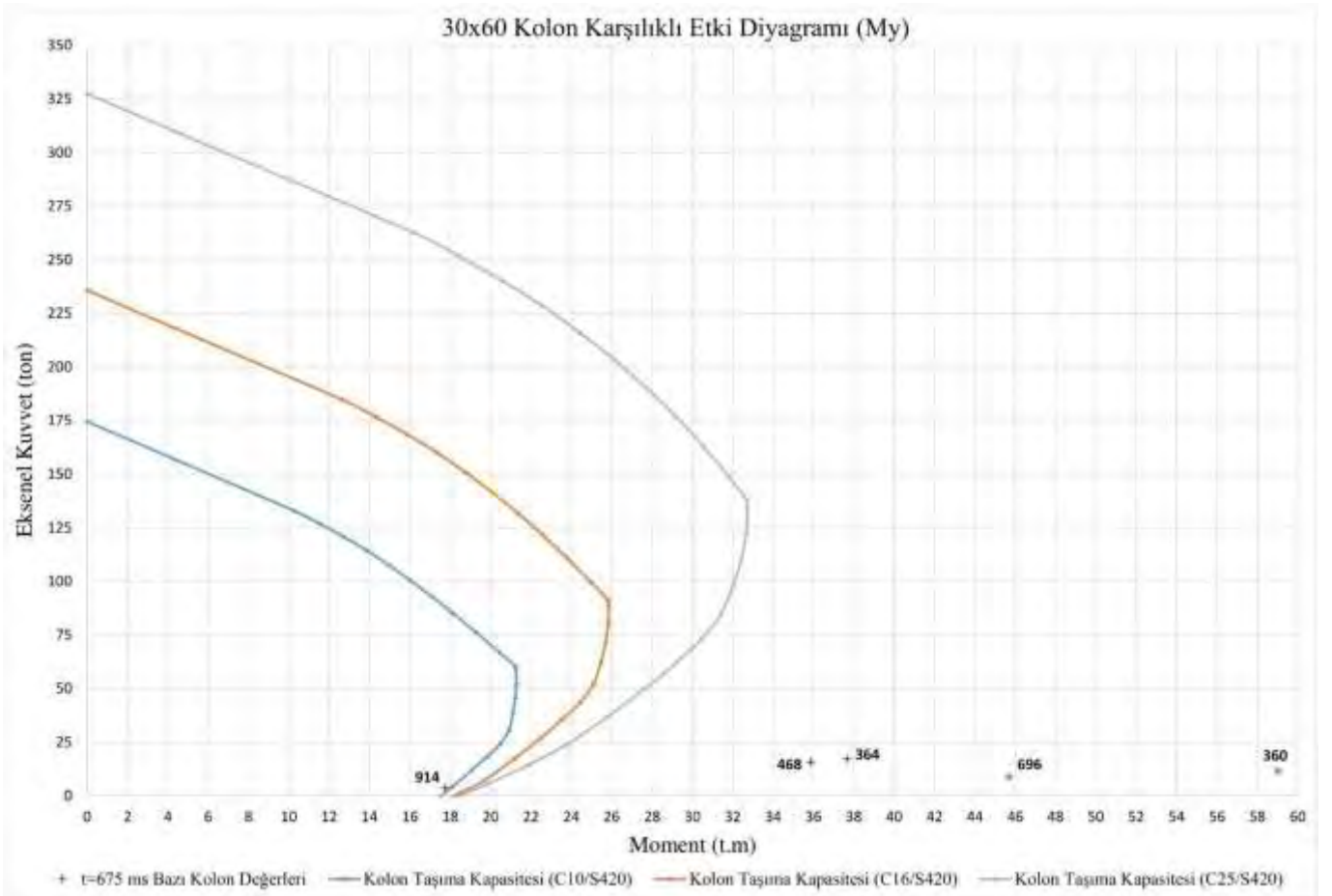
(b)



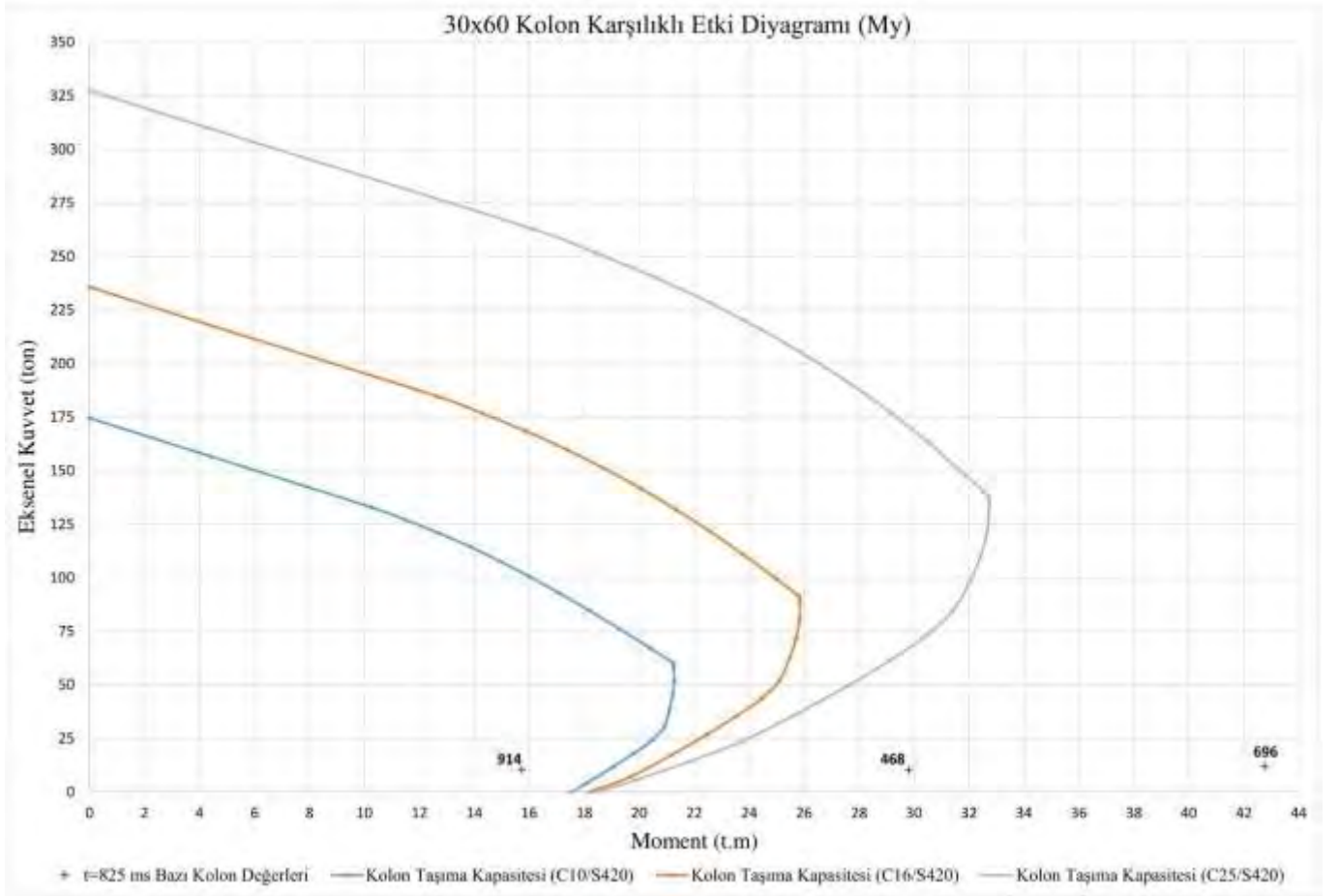
(c)



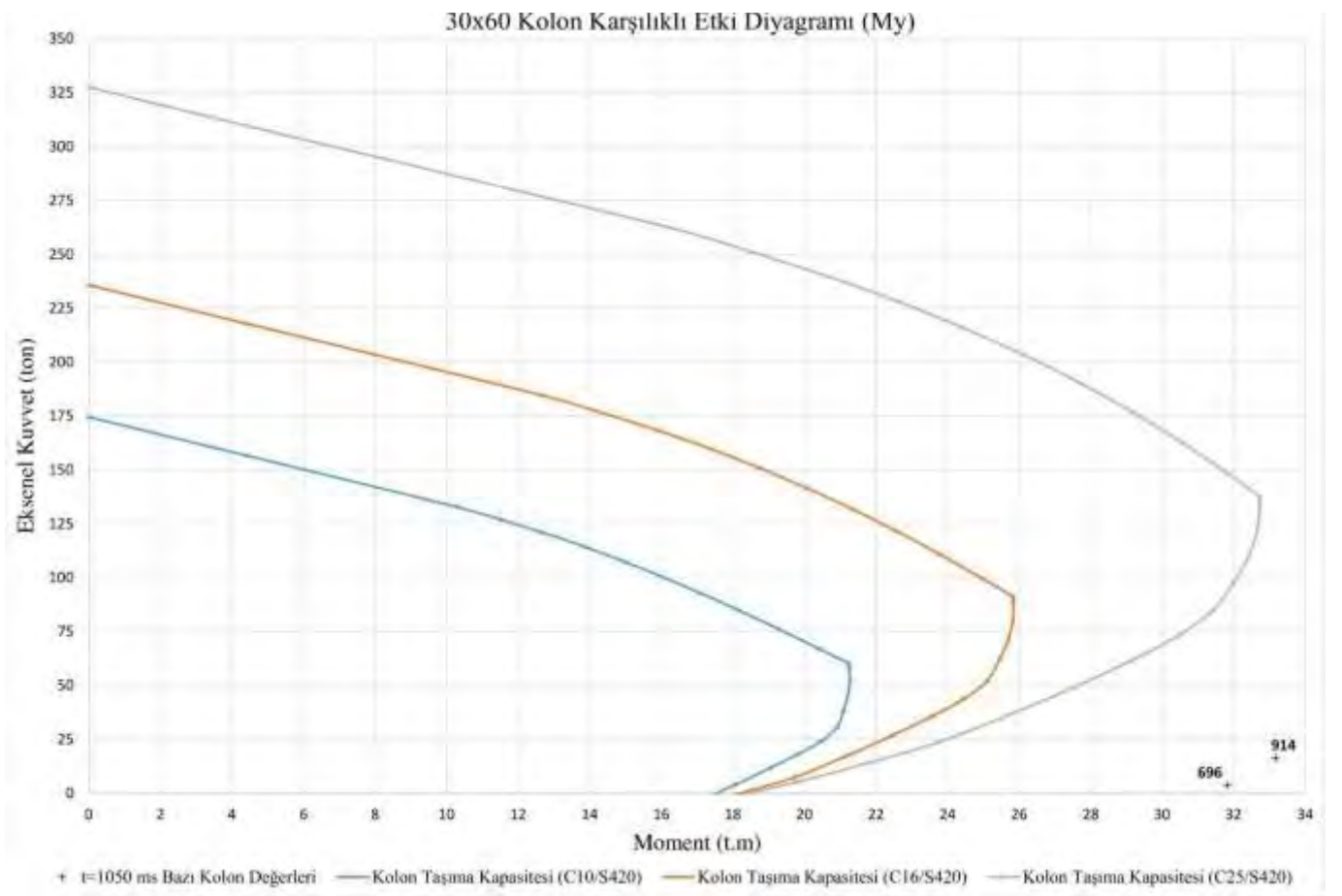
(d)



(e)

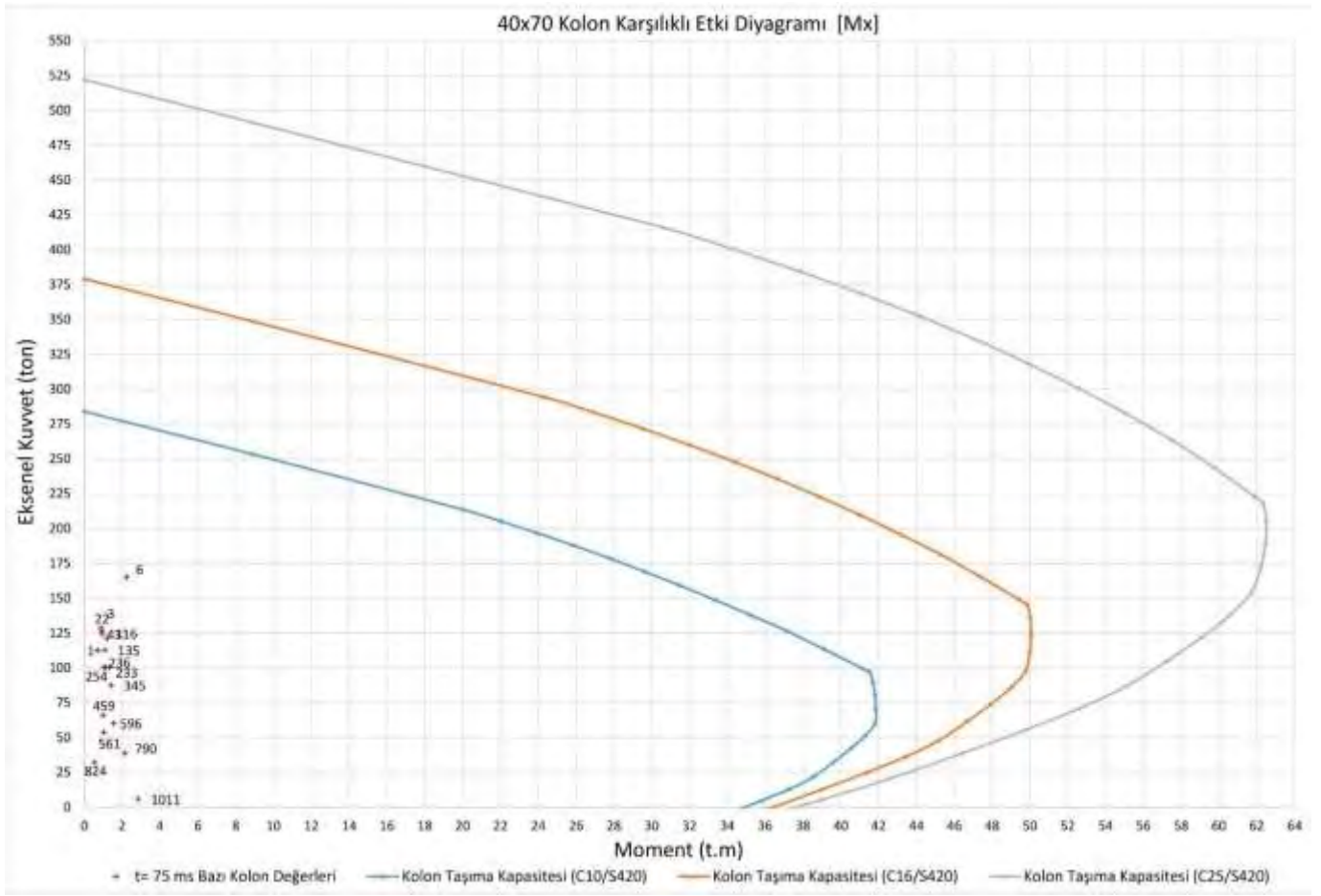


(f)

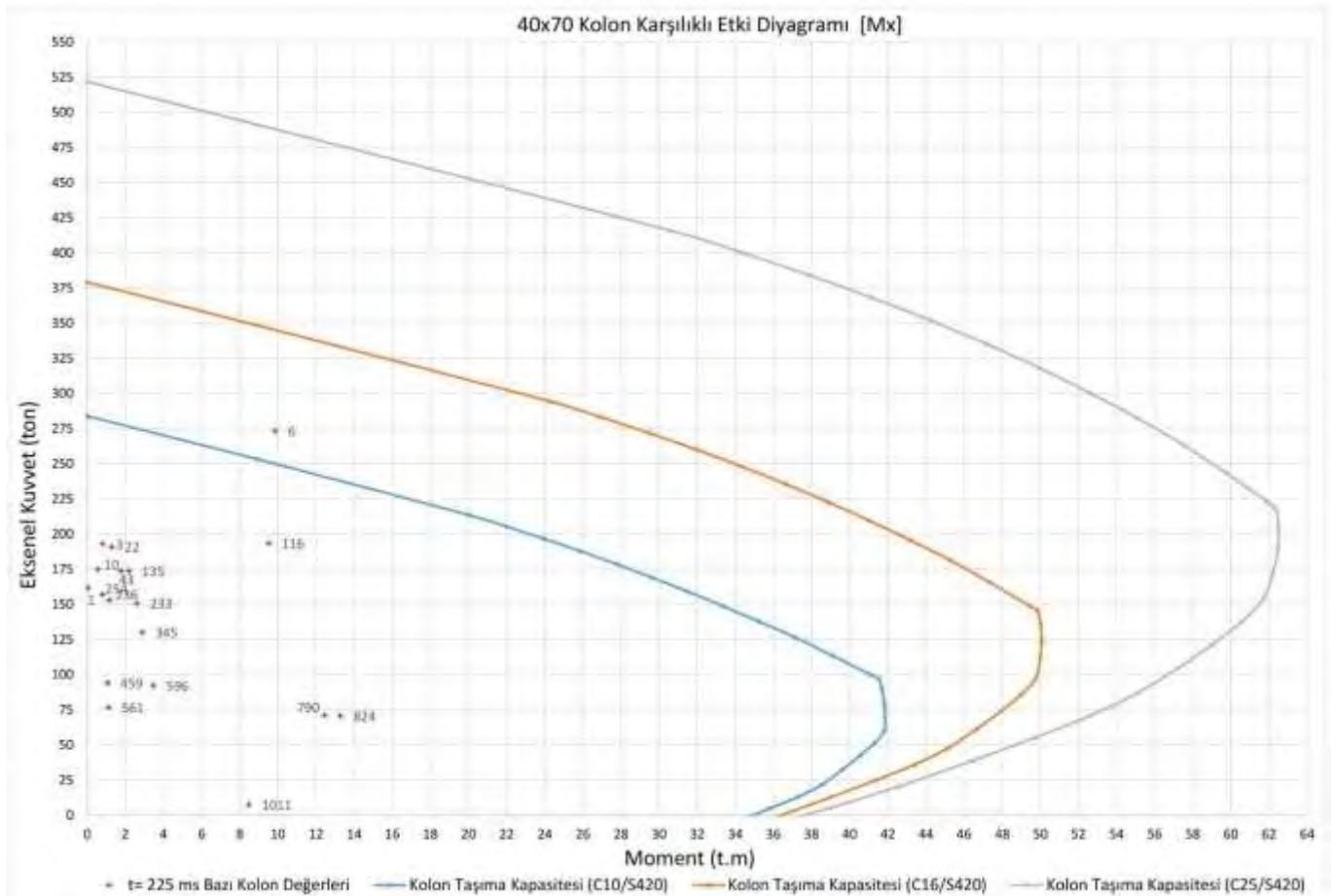


(g)

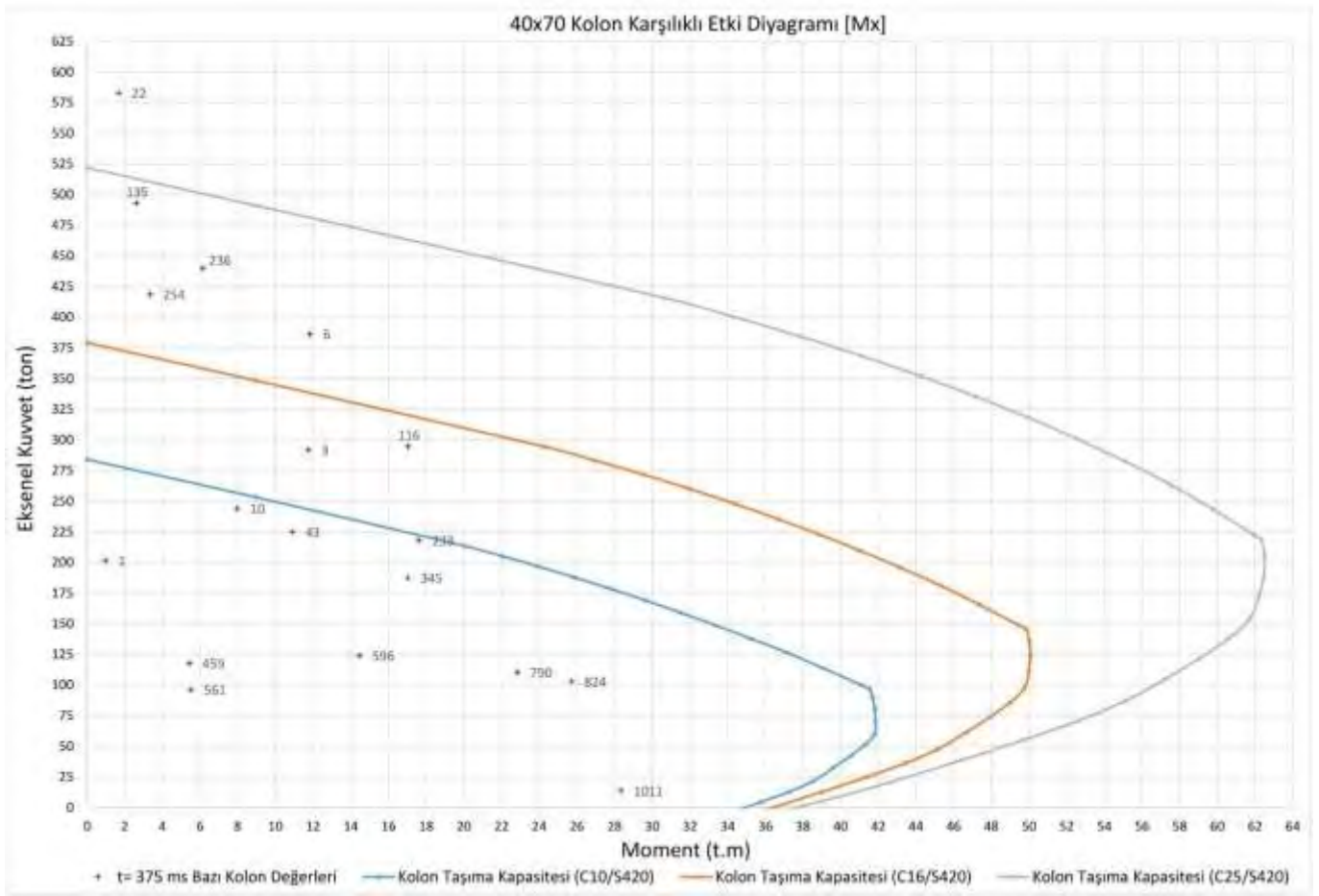
Şekil 17. Revize-2 Tasarımı 30x60 cm Kolon Karşılıklı Etki Diyagramı
 (a) 75 ms (b) 225 ms (c) 375 ms (d) 525 ms (e) 675 ms (f) 825 ms (g) 1050 ms



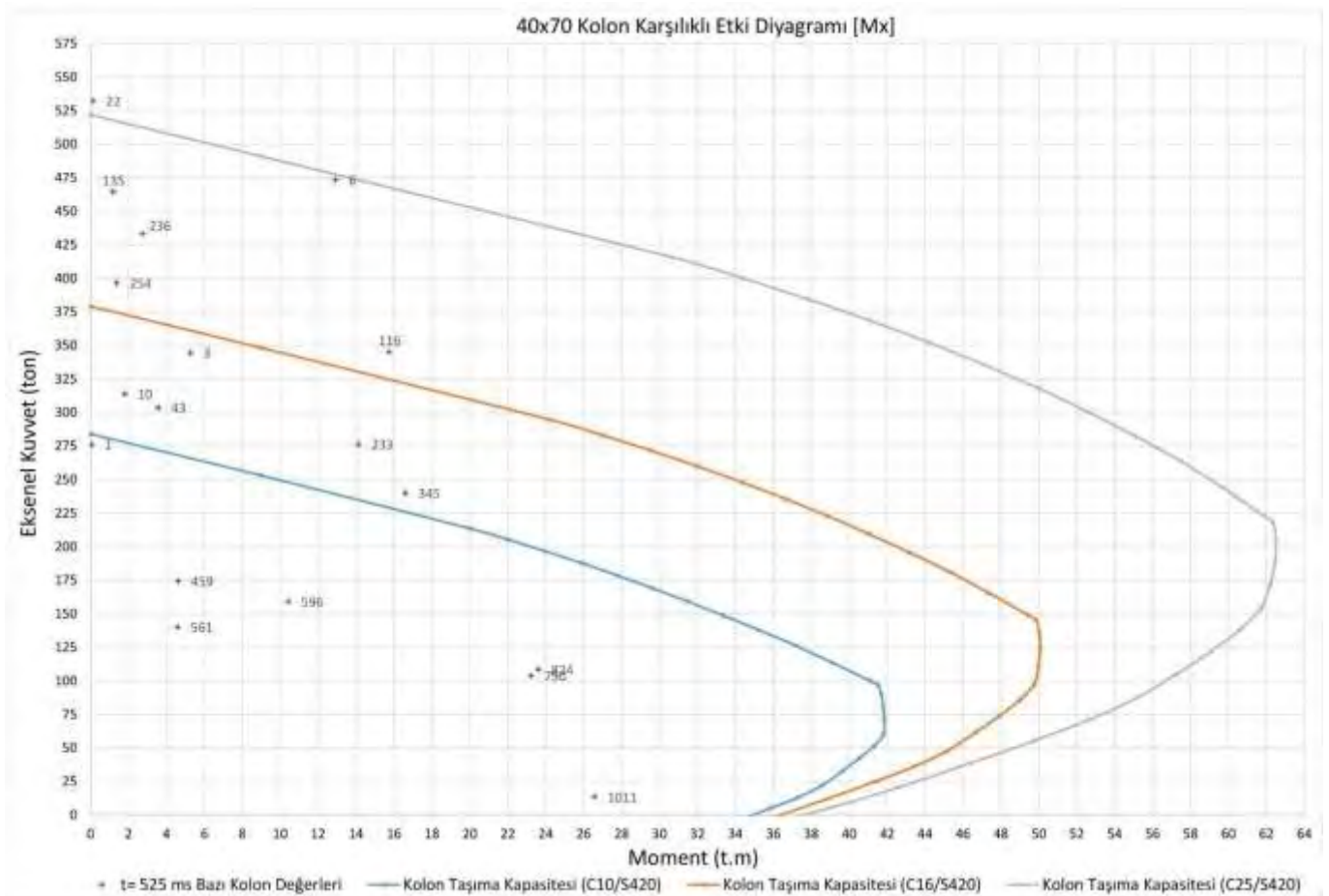
(a)



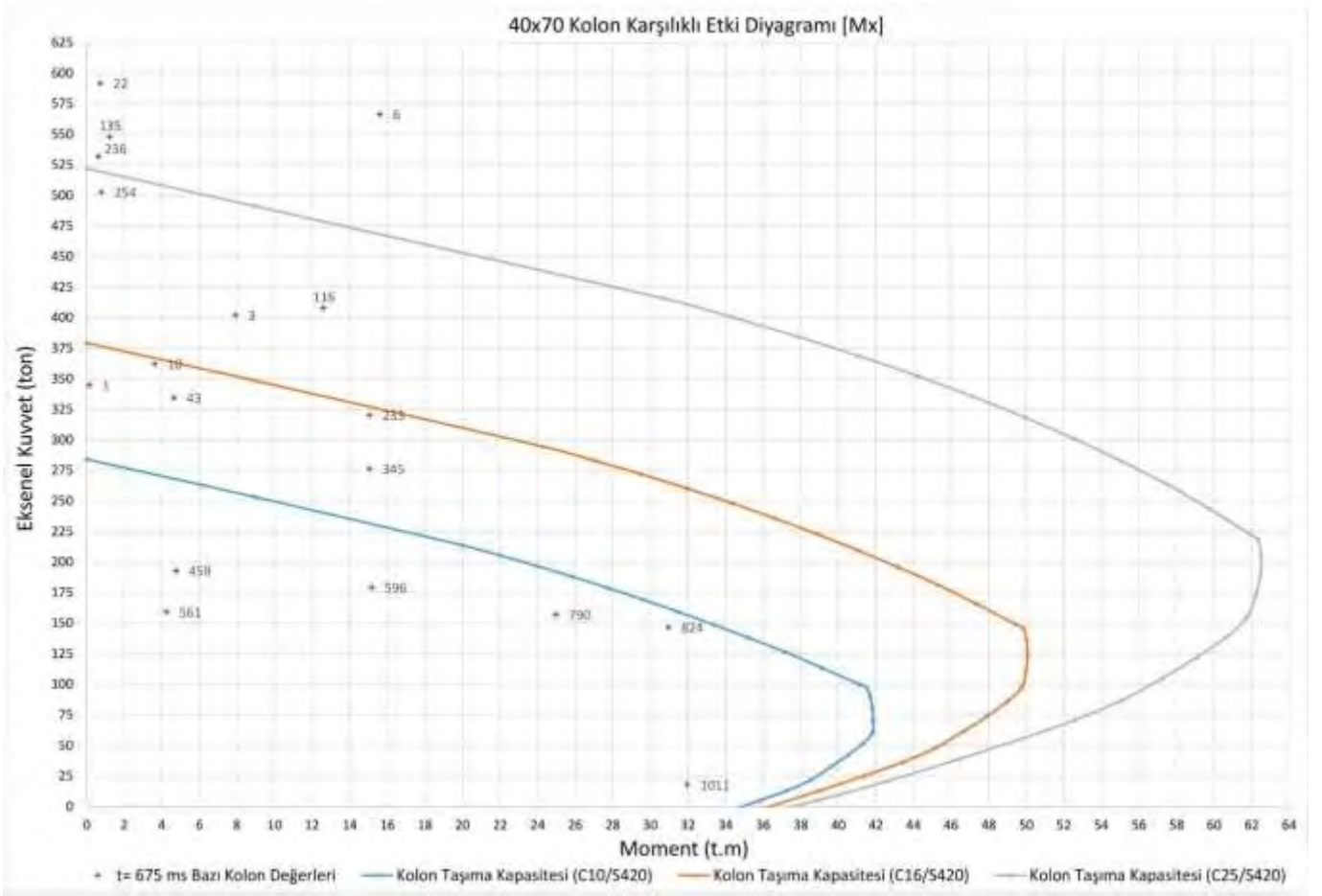
(b)



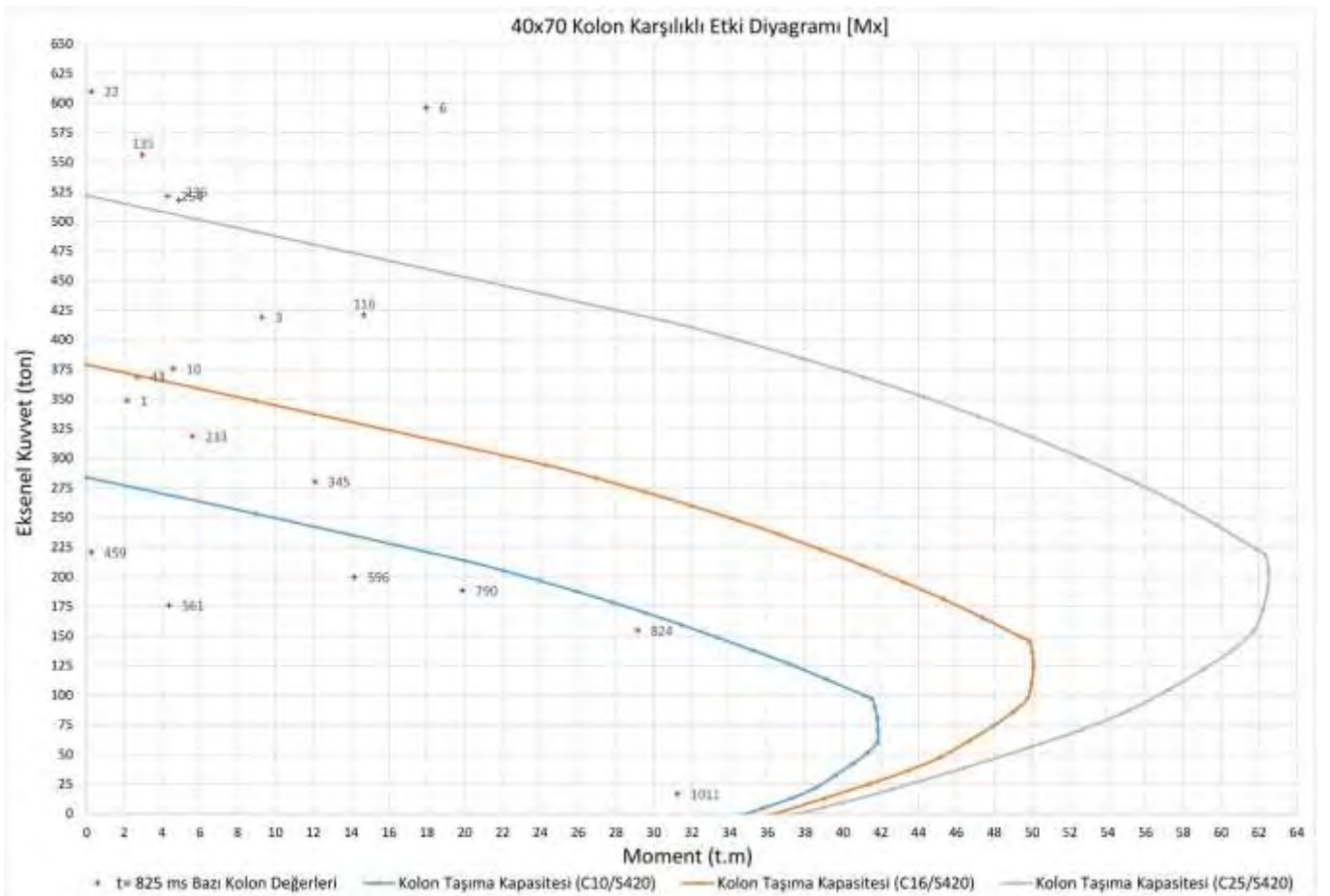
(c)



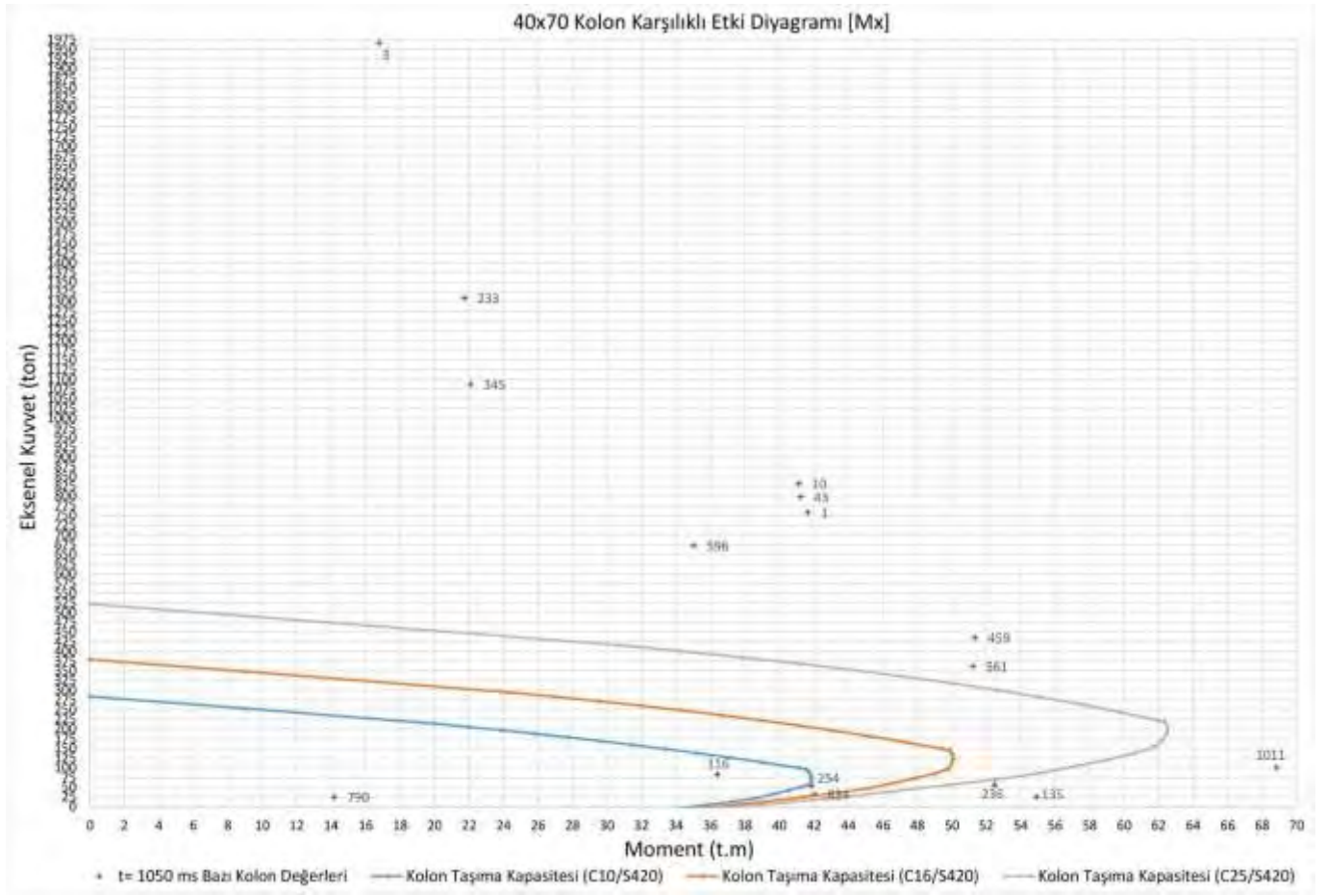
(d)



(e)



(f)



(g)

Şekil 18. Revize-2 Tasarımı 40x70 cm Kolon Karşılıklı Etki Diyagramı
(a) 75 ms (b) 225 ms (c) 375 ms (d) 525 ms (e) 675 ms (f) 825 ms (g) 1050 ms

6 SONUÇ

Bu çalışma sonucunda, beton kalitesinin artması sonucunda, patlayıcı konulacak kolon sayısının da artacağı gözlemlenmiştir. Bu da yıkım maliyetinin artması anlamına gelmektedir.

Zemin katta patlatılan bir kolonun, üzerindeki tüm kolonlar dayanımını yitirmektedir. Örneğin 25 numaralı kolon patlatıldığı zaman 137, 249, 361 numaralı kolonlardaki eksenel kuvvet değerleri de sıfır kabul edilebilecek kadar düşmektedir. Bu da kolonların artık yük taşımadığı ve düşmeye başladığı anlamına gelmektedir.

Beton kalitesinin artması, kullanılacak patlatma tasarımını da etkilemektedir. 25 ms gecikme aralıklı tasarımda 1, 3 ve 43 numaralı kolonların davranışı incelendiğinde, patlatmanın 50. ms'inde en düşük C10 beton kalitesinde bile hala dayanım sağlamaktadır. Patlatmanın 100. ms'ini incelersek, 1, 3 ve 43 numaralı kolonlar C10 betonu için dayanımını yitirmiş fakat 1 ve 43 numaralı kolonlar C16 betonu için 3 numaralı kolon C25 betonu için dayanım sağlamaktadır. Bu da C10 beton sınıfında bu kolonlar için patlayıcı koymasak bile yıkılırken C16 ve C25 beton sınıfları için aynı şey geçerli değildir. Bundan yola çıkarak bu kolonlar için C10 beton sınıfında, 100 ms'de yıkım gerçekleşirken, C16 ve C25 beton sınıflarında yıkım gerçekleşmemektedir.

Betonun basınç dayanımı, betonarmenin davranışını önemli ölçüde etkiler. Betonun basınç dayanımı düşük ise, hem betonun daha düşük bir yük düzeyinde deforme olup şekil değiştirmesine, hem de beton ile donatı arasındaki aderansın düşük gerilmelerde bile yitirilmesine sebep olacaktır. Bunun sonucunda beton kırılır, donatı kopar ve yapı çöker. (Bayülke vd., 1989; Uğurlu, 2013)

Patlatma sonucu artan yükler mümkün olan en uzun süre boyunca taşıyıcı elemanlara etki etmeli ve bu süre zarfında taşıyıcı elemanlar, artan yükler karşısında deforme olmalıdır. Aksi takdirde başarılı bir yıkım gerçekleşmeyebilir. Betonun kırılması en büyük gerilmeye değil,

belirli bir deformasyona ulaşıncaya gerçekleşir. Bunun sebebi; en büyük gerilmeye ulaşıldığında bazı lifler kısalır. Bu sırada daha az zorlanan lifler devreye girerek gerilme almaya başlar ve maksimum gerilmeye ulaşmış liflerde gerilme düşer ancak kısalma devam eder (Türk, 2011)

Revize-1 ve revize-2 tasarımlarına ait karşılıklı etki diyagramları incelendiğinde, gecikme aralığının ve patlatma tasarımının değişmesi sonucu yapıdaki kolonlara gelen yük miktarlarının arttığı gözlemlenmiştir. Revize-1 tasarımında C10 beton sınıfındaki kolonların, revize-2 tasarımında ise C25 beton sınıfındaki kolonların taşıma kapasitesini aşarak deforme olacağı öngörülmüştür.

Bu çalışmada kolonların taşıma kapasitelerinin üzerinde eksenel yük ve momente maruz kaldığı, bunun sonucunda yapı elemanlarının deforme olacağı öngörülmüştür. Yapı elemanlarının tasarlanan yıkım sonunda deforme olmamasının olası sebepleri;

- Kullanılan patlayıcı madde miktarının yapı elemanlarında istenen yenilmeyi oluşturacak düzeylerde olmaması
- Yıkım tasarımını oluşturan ateşleme sırası ve gecikme aralığının uygun olmaması
- Binanın yeterli hızda yere çarpmaması ve kat sayısının az olması sonucu yapı elemanlarına etki eden yükün deformasyon oluşturacak seviyelerde olmaması dolayısıyla otojen kırılma oluşturmaya yetecek tepki kuvvetinin oluşmamasıdır. (Özyurt vd., 2015)

Buradan çıkarılan sonuç; patlatma ile kontrollü yıkımda, tek bir tasarımdan söz etmek mümkün değildir. Her yapının kendi statik durumuna ve boyutlarına göre tasarım yapılmalıdır.

KAYNAKLAR

- Afet riski altındaki alanların dönüştürülmesi hakkında kanun, T.C. Resmi Gazete, Sayı:6306, 31 Mayıs 2012
- Bayülke, N., Aşık, M. S., & Hürata, A. (1989). Yapıların Deprem Davranışına Düşük Dayanımlı Betonun Etkisi ve Sürgü Temel Eğitim Okulu Örneği. TMMOB İMO 1. Ulusal Beton Kongresi, (s. 25-37). İstanbul.
- Ersoy, U., & Özcebe, G. (2012). BETONARME. İstanbul: Evrim Yayınevi.
- Ertaş, M. H. (2016). Yıkım İşlerinde Risk Analizi ve Risk Değerlendirmesi için Yeni Bir Yöntem Önerisi. Doktora Tezi, Fırat Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü.
- Güven, F. (2019). Betonarme Yapıların Yıkımı ve Yıkım Tekniklerinin Uygulanabilirlik, Zaman ve Maliyet Açılarında İrdelenmesi. Yüksek Lisans Tezi, Bursa Uludağ Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü.
- Koca, O. (2006). Patlayıcı Maddelerle Kontrollü Yapı Yıkımı. Yüksek Lisans Tezi, İstanbul Teknik Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü.
- Özyurt, M. C. (2013). Patlayıcı Madde Kullanılarak Yapıların Kontrollü Yıkılması ve Verimliliğinin İncelenmesi. Yüksek Lisans Tezi, İstanbul Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü.
- Özyurt, M. C., Özer, Ü., Karadoğan, A., & Kalaycı, Ü. (2015). Betonarme Bir Binanın Patlayıcı ile Yıkılması ve Veriminin İncelenmesi. Uludağ Üniversitesi Mühendislik Fakültesi Dergisi.
- Saatçi, M. (2012, Kasım 26). <https://mehmetfaatci.wordpress.com/2012/11/26/patlatma-ile-bina-yikim-teknikleri-4/> adresinden alındı
- SAP2000, Bilgisayar Programı, Computers and Structures Inc.
- Thomas, K. (1985). Formeln zur landemengenberechnung für das sprengen von bauwerken und bauverkteilen. Nobel Hefte, 83-90.
- TS 498, Yapı Elemanlarının Boyutlandırılmasında Alınacak Yüklerin Hesap Değerleri, Türk Standartları Enstitüsü, Ankara
- Türk, K. (2011). Betonarme-1 Ders Notları. Harran Üniversitesi, Mühendislik fakültesi, İnşaat Mühendisliği Bölümü. Şanlıurfa.
- Uğurlu, A. (2013). Depremde Beton ve Davranışı. İmo Mühendislik Haberleri.

10.000 Tonluk Bir Betonarme Silonun Kontrollü Patlatma ile Yıkım Tasarımının Araştırılması ve Geliştirilmesi

Investigation and Development of Controlled Blasting Designs for Demolition of a 10.000-Tonne Reinforced Concrete Silo

M.C. Özyurt*, Ü. Özer, A. Karadoğan, Ü.K. Şahinoğlu
İstanbul Üniversitesi-Cerrahpaşa, Maden Mühendisliği Bölümü, İstanbul.
Sorumlu Yazar. meric.ozyurt@iuc.edu.tr

H.M. Arslan, J. Yüzbaşı
Çukurova Üniversitesi, İnşaat Mühendisliği Bölümü, Adana

M. Güler
Ege Nitro A.Ş.

ÖZET Bu çalışmanın amacı, 10.000 tonluk betonarme silosunun kontrollü patlatma ile yıkım tasarımının araştırılması ve geliştirilmesidir.

Çalışma kapsamında silonun planı, konumu ve durumu, betonarme malzeme özellikleri ile komşu yapılar dikkate alınarak, yıkım tasarımı belirlenmiştir. Nihai patlatma tasarımları, bir inşaat mühendisliği yazılımında oluşturulan model üzerinde test edilerek silo davranışı ve yıkılma şekli simüle edilmiştir. Simülasyon neticesinde, silonun istenildiği şekilde devrildiği görülmüştür. Yıkım tamamlandığında, sonucun planlama aşamasında öngörülen şekilde gerçekleştiği tespit edilmiştir.

Anahtar kelimeler. *Kontrollü Patlatma ile Yıkım*

ABSTRACT This study aims to investigate and develop the controlled blasting design for demolition of a 10,000 ton reinforced concrete silo.

Within the scope of the study, the demolition design was determined by considering the plan, location, and condition of the silo, reinforced concrete material properties, and neighboring structures. The final blasting designs were tested on a model created in civil engineering software to simulate silo behavior and collapse pattern. As a result of the simulation, it was observed that the silo was tilted as planned. Once the demolition is complete, it has been determined that the outcome has taken place as envisioned in the planning phase.

Keyword. *Demolition by Controlled Blasting*

1 GİRİŞ

Ülkemizde, kentsel dönüşüm kapsamında yıkılması planlanan milyonlarca yapı bulunmaktadır. Bu yapıların klasik yöntemlerle yıkımının uzun sürede gerçekleşmesinin beraberinde getirdiği çevreye verilen rahatsızlık, yüksek maliyet ve emniyetsiz çalışma şartları nedeniyle daha pratik yöntemlerin arayışına gidilmiştir. Bunun sonucunda, Ekim 2014’te yürürlüğe giren “Yapıların Tam ve Kısmi Yıkımı İçin Uygulama Kuralları” TS13633 standardında belirtilen kontrollü patlatma ile yapı yıkımı gündeme gelmiştir.

Patlatma ile yıkım metodu, alt bölümlerde mevcut taşıyıcı elemanların patlayıcı kullanılarak parçalanması ve diğer yapı elemanlarının artan basınç ve/veya moment yükü karşısında yenilmesi sonucu yapının yıkılmaya başlaması prensibine dayanır (Özyurt, 2013).

Çevresel faktörler (komşu yapılar) ve yapı özellikleri (konumu, planı, malzeme özellikleri vs.) neredeyse tüm yapılar için farklılık gösterdiğinden ötürü, kontrollü patlatma ile yıkım tekniği kapsamında genel bir tasarım önerisi sunulamaz. Her bir yapı için amaca yönelik, uygun yıkım tasarımı önerilmelidir (Dowding, 1996; Özyurt, 2013).

Yapıların, patlatma ile kontrollü yıkımı için iki yöntem uygulanmaktadır. İlki; yapının ağırlık merkezinin değiştirilmesi sonucu yana devrilmesidir. İkincisi ise; yapının taşıyıcı elemanlarından bir kısmının taşıyıcı özelliğini yitirmesi ile diğer yapı elemanlarının artan yük karşısında deforme olması sonucu yapının bulunduğu sınırlar içerisinde çökmesidir. Bu iki metodun birlikte kullanıldığı uygulamalar da görülmektedir (Özyurt, 2013).

Stevenston (1972), Olofsson (1980), Gustafsson (1981), Jimeno vd. (1995), Dowding (1996), gibi araştırmacılar patlayıcı kullanılarak yapı yıkımına değinmişlerdir. Gustafsson yapı elemanlarının patlayıcı kullanılarak yıkılmasına dair patlatma tasarımı önerilerinde bulunmuştur. Hauser, Werner ve Thomas ise şarj miktarının belirlenmesi üzerine çalışmalar yapmıştır.

Günümüzde kontrollü patlatma ile yıkım tekniğinin başarı ile uygulandığı bir çok çalışmaya rastlamak mümkündür (Özyurt vd., 2013; Özer vd., 2015; Özyurt vd., 2015; Karadoğan vd., 2015; Özyurt vd., 2016; Özyurt vd., 2021).

2 SİLO YAPISI

Söz konusu silo, Gaziantep ili Şehitkamil ilçesinde bulunan bir çimento fabrikası içerisinde bulunmaktadır.

Silo yapısı betonarme olarak teşkil edilmiştir. Yapı boy kesiti Şekil 1’de görüldüğü gibidir. Plan görünümünde taşıyıcı kolonların y yönünde simetrik olarak (2x3) adet, taşıyıcı perdelerin ise x yönünde simetrik olarak (2x1) adet olarak konumlandırıldığı görülmektedir (Şekil 2).

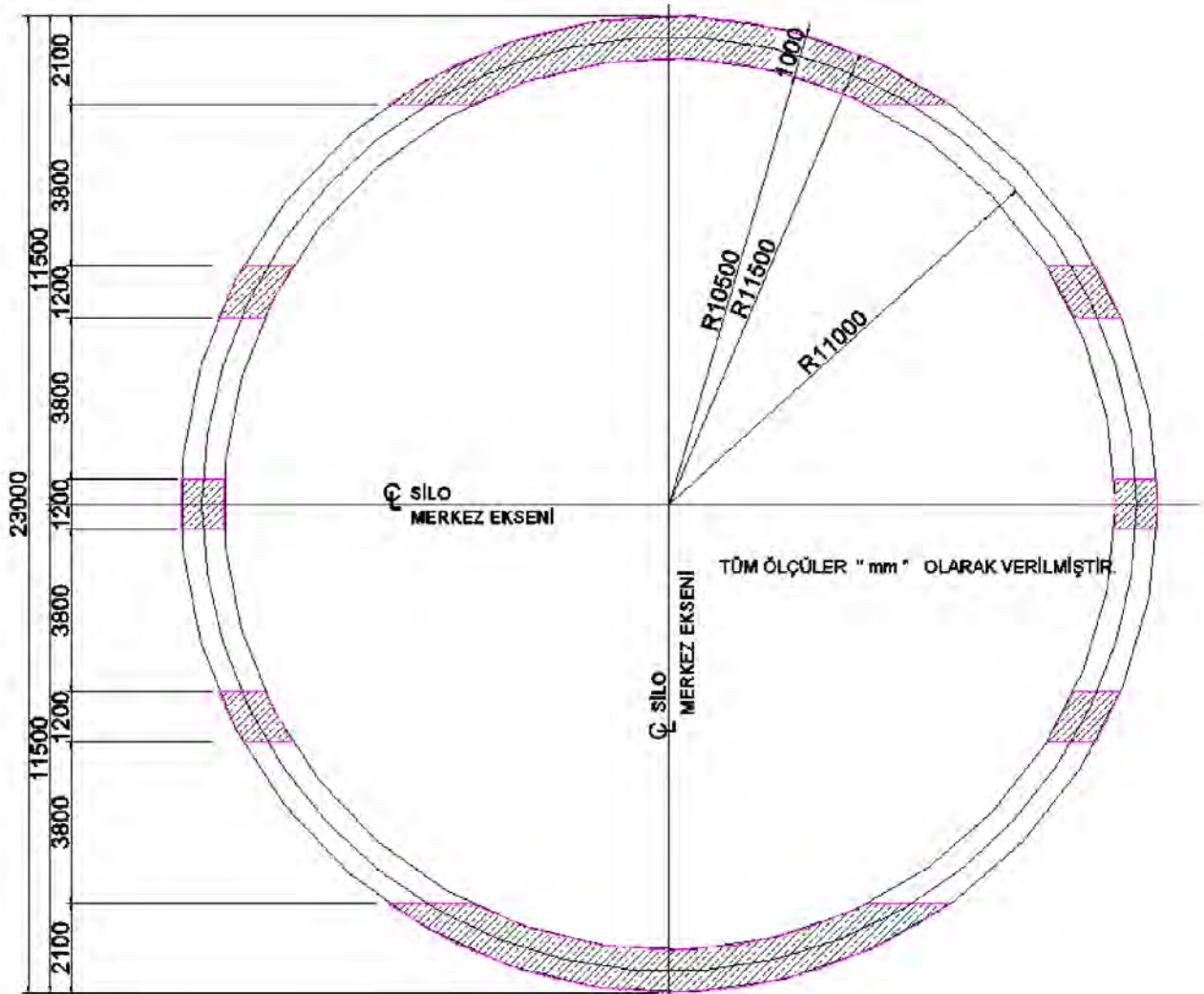
Silodan alınan örnekler üzerinde deneyler yapılmış, deneyler sonucunda da beton-çelik malzeme karakteristikleri elde edilmiştir (Tablo 1).

Tablo 1. Silonun Teknik Özellikleri (Arslan ve Yüzbaşı, 2020; Özer vd., 2020)

Geometrik Bilgiler		Yükseklik	60,7 m
		Dış Yarıçapı	11,5 m
		İç Yarıçapı	10,5 m
		Duvar Kalınlığı	1 m
Betonarme Malzeme Özellikleri	TS500-C25 Beton	Betonarme Birim Hacim Ağırlığı	2500 kgf/m ³
		Elastisite Modülü	27000 MPa
		Basınç Dayanımı	25 MPa
	TS708-S420 Çelik	Elastisite Modülü	200000 MPa
		Min. Akma Dayanımı	420 MPa
		Maks. Kopya Dayanımı	550 MPa



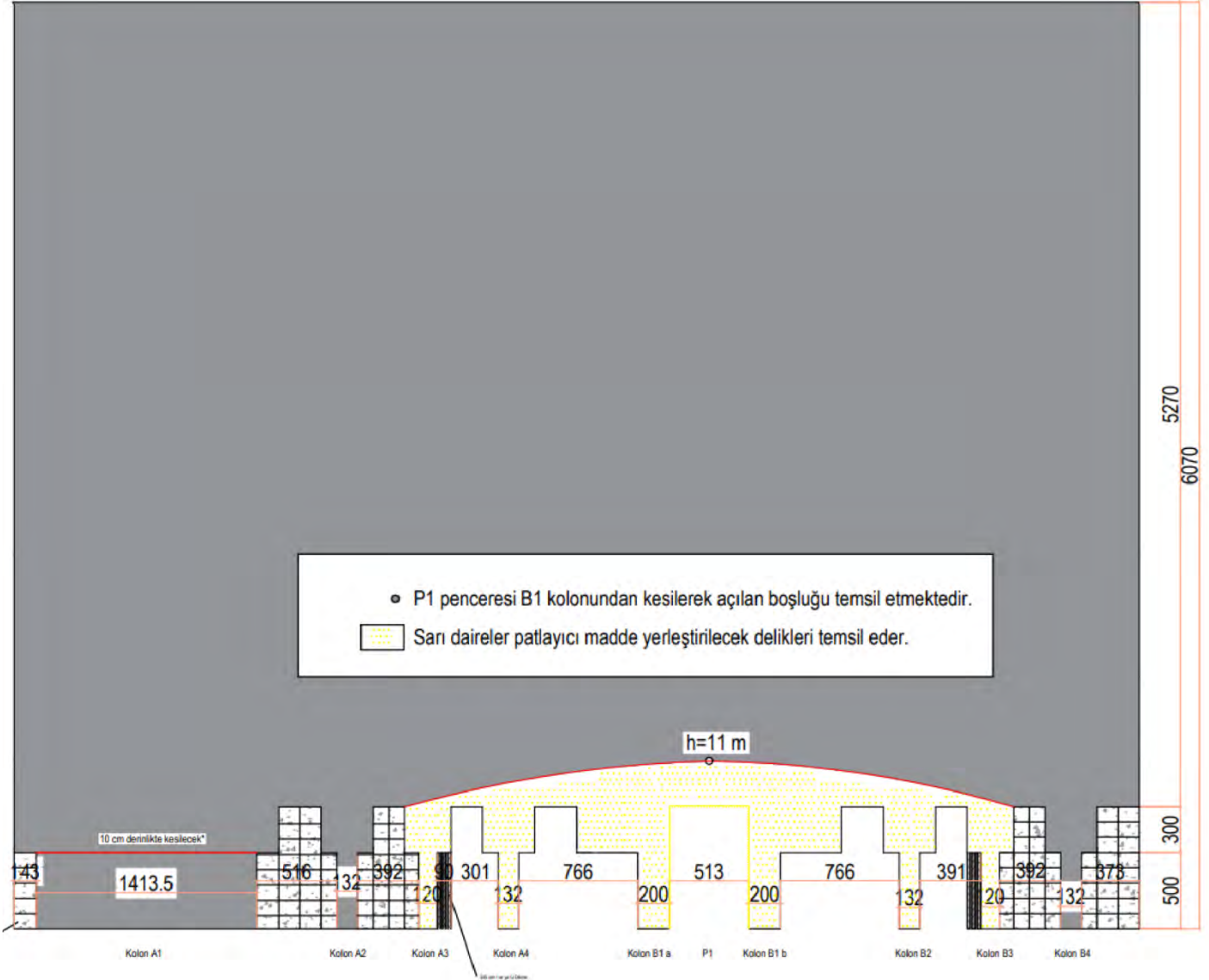
Şekil 1. Silonun Fotoğrafi



3 KONTROLLÜ PATLATMA İLE YIKIM TASARIMININ BELİRLENMESİ

3.1 Hazırlık İşleri

Yıkım işlemi öncesinde yapıyı bir miktar zayıflatmak için B1 perdesinde boşluk açılması uygun görülmüştür (Şekil 3). Ayrıca, ateşleme esnasında artan gerilimlerin A1 perdesinin çekme ve basınç dayanımlarını aşmasına yardımcı olmak adına, +5.30 m kotunda pas payını aşacak şekilde 10'ar cm derinliğinde kesim işlemi yapılması planlanmıştır (Şekil 3).

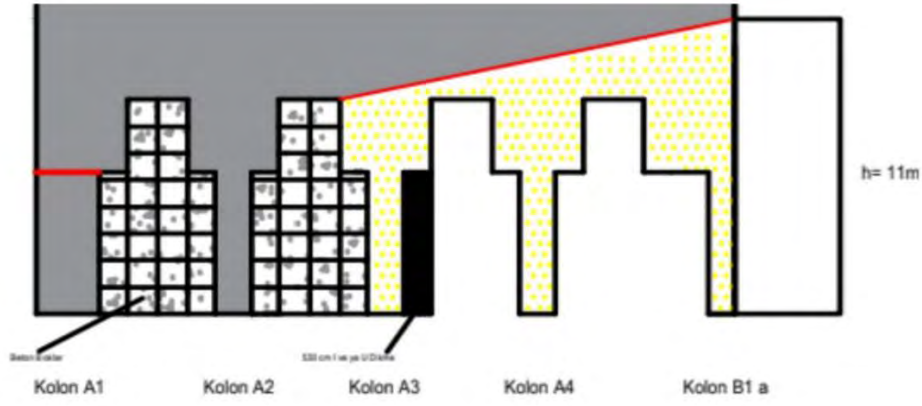


Şekil 3. Çimento Silosunun Açılım Görüntüsü (cm)

3.2 Kama Açısının Belirlenmesi

Rijit bir yapının devrilmesi için yapının ağırlık merkezinin izdüşümünün yapı alanının dışına çıkması gerekmektedir. Bu da ancak patlatma düzleminin altında veya üstünde planlanan kama geometrisinde bir patlatma boşluğu yaratılması sonucu mümkün olur. Buradan yola çıkarak, silonun devrilebilmesi için uygun kama geometrisi hesaplanmıştır.

Yapılan hesaplamalar sonucu kama yüksekliği minimum 10.84 m, yapının ağırlık merkezinin devrilme sırasında kat ettiği açı ise 32.17° bulunmuştur. Zayıflatmak için önceden yapılacak kırım işlemleri de göz önüne alındığında; A3 kolonundan başlayarak B1a kolonunun alt kotundan itibaren 11 m yüksekliğine kadar patlayıcı yerleştirilmesi uygun bulunmuştur (Şekil 4).



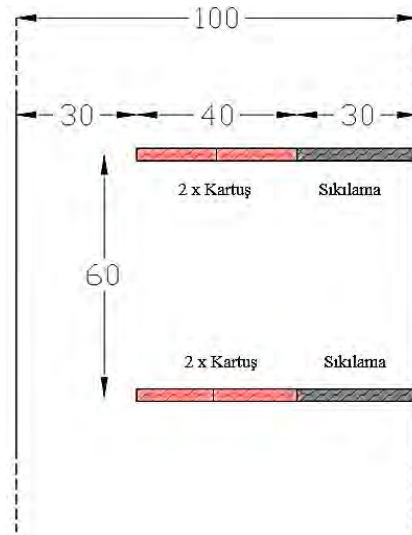
Şekil 4. Patlayıcı konumlandırılacak kısım

Şekil 4’te görüldüğü üzere, A1 kolonunun kesilerek zayıflatılması, A3, A4 ve B1 kolonlarının patlatılması, A2 kolonun ise devrilme esnasında mesnet görevi görmesi için olduğu gibi bırakılması planlanmıştır.

3.3 Şarj Miktarının Belirlenmesi

Patlayıcı delikleri kolonun geniş kenarına paralel olarak açılır. Literatürde, delik uzunluğunun kolon genişliğinin 2/3’ü kadar delinmesi, deliğin yarısının patlayıcı madde ile geri kalan yarısının ise sıkılama malzemesi ile doldurulması önerilmektedir (Özyurt, 2013).

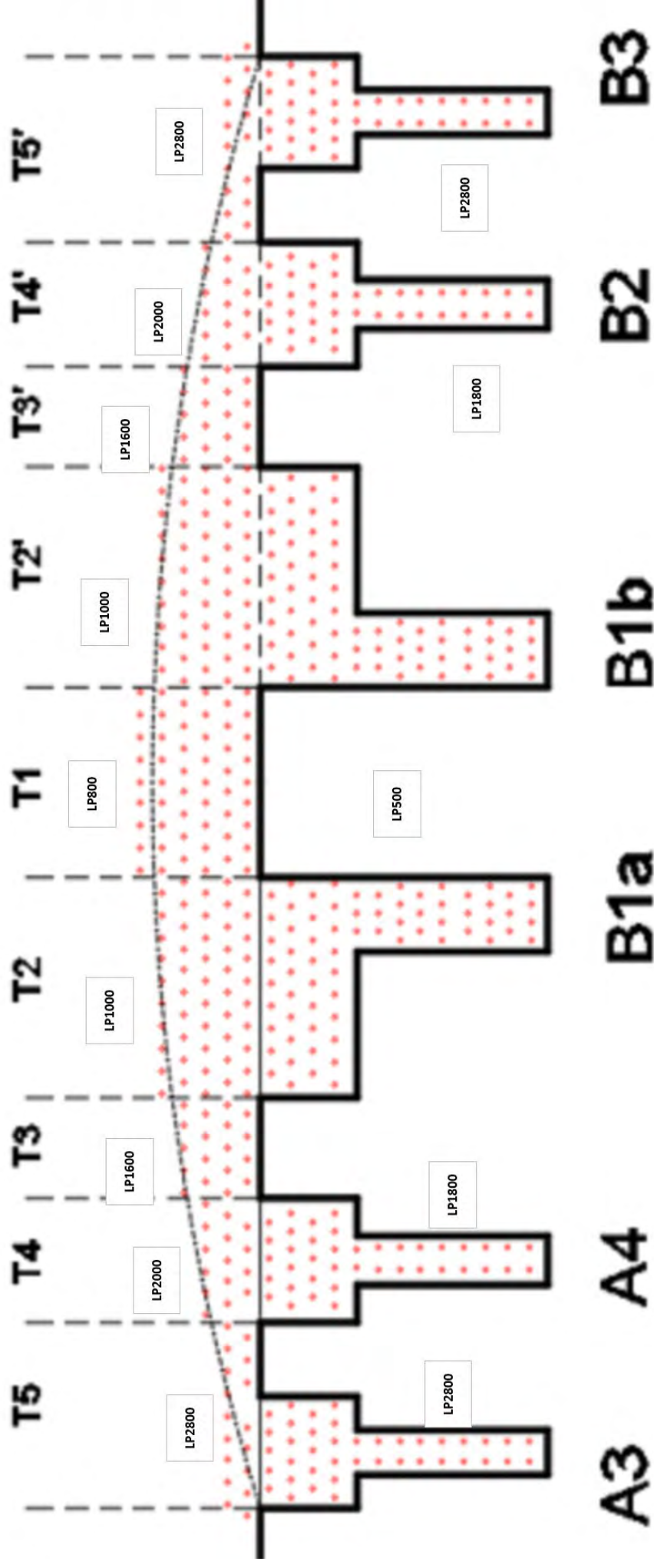
Siloya ait duvarların ve kolonların genişliklerinin 100 cm olduğu göz önünde bulundurulduğunda, delik boylarının 70 cm olması gerektiği anlaşılmıştır. Kullanılması planlanan dinamitin bir kartuşu 155 gr ve 27 mm x 225 mm boyutlarında olduğu da göz önüne alındığında, her bir delikte 2 kartuş kullanılması ve her bir kartuşun her iki ucundan 1’er cm kesilerek delik içine yerleştirilmesi planlanmıştır (Şekil 5).



Şekil 5. Önerilen Delik Geometrisi (cm)

3.4 Delik Dizaynı Belirlenmesi

Kolon, duvar ve kiriş boyutları, çevre yapıların durumu ve mesafeleri göz önünde bulundurulmuş, gerekli patlayıcı madde miktarı hesaplanarak gerekli delik sayısı, gerekli kapsül, zamanlayıcı miktar ve adetleri belirlenmiştir. Şekil 6’da çimento silosunda uygulanması önerilen dizaynın genel görünümü sunulmuştur.



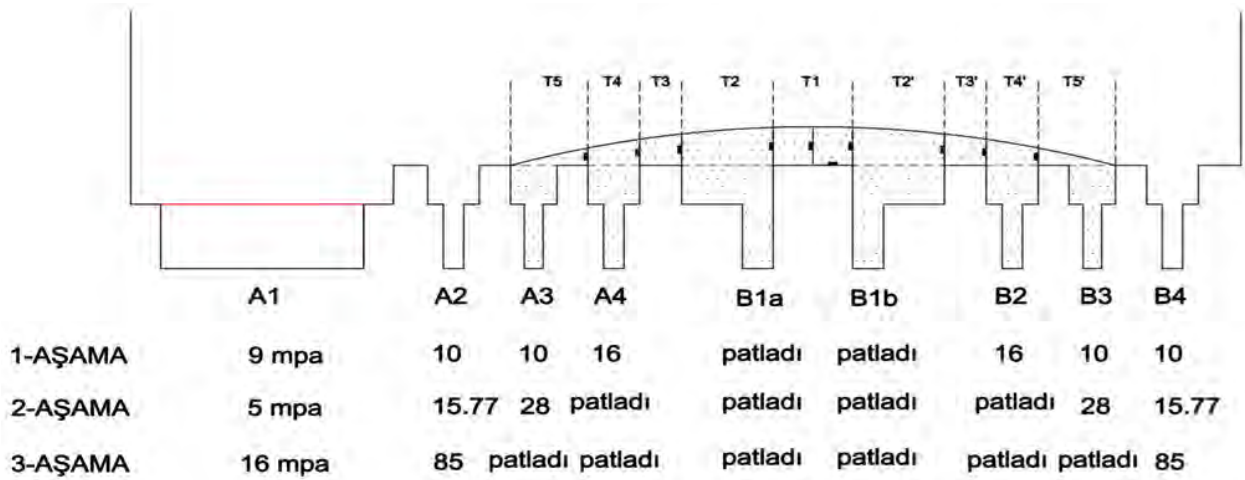
Şekil 6. Çimento Silosunda Uygulanması Önerilen Delik Dizaynı

3.5 Ateşleme Sırası ve Gecikme Sürelerinin Belirlenmesi

Yapı elemanlarının patlama sırasının belirlenmesi, kontrollü patlatma tekniğinin en önemli aşaması olup özgün koşullara göre belirlenemediği takdirde yıkım istenildiği gibi sonuçlanmayabilir.

Bir diğer önemli tasarım parametresi ise gecikme aralığıdır. Uygulanan gecikme aralığı, betonarme malzemenin tepki ve yenilme süresini karşılayabilecek düzeyde olmalıdır. Aksi takdirde öngörülen parçalanma sağlanmayabilir. Özyurt vd (2016); ateşleme süresince kolonlara etkiyen yüklerin kolonu deforme edecek boyutta olmasının tek başına yeterli olmadığını, buna ek olarak ateşleme süresinin, yapının yenilme süresini karşılayabilecek düzeyde olması gerektiğini öne sürmüştür. Literatürde ifade edilen “Beton en büyük gerilmeye ulaşıldığında değil, belirli bir deformasyona ulaşıncaya kırılır (Türk, 2011).” ve “Beton örneğe uygulanan yükün hızı azaldıkça, örnek daha küçük bir yükte, yükleme hızı artıkça daha büyük bir yük altında kırılmaktadır (Felekoğlu ve Türkel, 2004).”; vurgular bu sonucu doğrulamaktadır. Ayrıca, söz konusu bilginin doğruluğu, “Tüm Emek İş Sitesi Yapılarının Patlayıcı Kullanılarak Yıkımı (Özer vd., 2015)” isimli çalışma ile de pratikte desteklenmiştir. Literatürde gecikme aralığının belirlenebilmesine dair bir yaklaşım bulunmamakta olup yapıya ait özgün karakteristikler ve yıkım şekli dikkate alınarak belirlenmektedir.

Çimento silosusun devrilme yönü dikkate alındığında, öncelikle B1a ve B1b kolonları ile T1, T2 ve T2’ duvarlarının (1.Aşama), sonrasında A4 ve B2 kolonları ile T3, T3’, T4 ve T4’ duvarlarının (2. Aşama), en son ise A3 ve B3 kolonları ile T5 ve T5’ kolonlarının (3. Aşama) patlatılması gerektiği anlaşılmıştır. Her bir aşama sonucunda yapı elemanlarına tesir eden basınç yükleri belirlenmiştir (Şekil 7). Şekil 7 incelendiğinde, ateşleme süresi boyunca hiçbir yapı elemanının artan basınç yükleri karşısında yenilmediği görülmüştür. Böylece, yapı elemanlarının yeterli deformasyona ulaşması gereken sürenin verilmesi gerektiği sonucuna ulaşılmıştır.



Şekil 7. Herbir Aşama Sonucunda Yapı Elemanlarındaki Basınç Yükü Dağılımı

Bu bilgilerden yola çıkarak geliştirilen ateşleme sırası ve gecikme aralıkları Şekil 6’daki gibidir.

3.6 Önerilen Kontrollü Patlatma ile Yıkım Tasarımının Özeti

Önerilen kontrollü patlatma ile yıkım tasarımı’na ait toplam şarj miktarı, kapsül adedi gibi tasarım parametreleri Tablo 2’de sunulmuştur.

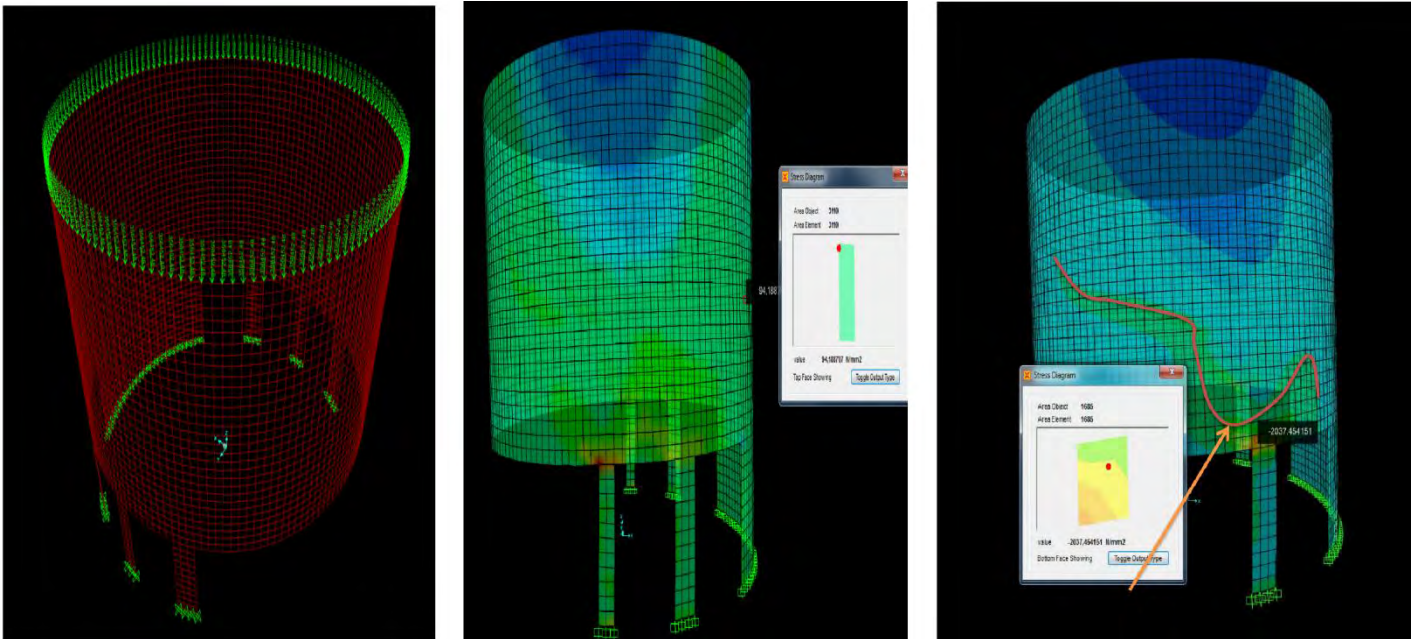
Tablo 2. Önerilen Kontrollü Patlatma ile Yıkım Tasarımının Özeti

Parametre	Adet	
Delik Adedi	550	
Kapsül Adedi	LP500	138
	LP800	52
	LP1000	100
	LP1600	36
	LP1800	80
	LP2000	30
	LP2800	114
İnfilaklı Fitol (m)	500	
Patlayıcı Madde Kartuşu Adedi	1100	
Patlayıcı Madde Miktarı (kg)	170,5	
Özgül Şarj (kg/m ³)	0,81	

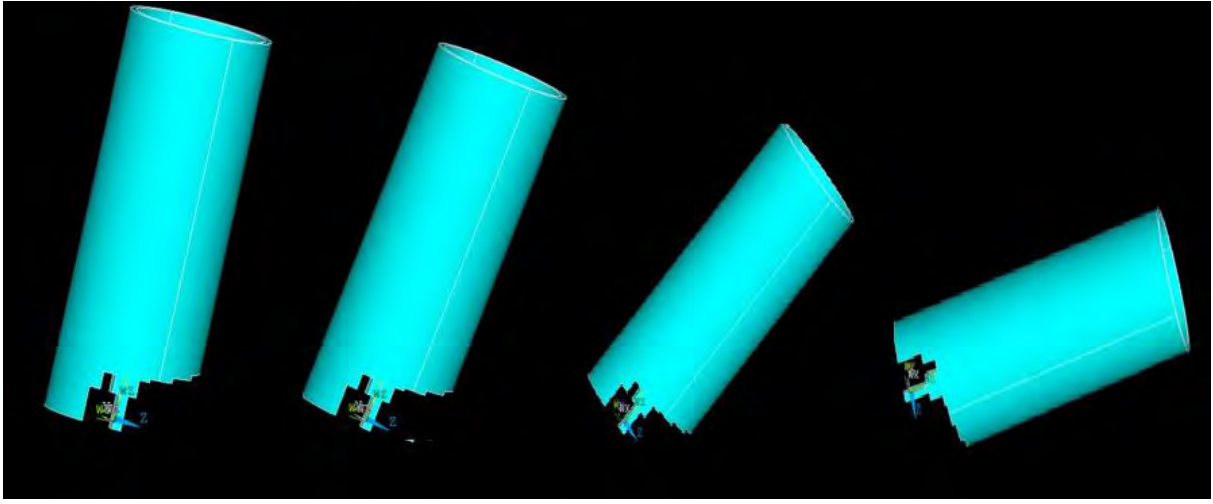
4 KONTROLLÜ PATLATMA İLE YIKIM TASARIMININ SİMÜLE EDİLMESİ

Önerilen kontrollü patlatma ile yıkım tasarımı bir inşaat mühendisliği yazılımında test edilmiştir. Buna göre;

- Yıkımın ilk aşamasında B1 perdesi patlatılacaktır (Şekil 8(a)).
- Yıkımın 2. aşamasında en fazla çekme zorlamasına maruz kalacak A1 perdesinin arkasında donatı çekme dayanımının aşılmadığı, A3-B3 kolonlarının birleşim yerlerinde ise ciddi bir basınç zorlanmasına maruz kaldığı görülmektedir (Şekil 8(b)).
- Yıkımın 3. aşamasından sonra A2 ve B4 kolonlarının üst kısmında ok ile gösterilen hat boyunca, beton basınç dayanımının oldukça aşıldığı görülmektedir (Şekil 8(c)).
- Tüm kapsüllerin patlaması sonucunda silonun devrildiği görülmektedir (Şekil 9).



Şekil 8. (a) B1 perdesi çıkarılmış, (b) A4 ile B2 kolonlarının da çıkarılmış, (c) A3 ve B3 kolonlarının da çıkarılmış olduğu durumlar



Şekil 9. Silonun devrilmesinin simüle edilmesi

5 ÇEVRESEL RİSK ANALİZİ

Bir yapının kontrollü patlatma ile yıkılması çalışmasında, yıkım öncesi, sırası ve sonrası bir takım önemler alınmalıdır. Ancak bu şekilde yapılan planlamalar ile yapının istenilen şekilde yıkılarak, patlatmanın çevreye olan etkileri en az düzeye indirilebilmektedir.

Bu bölümde, ilgili silonun yıkımı sırasında söz konusu bölgede oluşabilecek çevresel etkilerin neler olduğu ve bu etkilerin azaltılabilmesi için yapılması gereken çalışmaların neler olduğuna yönelik analiz ve değerlendirmeler yapılmıştır.

Çevresel risk analizi kapsamında ilk olarak yapının geometrik ve malzeme özellikleri, kontrollü patlatma tasarım parametreleri (şarj miktarları, patlama sırası, delik yönü vb.), saha topografyası ve komşu yapılar dikkate alınarak güvenli bölge oluşturulmuştur. Bu bölge içerisinde yıkılacak yapının plan alanı, yapının en büyük parçasının devrileceği alan, yıkımın tamamlanmasından sonra oluşan enkazın kapladığı alanı ve tampon bölge yer almaktadır (Şekil 10).



Şekil 10. Güvenli Bölge

Çevre sakinlerine ve çevredeki binalara zarar verebilecek yapı parçalarının dinamik hareketlerini kontrol altına almak için patlayıcı yerleştirilecek kolon ve perde duvar gibi yapı elemanlar tel örgü ve brandalar ile örtülmüştür.

Toz oluşumunun önlenmesi için yıkım alanı içerisine su perdeleri (Şekil 11) yerleştirilmiş ve böylece oluşan su zerrecikleri bulutu ile toz nemlendirilerek belirli bir alan içerisinde kalması amaçlanmıştır.



Şekil 11. Toz Oluşumunu Minimize Etmek için Kullanılan Su Perdesi

6 SİLONUN KONTROLLÜ PATLATMA TEKNİĞİ İLE YIKILMASI

10.000 ton kapasiteli betonarme silo, Şekil 8’de ve 9’da gösterilen yıkım simülasyonunda da öngörüldüğü üzere, tahmin edilen enkaz alanı içerisinde yıkıldığı görülmüştür (Şekil 12). Yıkım sonunda, ilgili yerleşim birimlerinde herhangi bir hasar meydana gelmemiştir.



Şekil 12. 10.000 Tonluk Betonarme Silonun Kontrollü Patlatma ile Yıkılma Anı

7 SONUÇLAR

Gaziantep ili Şehitkamil ilçesinde bulunan bir çimento fabrikası içerisinde bulunan 10.000 ton kapasiteli betonarme silonun geometrisi, konumu, malzeme özellikleri incelenmiş ve uygun kontrollü patlatma ile yıkım tasarımı belirlenmiştir. Yıkım öncesinde, sırasında ve sonrasında oluşabilecek çevresel etkilerin neler olduğu ve bu etkilerin azaltılabilmesi için yapılması gerekenler belirlenmiştir. Belirlenen parametreler doğrultusunda gerçekleştirilen yıkım, planlandığı gibi başarılı bir şekilde ve herhangi bir çevresel hasara sebebiyet vermeden tamamlanmıştır.

Uygun gecikme aralığının belirlenebilmesi; yapıların tepki ve yenilme süresinin uygun yöntemlerle belirlenmesine bağlıdır. Mevcut tasarımda, ateşleme süresince siloya etkileyen yüklerin, siloyu deforme edecek boyutta olduğu, oluşturulan simülasyon modelinde tespit edilmiştir. Siloda meydana gelen parçalanma seviyesi gözlemlendiğinde gecikme aralığı ve ateşleme sırasının uygun olarak belirlendiği anlaşılmıştır.

Ülkemizde kontrollü patlatma tekniğinin uygulanabilirliğine dair ön yargı mevcuttur. Bu çalışma ile beraber, ön yargıların önüne geçen ve kontrollü patlatma tekniğinin ülkemizde uygulanabilir olduğu ortaya koyan çalışmalara bir yenisi eklenmiştir.

TEŞEKKÜR

Yazarlar, İstanbul Üniversitesi-Cerrahpaşa Döner Sermaye İşletme Müdürlüğü'ne, İstanbul Üniversitesi Mühendislik Fakültesi Dekanlığı'na, Yamaç Makine İmalat ve İnş. Paz. Tic. Ltd. Şti. ve Egenitro Patlayıcı Madde Tic. Ltd. Şti. çalışanlarına ve yetkililerine teşekkür eder.

KAYNAKLAR

- Arslan, H.M., YÜZBAŞI, J, 2020, Çimento Silosu Patlayıcı İle Kontrollü Yıkım Çalışması Raporu, Çukurova Üniversitesi, Gaziantep/Türkiye-Ekim, 2020.
- Dowding, H.C., 1996, Construction Vibration, pp. 265-283, Prentice Hall, Upper Saddle River, NJ, U.K.
- Felekoğlu, B., Türkel, S., 2004, Yükleme Hızının Beton Basınç Dayanımına ve Elastisite Modülüne Etkisi, DEÜ Mühendislik Fakültesi Fen ve Mühendislik Dergisi, Cilt. 6 Sayı. 1 sh.65-75, Ocak 2004.
- Gustaffson, R., 1981, Blasting Technique, Dynamit Noben Wien, Vienna, 327 s.
- Jimeno, C.L., Jimeno, E.L., Curceda R.J.A, 1995, "Drilling and Blasting of Rocks", A.A. Balkemo, Rotherdam, pp. 312-322.
- Karadoğan, A., Özer, Ü., Özyurt, M. C. , Kalaycı, Ü., Tutar, U., Demir, B., ... Toprak, F.(2015). Güneşevler Sitesi Binalarının Patlayıcı Kullanılarak Yıkımı . VIII. Delme-Patlatma Sempozyumu (pp.425-436). İstanbul, Turkey
- Oloffson, S.O., 1980, Applied Explosives Technology for Construction and Mining, pp. 268-277.
- Özer, Ü., Karadoğan, A., Özyurt, M. C. , Kalaycı Şahinoğlu, Ü., Sertabipoğlu Z (2020) Gaziantep İli, Şehitkamil İlçesi, 29 Ekim Mahallesi, Nihat Özdemir Caddesi, 7811 ada, 1 parselde Mukim, Limak Gaziantep Çimento Fabrikasında bulunan 10.000 Tonluk betonarme silosunun kontrollü patlatma ile yıkım tasarımının araştırılması ve geliştirilmesi raporunun hazırlanması, İstanbul Üniversitesi-Cerrahpaşa, Mühendislik Fakültesi, Diğer Özel Kurumlarca Desteklenen Proje.
- Özer, Ü., Karadoğan, A., Özyurt, M. C. , Kalaycı Şahinoğlu, Ü., Tutar, U., Demir, B., ... Toprak, F.(2015). TÜM EMEK İŞ SİTESİ BİNALARININ PATLAYICI KULLANILARAK YIKIMI. Madencilik Dergisi , vol.54, 11-24.
- Özyurt, M.C., 2013, "Patlayıcı Madde Kullanılarak Yapıların Kontrollü Yıkılması ve Verimliliğinin İncelenmesi", Yüksek Lisans Tezi, İstanbul Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü.
- Özyurt, M. C. , Özer, Ü., & Karadoğan, A., (2013). Piroteknik Malzemenin Yapı Yıkımında Kullanılabilirliğinin Araştırılması . VII. Delme Patlatma Sempozyumu (pp.105-116). Eskişehir, Turkey
- Özyurt, M. C. , Özer, Ü., Karadoğan, A., Kalaycı, Ü., Tutar, U., & Erdoğan, C., (2015). Betonarme Köprülerin Patlayıcı Kullanılarak Yıkımı . VIII. Delme-Patlatma Sempozyumu (pp.471-480). İstanbul, Turkey
- Özyurt, M. C. , Özer, Ü., Karadoğan, A., & Kalaycı Şahinoğlu, Ü., (2016). BETONARME BİR BİNANIN PATLAYICI İLE YIKILMASI VE VERİMİNİNİNCELENMESİ. Uludağ Üniversitesi Mühendislik Fakültesi Dergisi , vol.21, no.2, 43-64.

- Özyurt, M. C. , Özer, Ü., Karadoğın, A., Güler, M., Özсарıkamıř, E., & Ismael, A. N. , (2021). Investigation and Development of Controlled Blasting Designs for Demolition of 75 Grain Silos in Aqaba, Jordan. Research & Reviews in Engineering (pp.13-34), İstanbul. Gece Kitaplıđı.
- Stevenston, A., 1972, Blasting Practice, Nobel's Explosives Company Limited, Scotland, 284 p.
- TS13633, 2014, Yapıların Tam ve Kısmi Yıkımı İçin Uygulama Kuralları, Türk Standartları Enstitüsü, İstanbul
- Türk, K., 2011, Betonarme I Ders Notları, Harran Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, İnşaat Mühendisliđi Bölümü

REGULATIONS AND WORK SAFETY ISSUES
MEVZUAT VE İŐ GÜVENLİĐİ SORUNLARI

Patlatma Operasyonlarındaki Büyük Tehlike-Yıldırım

Great Danger in Blasting Operation- Lightning

V. Alabaş, Ü. Kılıç, M. Derya
Madser Ltd. Şti.

ÖZET Elektrik yüklü hava şartlarında yapılan patlatma operasyonlarında yıldırımın yakına veya belirli mesafeye düşmesi çok büyük bir risk oluşturmaktadır. Yıldırım çarpmalarının neden olduğu erken ateşleme olayları nadir olmakla birlikte, uzun saatler boyunca patlayıcı madde dolumu işinde çalışan kişiler için yıldırım büyük bir endişe kaynağıdır.

Bu çalışmanın konusu, (1)yıldırımın oluşumu hakkında temel bir fikir vermek, (2)Türkiye'deki yıldırım tespit ve takip sistemi teknolojisini tanımak, (3) yıldırım algılama ve tahmin sistemleri teknolojilerini tanımak, (4)personel güvenliği ve güvenli mesafeler ile ilgili bilgi vermek ve (5)delme-patlatma işleri ile uğraşan firma veya kişilerin operasyon sırasında iş güvenliği açısından yıldırım tehlikesi farkındalığını arttırmaktır.

Anahtar kelimeler: Yıldırım, Yıldırım Algılama, Tahmin ve Takip Sistemleri

ABSTRACT During blasting operations in electrical charged weather conditions, lightning falls close or at a certain distance poses a very high risk. Although early to initiation caused by lightning strikes are rare, lightning is of great concern to charge of explosives blasting site who spend many hours working.

The subject of this study, (1) to give a basic idea about the formation of lightning, (2) to recognize lightning detection and tracking system technology in Turkey, (3) to recognize lightning detection and forecasting systems technology, (4) to give information about personnel safety and safe distance, and (5) to increase the awareness of the lightning hazard in terms of occupational safety during the operation of companies or persons dealing with drilling-blasting works.

Keywords: Lightning, Lightning Detection, Forecasting and Tracking Systems

1 GİRİŞ

Yıldırım, atmosferde kaynaklanan, çok kısa süren, yüksek voltaj ve yüksek amper ile karakterize edilen doğal bir elektrostatik deşarjdır. Yıldırım bir bulut içindeki elektrik yüklü bölgeler arasında, bir buluttan diğerine veya bir bulut ile yer arasında hareket etmektedir. Yıldırım deşarjlarının çoğu tek bir bulut içinde veya buluttan buluta gerçekleşirken, tüm yıldırım deşarjlarının yaklaşık % 25'i buluttan yere çarpma olarak gerçekleşmektedir (NASA, 2001). Buluttan yere çarpması elektrik akımı, elektrik çarpması, şok dalgaları ve patlayıcıların ateşlenmesi yoluyla büyük zarar verme potansiyeline sahip oldukları için patlatmada çalışan kişiler için büyük bir tehdit olmaktadır.

Elektrik yüklü hava şartlarında yapılan patlatma operasyonlarında yıldırımın yakına veya belirli mesafeye düşmesi çok büyük bir risk oluşturmaktadır. Yıldırım çarpmalarının neden olduğu erken ateşleme olayları nadir olmakla birlikte, uzun saatler boyunca patlayıcı madde dolumu işinde çalışan kişiler için yıldırım büyük bir endişe kaynağıdır.

Yıldırım, alınan önlemlerden bağımsız olarak bir patlayıcıya veya patlatma sahasına çarparsa ateşlemenin olma olasılığı çok yüksektir. Yıldırım, sahanın yakınına çarparsa bile muhtemelen ateşlemeye neden olacaktır. Birçok araştırma bir yıldırım çarpmasının birkaç kilometre ötedeki elektrikli kapsülleri ateşleyebileceğini göstermiştir. Elektriksiz ateşleme sistemleri yalnızca doğrudan bir çarpma ile ateşlenmesi gerçekleşmektedir.

Patlayıcı maddeler erken ateşlendiğinde ölüm veya ciddi yaralanma gibi olaylar ile sonuçlanmaktadır. Amerika Birleşik Devleti'nde 1962'den bu yana yıldırımın neden olduğu erken ateşlemeler sonucu en az 10 madenci ölmüş ve 17'si de yaralanmış; toplamda 31 olay rapor edilmiştir. Daha fazla olay meydana gelmiş ancak çoğu zaman hiç kimse zarar görmediğinden rapor edilmemiştir. ABD Madencilik Bürosu kaza çalışmaları raporu, 1978'den 1985'e kadar patlayıcı maddelerin 80 erken ateşlenmesinden 16'sının yıldırımdan ve geri kalan 64 erken ateşlenmenin diğer unsurlardan kaynaklandığını bildirmiştir(Santis, 2001).

Patlatma işlerinde çalışan kişilerin yıldırım tehlikeleri nedeniyle bir patlatma sahasında çalışmanın güvenli olduğunu belirlemeye yardımcı olacak çok sayıda ürün bulunmaktadır. Çeşitli ürünler ve sistemler mevcut olsa da yıldırım uyarı sistemleri yıldırım algılama ve yıldırım tahmin sistemi olmak üzere iki teknolojiye ayrılmaktadır. Bu teknolojiler, bir yıldırım uyarısını başlatmak için farklı atmosferik analiz yöntemleri kullanmaktadırlar. Bir maden sahası veya patlayıcı üretim tesisi için bir yıldırım uyarı sistemi seçerken sistemlerin çalışma yöntemlerini bilmek önem arz etmektedir.

Yıldırım algılama sistemleri, gerçek bir çarpma meydana geldiğinde veya sonrasında kullanıcıya tavsiyede bulunmak için tasarlanmıştır. Bu sistemler birçok biçimde tahmin edebilir ve kişinin cebinde taşınan yıldırım dedektörlerinden, aboneliğe dayalı hizmetlere kadar birçok çeşitlilik göstermektedir. Tüm yıldırım algılama sistemleri aynı temel prensipleri kullanarak çalışmaktadır. Dünya'nın elektromanyetik alanını izlerler ve yıldırımın neden olduğu rahatsızlıkları tespit ederler. Bu rahatsızlıklar, uzun yıllardır yıldırım aktivitesini tespit etmek için sahada bir yöntem olan bir radyo frekansından da alınabilmektedir. Bir uyarı verilmeden önce yıldırımın meydana gelmesi gerektiğinden, yıldırım algılama sistemleri kullanıcıya ilk çarpmadan veya "birdenbire çarpmadan" önce uyarı vermemektedir.

Yıldırım tahmin sistemleri ise bir uyarı vermeden önce yıldırımın oluşması gerekmektedir. Bu sistemler atmosferin elektrostatik alanını izler ve atmosferin yükü ile zeminin yükü arasında büyük bir fark olduğunda uyarı vermektedirler. Gerçek yıldırım tahmin sistemleri sahaya özgüdür ve kurulduğu konumlarının 4 km içindeki yakındaki yıldırımlar için uyarılar vermektedir. Yıldırım tahmin sistemleri, atmosferin elektrostatik farkını ölçtükleri için ilk çarpma veya "birdenbire veya aniden" çarpmadan önce uyarı verebilmektedir.

2 YILDIRIM HAKKINDA KISA BİLGİ

Yıldırım, bulut ile yer arasında meydana gelen yüksek gerilimli bir elektrik boşalmasıdır. Yıldırımın meydana gelebilmesi için bulut ve yerin farklı elektrik yüklerine sahip olması ve belirli bir potansiyel farka erişmesi gerekmektedir. Genellikle bulutun yere yakın olan bölümleri negatif, yer ise pozitif yüklü elektrige sahiptir. Bazı koşullarda bunun tersi de olabilir. Bulutla yer arasındaki potansiyel fark artarak belirli bir değere eriştiğinde, hava iletken olmamasına rağmen hava içerisinde iletken bir kanal oluşur ve elektriksiz boşalma başlar, yani yıldırım meydana gelir. Yıldırım olayı, her ne kadar yıldırım düşmesi olarak bilinse de bulut ile yer arasındaki negatif ve pozitif elektrik yüklerinin pozisyonlarına göre bazen buluttan yere doğru, bazen de yerden buluta doğru olmaktadır (MGM, 2021).

Yıldırım, sadece dikey gelişmeli bulut olan kümülonimbus (Cb) bulutunun varlığında oluşabilir. Normal bir vatandaş için Cb bulutunu tespit etmek zor olabilir, ancak sağanak yağış, şimşek ve gök gürültüsünün olması Cb bulutunun varlığını gösterir.

Yıldırım olayında ortaya çıkan enerji yaklaşık 1010 joule kadar olup bu enerji saniyenin milyonda biri zarfında geçtiği hava sütununun sıcaklığını 15000 °C'ye kadar ısıtabilir. İşte

yıldırımın yakıcı ve yıkıcı etkisi açığa çıkan bu enerjinin sonucudur. Bir insana yıldırım çarpma olasılığı 600 binde birdir. Yıldırım çarpmış bir kazazedeye dokunmak tehlikeli değildir, dokunulduğu zaman çarpılma tehlikesi yoktur (MGM, 2021).

3 TÜRKİYE’DEKİ YILDIRIM TESPİT VE TAKİP SİSTEMİ

Orman ve Su İşleri Bakanlığı Meteoroloji Genel Müdürlüğü ülkemiz için yeni bir yatırım olan “Yıldırım Tespit ve Takip Sistemi” projesinin kurulumu Aralık 2014’te tamamlanmıştır. Yıldırım Tespit ve Takip Sistemi (YTTS); yıldırım ve şimşek hadiselerinin tespiti, takibi ve kısa vadeli hava tahmini (Nowcasting) için; gerçek zamanlı ve yüksek çözünürlüklü meteorolojik bilgi sağlayan pasif bir uzaktan algılama sistemidir. Bu sistem ile yıldırım ve şimşegın yeri, tipi, polaritesi ve sinyal büyüklüğü ile şimşek yüksekliği verileri elde edilebilmektedir. Bu sistem enerji sektöründen turizme kadar ülkemizde birçok alana hizmet sunmaktadır.

Yıldırım Tespit ve Takip Sistemi tek başına bir algılayıcıdan değil 35 adet pasif algılayıcıdan oluşan bir ağıdır. Türkiye geneline yayılmış 34 ve bir adet KKTC’de olmak üzere toplam 35 adet pasif algılayıcı ile sistem çalışmaktadır (Şek. 1). 35 adet algılayıcının yerleşimi ile tüm Türkiye’nin gözlemlenmesini sağlayan YTTS 4kA akım verimini sağlamaktadır (MGM, 2014).



Şekil 1. Yıldırım İstasyonlarının Bulunduğu İller

Yıldırım Tespit ve Takip Sistemi üç kısımdan oluşmaktadır:

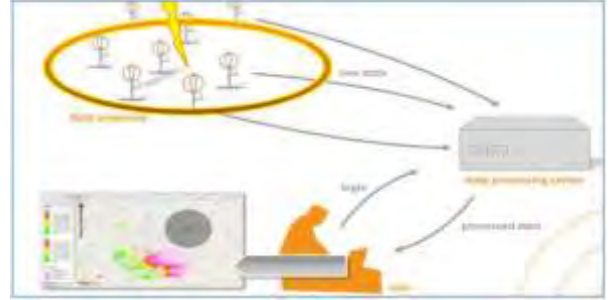
Yıldırım Tespit İstasyonları (YTİ): Yıldırım tespit ve takip sisteminde kullanılan pasif algılayıcılar (antenler) yıldırım tespit istasyonu olarak adlandırılmaktadır. Sistem iç ve dış donanım olmak üzere iki kısımdan oluşmaktadır. Şekil 2’de görüldüğü gibi dış donanımda pasif anten ve saha işlemcisi bulunur. Bunlar tespit edilen elektriksel olayların aktivitesinden elde ettiği değerleri işlemler yaparak merkeze gönderirler.

Merkezi İşlem Ünitesi (MIÜ): YTTS’nin genel iletişim yapılandırması Şekil 3’te gösterilmiştir. Saha işlemcisinden gelen bilgiler bir merkezde toplanarak ve işlenerek yıldırımların konumunun o antene gelen etkisinin varış zaman yöntemi ile değerlendirilmesi sonucunda yıldırım veya şimşek olaylarının zamanı, şiddeti, konumu hakkında bilgi elde edilir. Bu değerlerin yüksek doğrulukta elde edilebilmesi için aynı hava olayı en az 5 istasyon bilgisinin değerlendirilmesi için merkeze ulaşması gerekmektedir. Gerekli istasyonlardan bilgiler geldiği durumda en az 4 kA’den büyük yıldırımları 100 m den daha iyi doğrulukta tespit ettiğini belirtmektedir.

İşleme ve Görüntüleme Yazılımı (İGY): Birçok kullanıcının aynı anda bağlanabileceği web ara yüzü olup Yıldırım Tespit ve Takip Sistemi ile ilgili verilerin görüntüleneceği bir platformdur.



Şekil 2. YTI Anteni ve Saha İşlemcisi



Şekil 3. YTTS İletişim Yapılandırması

4 YILDIRIM ALGILAMA VE TAHMİN SİSTEMLERİ

4.1 Yıldırım Algılama Sistemleri

Yıldırım algılama sistemleri, yıldırım çarpması sonucu oluşan herhangi bir hasar için Dünya'nın elektromanyetik alanını sürekli olarak izlemektedir. Yıldırım meydana geldiğinde bir elektromanyetik darbe oluşmakta ve bu darbe yıldırım algılama sistemleri tarafından tespit edilerek, analiz edilmektedir. Yıldırım algılama sistemleri genellikle tek bir sabit detektör, bir detektör ağı veya taşınabilir bir detektörden oluşmaktadır.

Tek bölgeli yıldırım algılama sistemleri, yıldırım çarpmasının izleme konumundan uzaklığını belirlemek için zayıflatma kullanmaktadır. Bir elektromanyetik darbe tespit edildiğinde, darbenin gücü ve zayıflaması, yıldırım çarpmasına olan mesafeyi tahmin etmek için kullanılmaktadır. Bazı tek bölgeli yıldırım algılama sistemleri, çapraz döngü manyetik yön bulucu kullanarak yıldırım çarpmalarının mesafesini ve yönünü belirleyebilmektedir (Şek. 4).

Bir yıldırım detektörü ağı, birbirine bağlı çok sayıda tek bölgeli yıldırım detektörünün bir plana göre yerleştirilmesinden meydana gelmektedir. Detektörleri bir araya getirerek ve verilerini aynı anda analiz ederek, tespit edilen yıldırım çarpmalarının tahmini konumunu nirengi yapmak mümkündür.

Taşınabilir yıldırım detektörleri, tek bölgeli yıldırım detektörleri ile aynı prensipleri kullanarak çalışmakta olup saha çalışmaları yaparken bir kişi tarafından taşınacak kadar küçüktür. Taşınabilir yıldırım detektörlerinin çoğu mevcut yıldırım çarpmalarına olan mesafeyi gösterir ancak daha küçük olmaları nedeniyle yıldırım çarpmalarının yönünü veya tam yerini belirleyememektedirler. Taşınabilir yıldırım detektörleri tipik olarak tüm yıldırım algılama sistemlerinin en ucuz sistemlerindedir (Şek. 5).



Şekil 4. Tek bir yıldırım detektörü



Şekil 5. Taşınabilir Yıldırım Detektörü

Yıldırım detektörü sistemlerinin, dünyanın elektromanyetik alanını izlemeleri nedeniyle çeşitli sınırlamaları bulunmaktadır. Dünya'nın elektromanyetik alanı çok aktif bir ortamdır ve yıldırımın yanı sıra alanı bozabilecek ve yanlış bir şekilde yıldırım olarak algılanabilecek veya gerçek darbelerin filtrelenmesine veya gözden kaçmasına neden olabilecek birçok şey bulunmaktadır. Elektrikli aletler, otomobil motorları ve elektronik cihazlar gibi şeyler, tek konumlu ve taşınabilir yıldırım detektörleri tarafından yıldırım çarpması olarak yanlış gösterilebilen elektromanyetik darbeler oluşturabilmektedir.

Tek bölgesi ve portatif yıldırım detektörlerinin bir başka kısıtlaması, zayıflatma yöntemlerinin kullanılması nedeniyle bir darbeye olan mesafeyi yanlış tahmin edebilmektedirler. Bu detektörlerin yakınlardaki bir zayıf çarpmayı, güçlü bir uzak çarpma olarak saptırması mümkündür ve bunun tersi de olabilmektedir (Kithil, 2002).

Genel olarak yıldırım detektörleri, yıldırım çarpmalarının yeryüzündeki hemen hemen her konumdan mesafesini belirleyebilmektedir. Güvenlik açısından, yıldırım detektörlerinin yıldırım uyarısı vermeden önce yıldırım oluştuğu bilinmelidir. Yıldırım detektörleri, bir gök gürültüsünden veya mavi ışıktan gelen aniden ilk çarpma için uyarı yapmamaktadırlar (Fisher ve Ellis,2015).

4.2 Yıldırım Tahmin Sistemleri

Yıldırım tahmin sistemleri, belirli bir alanda önemli bir yıldırım tehlikesinin ne zaman olduğunu belirlemek için atmosferin elektrostatik alanını sürekli olarak izlemektedir. Yıldırım tahmin sistemleri, yapının dışına mümkün olan en yüksek noktaya monte edilen bir sensör kullanmaktadır (Şek. 6). Bu sensör atmosferin elektrostatik yükünü ölçmek için kullanılırken, yıldırım tahmin işlemcisi yapının içine monte edilir ve zeminin yükünü ölçerek, elektrostatik alanın aktivitesini analiz etmektedir.

Yıldırım tahmin sistemleri tek bir sahaya kurulur ve oluşturdukları yıldırım uyarıları yalnızca belirli bir saha için geçerlidir. Maden sahaları gibi büyük yerler için birden fazla yıldırım tahmin sistemi kurmak ve saha çapında bir yıldırım uyarı sistemi oluşturmak için bunları bir araya getirmek gerekmektedir (Şek. 7).

Gök gürültüsü bulutları dünya üzerinde oluştuğunda ve hareket ettiğinde sadece kendi elektrostatik yüklerini oluşturmakla kalmaz, aynı zamanda onlara yakın bir yerde bir yük oluşturmaktadırlar. Yıldırım tahmin sistemleri, iki yük arasında önemli bir varyans olduğunu belirlemek için atmosferin elektrostatik yükünü, zeminin yükü ile birlikte izlemektedir. Atmosferin yükü arttıkça, zeminin zıt kutba sahip olması koşuluyla, buluttan yere yıldırım riski artmaktadır.



Şekil 6. YTS ve Sesli Uyarı için Sirenler Şekil 7. Çoklu yıldırım tahmin sistemleri

Atmosferin ve zeminin gerçek elektrostatik yükünün izlenmesine ek olarak, yıldırım tahmin sistemleri ayrıca elektrostatik alanın davranışını da izlemektedir. Bir fırtına enerji ve aktivite oluştururken, elektrostatik alan çok aktif hale gelmekte ve sabit bir akışta olmaktadır. Gerçek yıldırım oluşmadan önce, elektrostatik alan "çökmeye" başlar veya sonra bir yük oluşturmadan önce kendisini çok kısa bir süre nötralize etmektedir. Bu erken çökmeler tipik olarak yıldırım yaratmaz, ancak yıldırım tahmin sistemleri onları algılar ve analiz ederek gök gürültüsünün yeterince enerji oluşturduğunu ve yıldırımın yakında olduğunu gösterecek kadar etkinliğe sahip olduğunu belirlemektedir.

Atmosferin elektrostatik alanının enerjisi ve aktivitesi arttığı zaman sensör yıldırımın oluştuğunu gösterir ve yıldırım tahmin sistemi bir uyarı verecektir. Yıldırım tahmin sistemlerinde, genellikle sesli uyarılar, görsel uyarılar, metin mesajları, e-posta mesajları ve iki yönlü radyo duyuruları içerebilen birçok uyarı seçeneği bulunmaktadır.

Yıldırım tahmin uyarı sistemi bir uyarı verdikten sonra, sistem meydana gelen elektrostatik alan çökmeleri sayısı ile birlikte atmosferin elektrostatik alanını izlemeye devam etmektedir. Bir şimşek fırtınası devam ederken, elektrostatik alan çökmelerinin sayısı genellikle izleme sahası içindeki yıldırım çarpma sayısı anlamına gelmektedir. Elektrostatik alan yükü daha düşük bir seviyeye düştükten ve alan çökmelerinin sayısı stabil bir duruma geldikten sonra, yıldırım tahmin sistemi dış faaliyetlere devam etmenin güvenli olduğuna dair bir bildirim vermektedir.

Yıldırım tahmin uyarı sistemleri, yıldırım riskinin ne zaman olduğunu belirlemek için atmosferin elektrostatik alanını izlediğinden, elektrostatik alanda meydana gelebilecek herhangi bir parazite karşı hassastırlar. Toz fırtınaları, sallanan bayraklar veya klima üniteleri gibi şeyler elektrostatik alanda parazit yaratmaktadırlar. Bu olası parazit türlerinin etkileri, elektrostatik sensörün nereye takıldığına dikkat edilerek en aza indirilebilmektedir. Ek olarak, toz fırtınalarının bu sistemlerin işlevi üzerindeki etkisini en aza indiren yeni sızdırmaz sensörler geliştirilmiştir.

Genel olarak yıldırım tahmin sistemleri, atmosferin elektrostatik yükünün ve aktivitesinin ne zaman muhtemel yıldırımın olacağını belirleyebilmektedir. Güvenlik açısından dikkate alınmalıdır ki; yıldırım tahmin sistemleri, bir yıldırım uyarısı vermeden önce yıldırımın zaten meydana gelmesi gerekmemektedir. Yıldırım detektörleri, bir gök gürültüsünden gelen ilk darbeden önce ve mavi ışıktan gelen aniden bir çarpma için uyarı yapabilmektedir. Ek olarak, patlayıcılar bağlamında, yıldırım tahmin sistemleri kullanmak, atmosferde ve zeminde büyük bir elektrostatik yük olduğunu belirlemek için faydalıdır. Atmosferin ve zeminin elektrostatik yükü arttıkça, kaçak akım olasılıkları artacağından kaçak akımdan etkilenen tesisler ve elektrikli kapsüller risk altında olacaktır. Bu nedenle, genellikle bu tür tesisler elektrostatik alan yükü azalana kadar çalışmayı durdurmaktadırlar (Fisher ve Ellis,2015).

4.3 Patlayıcı Sahalarında Yıldırım Uyarı Sistemlerinin Kullanılması

Yıldırım, dışarıda çalışan herkes için önemli bir risktir ve yalnızca dışarıda değil, aynı zamanda patlayıcılarla veya yakınında çalışan işçilerin bulunduğu maden sahaları ve patlayıcı tesisleri için özellikle endişe vericidir. Yıldırım, her çarpmada çok büyük miktarda enerji çıkardığı için ve bu enerji bir patlatma deliğini veya patlayıcı deposunu patlatmak için fazlasıyla yeterlidir. Bu nedenle, birçok işletme de yıldırım uyarı sistemi bir uyarı verdiğinde yapılması gereken eylemleri özetleyen özel yıldırım güvenlik politikaları ve prosedürleri bulunmalıdır. Yıldırım algılama tabanlı uyarı sistemlerini kullanırken, sahalar genellikle yıldırım çarpmalarına olan mesafeye bağlı olarak işlemleri ne zaman durduracağını ve devam ettireceğini belirten yönergelere sahip olmalıdırlar. Çoğu sahanın takip ettiği genel kılavuz, yıldırım 16 km içinde meydana geldiğinde, patlayıcı operasyonlarını durdurmaları ve tüm çalışanları patlayıcı bulunan sahadan güvenli bir mesafeye götürmeleridir. Operasyonların yeniden başlatılmasına

ilişkin genel kural, son çarpmadan 15 ile 30 dakika sonra, çalışmanın 16 km içinde yeniden başlatılabileceğidir. Operasyonlara devam etmek için 15 ile 30 dakikalık gecikme, yıldırım algılama sistemlerinin sahaya özgü herhangi bir ölçüm almaması ve bir sonraki çarpmanın nerede meydana gelebileceğini gerçekten bilinmemesinden kaynaklanmaktadır. Bu bekleme süresi, operasyonların devam ettirmeden önce fırtınanın bölgeden dışarı çıkması için yeterli süreyi vermek için ek bir güvenlik faktörüdür.

Yıldırım tahminine dayalı uyarı sistemleri, sahada çalışan personellerin patlayıcılardan uzak güvenli bir yere taşımak için gereken süreyi belirlemektedir. Bu süre belirleme olayı, yıldırım gerçekleşmeden önce çalışanların güvenli bir yerde barınak aramasına izin vermek için yeterli uyarı sağladığından emin olmak ve yıldırım tahmin sistemini kalibre etmek için kullanılmaktadır. Bir yıldırım algılama sistemi veya yıldırım tahmin sistemi ile birlikte, çoğu sahalar yaklaşan fırtınaları planlamak ve havanın genel hareketini izlemek için hava radarını da izlemektedirler. Alınan herhangi bir uyarıya kaynak sağladığı için bu şiddetle tavsiye edilmektedir. İnternet aboneliğine dayalı yıldırım algılama sistemlerinin ve sahaya özgü yıldırım tahmin sistemlerinin çoğu, ara yüzlerinin bir parçası olarak hava durumu radarını içermektedir (Fisher ve Ellis,2015).

5 PERSONEL GÜVENLİĞİ İLE İLGİLİ GÜVENLİ MESAFELER

- Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı tarafından yayınlanan 19 Eylül 2013 tarihli 28770 sayılı Maden İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliği'nin EK-2 Yerüstü Maden İşlerinin Yapıldığı İşyerlerinde Uygulanacak Asgari Özel Hükümler başlığı altında bulunan 1.8 maddesi yıldırım ile ilgili olup aşağıda bulunmaktadır.
EK-2 1.8 maddesi; Yıldırım düşmesi tehlikesi varsa; elektrikli kapsülle ateşleme yapılan açık ocaklarda, lağım delikleri gerekli tedbirler alınmadan doldurulmaz. Tehlike lağımın doldurulması sırasında meydana gelmişse doldurma işlemi derhal durdurulup, patlamanın olağan etki alanı dışına çıkılır ve tehlike geçinceye kadar bu alana kimsenin girmemesi için gerekli tedbirler alınır. Ek-1'de yer alan patlayıcı maddelere ilişkin yönergede bu maddede yer alan hususlar da belirtilir.
- ISEE'nin 18. basım 294.sayfasında belirtilen patlatmaya karşı elektriksiz tehlikeler tablosu altında bulunan atmosfer kaynaklı yıldırım tehlikesi ile ilgili direk çarpmada tüm ürünlerin etkilendiğini ve yakın çarpmada ise elektrikli kapsüllerin etkilendiğini belirtmektedir. Ayrıca güvenlik önlemleri olarak olası yıldırımların tespitinin yapılması ve sahayı emniyete alıp derhal alanın boşaltılmasını tavsiye etmektedir. Aynı kitabın 295. sayfasında ise bir fırtına aktivitesinin patlatma alanının 8,47 km içerisinde olması halinde sahanın derhal boşaltılması ile ilgili tavsiyede bulunmaktadır.
- ISEE, The Journal of Explosives Engineering-Vol 6 No1- Lightning Warning for Blasting Operation başlıklı makalenin 9. sayfasında yer alan tablo (Table 2 Safe Distance From Known Electrical Activity in Miles) aşağıda verilmiştir. Tablo 1'de görüldüğü gibi dağlık ve düz bir arazide ayrıca E-Field yıldırım algılama sistemi kullanılan veya kullanılmayan sahalar için kullanılan ateşleme sistemine bağlı olarak bir güvenlik mesafesi verilmektedir.

Tablo 1. Bilinen elektriksel aktiveden km olarak güvenli mesafeler

Patlatma Aktivitesi	E-Field Ölçümleri		E-Field Yok- Ölçümler	
	Dağlık Arazi	Düz Arazi	Dağlık Arazi	Düz Arazi
Açık İşletme (Elektrikli)	40	16	72	48
Açık İşletme (Elektriksiz)	8	8	40	40
Yeraltı İşletmesi (Elektrikli)	16	8	48	40
Yeraltı İşl. (Elektriksiz)	Tehlike yok	Tehlike yok	Tehlike yok	Tehlike yok

- **30-30 kuralı;** yıldırımın görünürlüğü iyi olduğunda ve fırtınayı görmenizi engelleyen hiçbir şey olmadığında 30-30 kuralı kullanılabilir. Yıldırımı gördüğünüzde, gök gürültüsü duyana kadar sayılmalıdır. Bu süre 30 saniye veya daha az ise fırtına 10 km yakınımda demektir ve tehlikeli anlamına gelmektedir. Derhal sığınılacak bir yer aranmalıdır.
Yıldırım tehdidi, çoğu insanın düşündüğünden çok daha uzun bir süre devam etmektedir. Korunaktan ayrılmadan önce son gök gürültüsünden sonra en az 30 dakika beklenmelidir. Güneş ışığı veya mavi gökyüzüne dikkat edilmeli bazen bu tür olaylar aldatıcı olmaktadır (Roeder,2010).
- National Lightning Safety Institute (NLSI) tarafından yayımlanan Lightning Safety in Mining Industry bildirisinin 9. sayfasında aşağıdaki bilgiler bulunmaktadır.

Profesyonel düzeyde yıldırım algılama sistemleriyle yıldırım mesafesinin ölçülmesi, değişen doğruluk oranlarına sahip bir tahmindir. Dedektör seçimi sahaya özeldir. Yıldırım 10 mil (16 km) yarıçapını geçtiğinde, genellikle tüm açık alandaki çalışmaların durdurulması önermektedirler. NLSI bir saha denetimine uygun olarak, bu yarıçapı 5-8 mile (8-12,8 km) düşürebilmektedir. Gözlemlenen son gök gürültüsü veya şimşekten 20-30 dakika geçene kadar faaliyetlere devam edilmemelidir.

Her işletme faaliyetleri için özel bir yıldırım güvenlik planı oluşturmalıdır. Bilinen genel bir kural şöyledir:

- eğer onu duyabiliyorsanız (gök gürültüsü), toparlanın (bulduğunuz yeri terk edin)
- eğer onu görebiliyorsanız (yıldırım), güvenli bir yere sığının
- Proses işleri de dahil olmak üzere açık ocak madenciliği operasyonları için kırmızı uyarı verildiğinde tüm çalışanların güvenli bir bölgeye 3-4 dakikalık yürüyüş içinde olmalıdır

- ABD’de madencilik faaliyetleri için kullanılan ve genel olarak açık sahada çalışanlar için NFPA-780 standardı önerisine göre aşağıdaki eylem protokolü önerilmektedir.

Ek M:

Sarı Uyarı -Yıldırım 30 ile 60 km (20-40 mil) uzaklıktadır. Tedbirli olun.

Turuncu Uyarı -Yıldırım 16 ile 30 km (11-19 mil) uzaklıktadır. Tetikte olun.

Kırmızı Uyarı -Yıldırım 0 ile 16 km (0-10 mil) uzaklıktadır. Faaliyetler durdurulmalı ve güvenli bölgeye gidilmelidir.

6 YÜKLÜ HAVALARDA DOLUM İŞLERİ YAPILIRKEN GERÇEKLEŞEN KAZA ÖRNEKLERİ

Bu bölümde, Türkiye’de yapılan patlatma operasyonları sırasında yaşanan bazı kaza örneklerine yer verilerek yüklü hava şartlarında dolum işlerine devam edilmesinin riski ile ilgili farkındalığının artırılması hedeflenmiştir.

- Bir yer üstü maden işletmesinde elektrikli kapsül devresini bağlayan ateşleyici ateşlemeyi yapacağı yere giderken yüklü havadan dolayı kapsüller patlamış ve o sırada hala ayna önünde çalışmaya devam eden yükleyicinin üzerine blok düşmüştür. Olay sonucu makinede büyük hasar oluşurken operatöründe şans eseri ciddi bir yaralanma olmamıştır.
- Bir çimento fabrikasının taş ocağında yüklü havada delik dolumu yapılırken meydana gelen patlama sonucu 1 ateşleyici hayatını kaybetmiştir.
- Bir yer üstü maden işletmesinde elektriksiz kapsüllerin kullanıldığı patlatma işinde başlatıcı olarak kullanılan elektrikli kapsülün erken patlaması sonucu 1 mühendis ve 1 işçi yaralanmıştır.
- Bir yol inşaatında yüklü hava koşullarında yapılan atım sırasında dolum işi bittikten sonra başlatıcı olarak kullanılan elektrikli kapsül bağlantısı yapılırken elektrikli kapsül patlamış ve devre ateşlenmiştir. Kaza sonucu ateşleyicinin baş parmağı kopmuştur.
- Bir HES şantiyesindeki basamak kazıları sırasında delik içinde elektriksiz kapsüller, yüzeyde infilaklı fitiller kullanılmış ve her sıraya birer gecikmeli elektrikli kapsül bağlanarak gecikme verilmeye çalışılmıştır. Dolumdan sonra ateşleme gerçekleşmemiş ve arızanın sebebi araştırılırken yüklü havadan dolayı elektrikli kapsüller ateşlenmiştir. O sırada basamağın önünden geçmesine izin verilen araç patlayan kayaların altında kalmış ve araçtaki 3 kişi vefat etmiştir.
- Bir dekapaj şantiyesinde dolum işini bitiren ateşleyici manyetoya bastığı halde ateşleme gerçekleşmemiş ve arızayı bulmaya giderken yüklü havadan dolayı elektrikli kapsüller ateşlenmiştir. Ateşleyicinin sahaya uzak olması nedeniyle can kaybı yaşanmamıştır.

7 SONUÇ VE ÖNERİLER

Bu çalışma, yıldırım olayının patlatma operasyonları için büyük bir tehlike olduğunu ve bu tehlikenin farkındalığını artırmayı hedeflemiştir. Ayrıca önceden önlem almak için bazı algılama ve tahmin sistemlerine değinilmiştir. Aynı zamanda yıldırımdan korunmak için operasyonlarda çalışan kişilerin yıldırımdan nasıl korunabileceği ve pratikte uygulayabilecekleri güvenli mesafeler anlatılmıştır. Önüne geçilemeyen bir doğa olayı olan yıldırıma karşı önlemler alınır, yaşanabilecek kazaların önüne geçilebileceğine dikkat çekilmiştir. Konuyla ilgili patlatma operasyonları için aşağıda bazı öneriler verilmiştir.

- Amerika Maden Güvenliği ve Sağlığı İdaresi (MSHA) kayıtları, yıldırımdan kaynaklanan patlayıcıların erken ateşlenmesinin sadece %7'sinin sabah saatlerinde meydana geldiğini belirtmektedir. Genellikle öğleden sonra saat 17.00'e kadar olan yıldırımlar daha tehlikeli olmaktadır. Dolayısıyla patlatma planlanması yapılırken hava durumu dikkate alınmalı ve patlatmalar düşük yıldırım aktivitesi olduğu zamanlarda yapılmalıdır.
- Hava tahminleri tek başına bir yıldırım uyarı tekniği olarak güvenilir olmayabilir. Yılda kilometrekare başına deşarj sayısı, baskın fırtına yönü, baskın olan cephesel veya konvektif (iletken) fırtına türü, yıldırım aktivitesindeki mevsimsel değişiklikler gibi değişkenler yalnızca sorunun ne zaman beklenebileceğini göstermektedirler. Bu parametrelerden dolayı patlatma operasyonlarında ayrıca hava olaylarından sorumlu bir personelin olması veya patlatmadan sorumlu kişi/kişilerin hava haritası okumasını yapabilmeli ve aynı zamanda cephesel tip fırtınaların nasıl tespit edeceğini öğrenmesi önceden tedbirlerin alınmasında yararlı olacaktır.
- Patlatma işleri ile uğraşan işletmeler, fırtına aktivitesi hakkında en güncel görsel bilgileri elde etmek için bir kanala veya uydu yayınları aracılığıyla hava durumu kanalına veya yerel bir radar istasyonuna abone olması bu gibi tehlikelerin varlığını önceden öğrenmelerinde faydalı olacaktır.

- Bir yıldırım düşmesi tehlikesinin olması durumunda, sahada bulunan personellerin patlatma alanından uzaklaştırılması olası yaşanabilecek tehlikeleri önlemekte yardımcı olacaktır.
- Patlatma ekibini mümkün olan en kısa sürede bilgilendirmek için bir yıldırım algılama, tahmin veya sesli uyarı yapacak bir uyarı sistemi kullanılması iş ve işçi güvenliği açısından yararlı olacaktır.
- Bir yıldırım aktivitesi meydana geldiği sırada sahada bulunan patlayıcılar araca yüklenilmeye çalışılmamalıdır.
- Patlatma operasyonlarında çalışan ekip yıldırım konusunda daha önceden eğitilmiş olmalı ve işletmelerde özel yıldırım güvenlik prosedürleri bulunmalıdır. İşletmelerde herhangi bir uyarı sistemi olmadığı takdirde 5.bölümde yer alan personellerin güvenliği ile ilgili bir güvenli mesafe belirlemede fayda bulunmaktadır.
- Dolum işlemi sırasında delme işlemi gerçekleştirilmemelidir. Delici bomunun yüksek olmasından dolayı yıldırımın çeken bir iletken görevi göreceğinden sahanın içinde veya yakınında bulundurulmamalıdır.
- Araştırmalar sonucu, yıldırım çarpmasının birkaç kilometre ötedeki elektrikli kapsülleri ateşleyebileceği ortaya konulmuştur. Ayrıca yeraltı maden işletmelerinde herhangi bir derinlikteki patlatma işlemlerinde kullanılan elektrikli kapsüller yıldırıma karşı hassastırlar. Madene giden iletkenlere yıldırım çarparsa, topraklama sistemine verilen enerji çok fazla olmaktadır. Akım, yeraltında (muhtemelen kilometrelerce) hareket eder, yol boyunca yayılmaktadır. Yıldırım, çalışma alanının üzerindeki zemine çarparsa, tehlikeli akımlar dağlık arazide yaklaşık 900 metre derinliğe ve düz arazide 150 metreden fazla hareket edebilmektedirler. Dolayısıyla yer altı ve yer üstü işletmelerinde yapılan patlatma operasyonlarında elektrikli kapsülün kullanılması ciddi tehlikelere yol açmaktadır. Bunun yerine daha güvenli bir ateşleme sistemi tercih edilmelidir (Berger,1977).
- Elektriksel yüklü hava koşullarında, kullanılan ateşleme sistemi türüne bakılmaksızın, patlatma sahası boşaltılmalıdır ve sahaya girişler kapatılarak personel tehlike geçinceye kadar güvenli bir yere taşınmalıdır.

KAYNAKLAR

- Berger K, 1977. *Protection of Underground Blasting Operation. Ch. in Lightning, ed. by R.H.Golde, Academic Press, s.633-658*
- Fisher D, Ellis Z, 2015. *Becoming Proactive With Lightning Safety and Explosives, 2015 International Society of Explosives Engineers, s.1-9*
- Kithil R, 2002. *An Overview of Lightning Detection Equipment. Retrieved July 10, 2014, from National Lightning Safety Institute: http://www.lightningsafety.com/nlsi_lhm/overview2002.html.*
- Lon D. Santis, 2001. *Lightning Warning For Blasting Operations, 2001 International Society of Explosives Engineers, The Journal of Explosives Engineering Vol.6 No.1, s.1-9*
- Meteoroloji Genel Müdürlüğü, 2021. *Yıldırımdan Korunma Yöntemleri, Ankara*
- Meteoroloji Genel Müdürlüğü, 2014. *Yıldırım Tespit ve Takip Sistemi, s.1-4, Ankara*
- National Lightning Safety Institute (NLSI), 2013. *Lightning Safety in Mining Industry, s.9,10*
- NASA 2001. *Where Lightning Strikes. Retrieved July 7, 2014, from Science@NASA: http://science.nasa.gov/science-news/science-at-nasa/2001/ast05dec_1/.*
- William P. Roeder, 2010. *Lightning Safety Procedures For The Public, 21st International Lightning Detection Conference and 3rd International Lightning Meteorology Conference, s. 2-4, Orlando,Florida,USA*

RFID Sistemlerin Patlayıcı Maddelerin Güvenliğinde Kullanımı

Using RFID Systems for Safety of Explosives

M. T. Soylu

İstanbul Okan Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Patlayıcı Mühendisliği, Yüksek Lisans Programı, İstanbul, msoylu@stu.okan.edu.tr

ÖZET Madencilik ve inşaat sektörü başta olmak üzere mühendislik faaliyetlerinde yer alan önemli kaynaklardan biri de ticari patlayıcıların kullanımınıdır. Patlayıcı maddeler yapısı itibarı ile kazanımları ve gücünün fazla olması avantajı yanı sıra; üretimi, kullanımı, nakliyesi ve depolanması sırasında birçok tehlikeyi de barındırmaktadır. Özellikle insan kaynaklı hataların sonucunda istenmeyen olaylar yaşanmakta ve ölümcül sonuçlara sebep olmaktadır. “radyo frekansı ile tanımlama(RFID)” sistemler ise günümüzde kredi kartlarından “Hızlı geçiş sistemi(HGS)” geçiş sistemlerine kadar birçok alanda başarı ile kullanılmaktadır. Bu çalışmada RFID sistem tabanının patlayıcı maddelere entegrasyonu ile üretim, kullanım, taşıma ve depolamada insan faktörlü kazaların minimuma indirilmesi amaçlanmaktadır.

Özellikle terör eylemlerinde kullanılması muhtemel patlayıcıların RFID sistemi ile takibi sayesinde kayıp ya da çalıntı patlayıcı ihtimalleri en aza indirgenebilecektir. Ayrıca depolama ve taşımadaki tarih, güzergâh ve depolama koşullarına bağlı olarak son kullanım tarihi ve doğru kullanım alanlarına yönlendirilmesi de mümkün olabilecektir.

Anahtar kelimeler: RFID, Patlayıcı, Güvenlik, Patlayıcı Mühendisliği

ABSTRACT One of the important processes in engineering activities, especially in the mining and construction sector, is the use of commercial explosives. In addition to the advantage and power of the explosives they also contain many dangers during its production, use, transportation and storage processes. Especially as a result of human errors, unwanted events occur and might cause fatal consequences. “Radio Frequency identification (RFID) systems are used successfully in many areas from credit cards to highway toll collection systems. In this study, it is aimed to minimize human induced accidents in production, use, transportation and storage processes by integrating the RFID systems to explosives. The probability of lost or stolen explosives can be minimized. Especially by tracking explosives with the RFID systems, terrorist acts are likely to be prevented. In addition, depending on the date, route and storage conditions in storage and transportation processes, it would be possible to direct them for correct use according to their conditions and expiry date.

Keywords: RFID, Explosives, Security, Explosives Engineering

1 GİRİŞ

Dünya her geçen gün gelişmekte ve değişmektedir. İnsanoğlu temel yaşam kaynaklarının devamı için yeryüzünün altı ve üstünde her zaman birtakım çalışmalar yapmak zorundadır. Yer üstünde barınma, yaşam alanları, ulaşım, tarım ve ormancılık gibi ihtiyaç ve faaliyetleri yürütmekte iken; yer altında da ulaşım ve madencilik gibi faaliyetlerde bulunmaktadır.

Bu faaliyetler esnasında yer kabuğunun her zaman yumuşak olmadığı, insanoğlunun kas gücüne karşı direndiği kayaçlarda; bilimi ve teknolojiyi kullanarak patlayıcıların icadı ile bu sert kütleleri yenmek mümkün olmuştur.

Bir bilim olduğu kadar sanatsal yönü de bulunan kontrollü patlatmaların, hayatımızda daha çok yer edinmesi ile patlayıcı maddelerin üretimi ve kullanımını giderek yaygınlaştırmış ve yüksek hacimli ticarete de konu olmuştur.

Ticari amaçlı patlayıcıların üretimi, nakledilmesi, kullanımı ve depolanması ile ilgili kurallar yönetmeliklerle belirlenmiş olmasına rağmen ülkemizde yeterli kanuni ve teknolojik alt yapıyı bulamamış olması büyük bir eksikliklerdir.

Bu eksiklik, işleyişte, güvenlikte ve güvenliğin tehlikeye girip, suçun oluşması durumunda ve nihai yargılamada bazı aksaklıklar yaşanmasına sebebiyet vermektedir.

Ülkemizin jeopolitik konumu ve tarihi geçmişi göz önüne alındığında; ülkemizin sürekli terör olayları ile karşı karşıya kaldığı yadsınamaz bir gerçektir. Terör örgütlerinin eylemlerinde nihai amaç toplumu korkutmak ve sindirmek olduğundan, en çok ses getirici eylem yöntemi olarak bombalı saldırılar tercih edilmektedir.

Terör örgütlerinin eylemlerinin sansasyonel olması amacıyla çok miktardaki patlayıcı ile hareket ettikleri bilinmektedir. Özellikle Amonyum nitrat-fuel oil (ANFO) gibi ticari patlayıcıları, piyasadan ucuz ve kolay bulabilmelerinin yanı sıra kendi karışımları ile elde etmeleri kolay olduğundan, sıklıkla kullandıkları bilinmektedir.

Ülkemizde 2016 yılı itibarı ile ANFO yapımında kullanılacak gübrelerin azot oranları düşürülerek önlem alınmaya çalışılmış ve 2019 yılı itibarıyla bu uygulamanın faydaları gözlemlenmiştir.

Ticari patlayıcıların üretimi, ithali, nakli, depolanması ve kullanımı ile ilgili atılacak adımlar ve kanuni düzenlemeler ile teknolojik gelişmeleri kullanarak patlayıcının doğru takibi sayesinde hem kötü amaçlı insanların malzeme bulması kısıtlanmış olacak; hem de ticari patlayıcı ile ilgili çalışma yapan tüm patlatma iş kolları üzerindeki zan kalkmış olacaktır.

RFID sistemleri ile günümüz teknolojisinin baş döndürücü hızı ve ışığında yapılacak akıllı çözümler hayatımızı kolaylaştıracağı gibi ülke ve vatandaş güvenliğini de arttıracaktır. 2. dünya savaşında askeri amaçlar için temelleri atılan RFID teknolojisi; günümüzde hırsızlığa karşı ürün ve depo koruma, stok kontrolü gibi birçok amaçla yaygın olarak kullanılmaktadır. Temel çalışma prensibi elektronik radyo dalgaları, indüklenme ile enerji kontrolü ve bilgi alışverişine dayanır.

2 GENEL KISIMLAR

2.1 Patlayıcı Mühendisliği

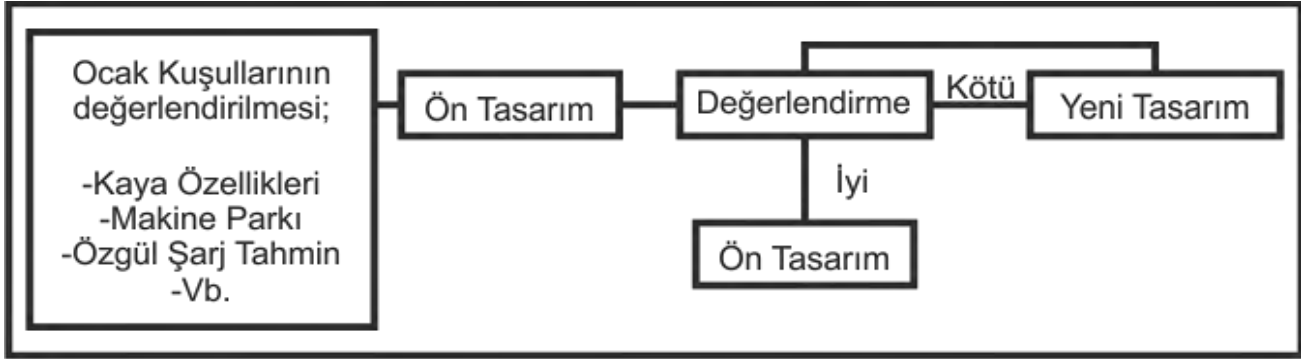
Türk Dil Kurumu'nun açıklamasına göre dilimize Arapçadan gelmiş olan mühendis kelimesi, anlamı itibarı ile insanların her türlü ihtiyacını karşılamaya dayalı yol, köprü, bina gibi bayındırlık; tarım, beslenme gibi gıda; fizik, kimya, biyoloji, elektrik, elektronik gibi fen; uçak, otomobil, motor, iş makineleri gibi teknik ve sosyal alanlarda uzmanlaşmış, belli bir eğitim görmüş kimse olarak tanımlanmaktadır (Ak 2015).

Günümüzde mühendislik birçok disiplinle açıklanan; aldığı eğitim ışığında çözüm üreten dahası yaptığı iş ile üretim sürecini kısaltıp daha ekonomik ve daha verimli iş üreten insan olarak karşımıza çıkmaktadır. Özellikle kazı, yıkım ve madencilik gibi sektörlerde makinelerle

yapılan işlerde hem zaman hem maliyet açısından en verimli işleri başaran mühendislik dallarında birisi de patlatmalı kazı ve yıkım işlerini tasarlayan ve uygulayan patlayıcı mühendisliği disiplini.

Delme patlatma yöntemi ile hızlı, verimli ve güvenli sonuçlar elde eden patlayıcı mühendisi, patlayıcı maddelerin gücü ve etkisini de göz önünde bulundurarak; patlatmanın olumsuz olabilecek etkilerinin, çevreye ve canlıya tesir etmeyecek biçimde güvenliğini sağlamaktan da mesuldür.

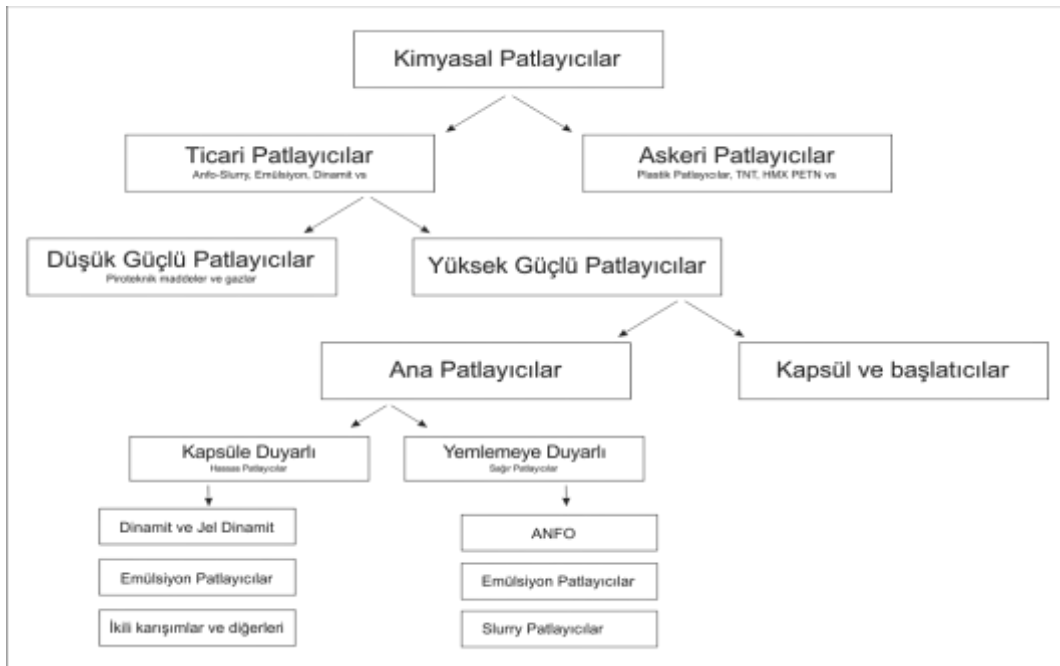
Mühendis çalıştığı işletme için en uygun patlatma koşullarını araştırırken Şekil 1'de belirtilen bir tasarım biçimini uygulamalı ve ekonomik analizi gerekli performans etütleriyle birlikte yapmalıdır (Kahriman 2004).



Şekil 1. Patlatmalı tasarımın algoritması (Bilgin 1986)

2.2 Patlayıcı Madde Kullanımı

Patlayıcı maddeler; kendi bünyesinde ihtiva ettiği yanıcı ve yakıcı moleküller sayesinde, kimyasal reaksiyona çok kısa bir sürede girerek, yüksek ısı, yüksek hacimde gaz ve yüksek miktarda enerji açığa çıkaran, kimyasal bileşik ve karışımlardır. Sahip oldukları yüksek enerji ile patlama sonrası ortaya çıkan yüksek basınç ve gaz sayesinde günümüzde kaya parçalamada kullanılan en verimli yöntem durumundadır. Kaya kırmak için kullanılan bilinen ilk yöntemler, kamalar ile parçalama, ateş yakarak ısıtmak ve su ile aniden soğutarak çatlama yöntemleridir. Bu ilkel teknikler yerini kara barutun icadı ile 17.yüzyılın başlarında patlayıcı kullanımına bırakmıştır.



Şekil 2. Ticari patlayıcıları gösterir şema

3 RFID

3.1 RFID Genel Tanımlama

İkinci dünya savaşı her ne kadar insani açıdan dramatik sonuçlara ve yıkımlara neden olsa da günümüzde kullandığımız pek çok teknolojinin doğmasını sağlamıştır. Günümüzde varlığını normal saydığımız jet motorları, atom enerjisi, mikrodalga fırınlar, radarlar, kripto cihazları ve daha pek çok buluşun temeli ikinci dünya savaşında atılmıştır. Bu gelişmelerden biri de RFID (Radio Frequency IDentification) yani radyo frekansı ile tanımlama sistemidir. Önceleri bilgi saklama ve dost düşman uçakları tanımlama gibi birçok uygulamada kullanılmakta iken günümüzde daha geniş alanlarda kullanılmaktadır.

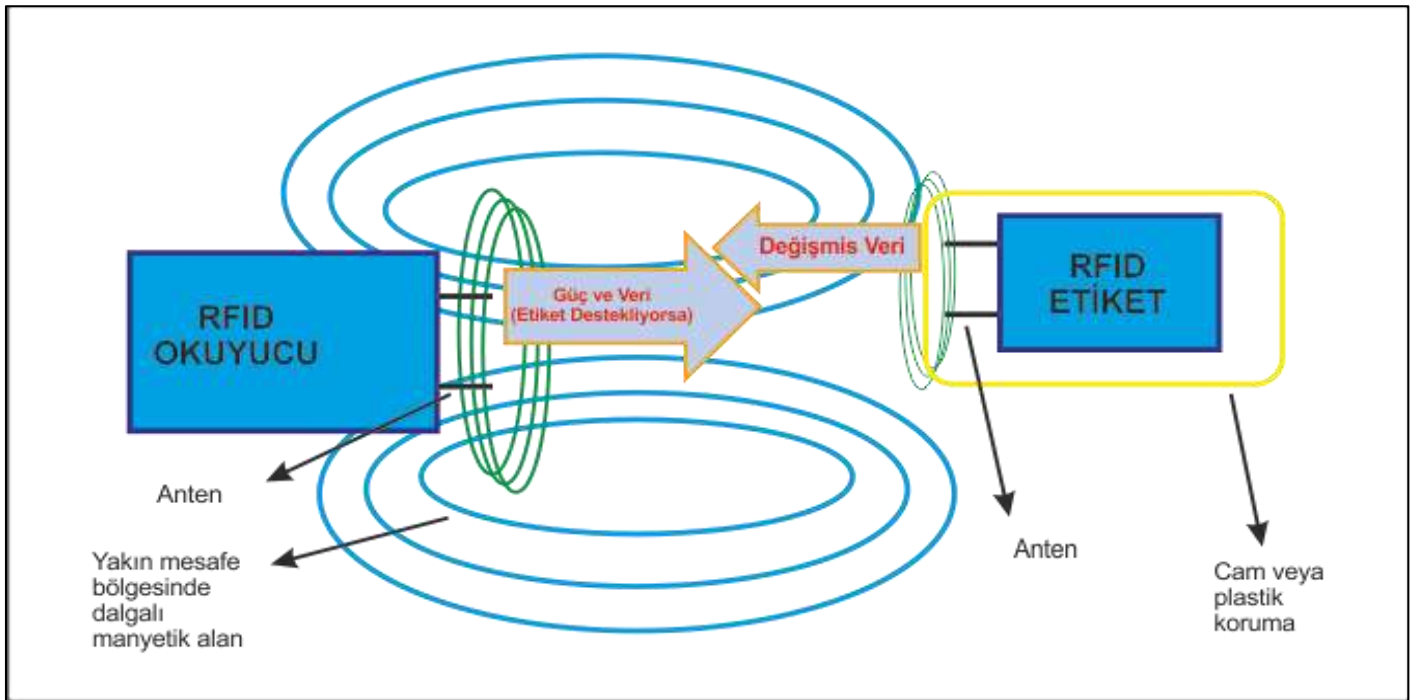
3.1.1 Günümüzde kullanılan RFID uygulamaları

- Karayollarında, köprü geçiş ve otoyol ücretlendirme takip sistemlerinde kullanılan HGS ve “otomatik geçiş sistemi (OGS)” sistemlerinin alt yapısı “Ultra High Frequency (UHF)” uzun menzilli RFID sistemine sahiptir.
- Savaş uçaklarında “Aircraft Identification, Friend or Foe (AIFF)” dost ve düşman tanımlama sistemlerinde kullanılmaktadır.
- Savaş mühimmatları ve silahların etiketlenmesi depolanması ve takibinde kullanılmaktadır.
- Tekstil sektöründe kumaşın cinsi, rengi, yıkama özellikleri, beden ve fiyat gibi bilgilerin takibi ve otomasyonunda kullanılmaktadır.
- Depo yönetimlerinde giren çıkan ürünler, cinsleri, ağırlıkları, üretim, tüketim tarihleri gibi bilgilerin takibinde kullanılmaktadır.
- Taşıtlar üzerinde uygulamalarla otomatik garaj kapılarının açılması, giren çıkan araçların takibinde kullanılmaktadır.
- Taşıma araçlarındaki ürünlerin ağırlığının tespitinin yapıldığı kantarlarda otomatik olarak araç ve taşınan yükün ağırlığının eşleştirilmesi ve takibinde kullanılmaktadır.
- Kullanımı özel reçetelere bağlı ilaçların eczane uygulamalarındaki takibi için kullanılmaktadır.
- Hayvancılıkta kulağa takılan küpelerde bulunan RFID etiketi ile canlının sahibi, doğum bilgileri, aşı bilgileri ve sağlık verilerinin takibi için kullanılmaktadır.
- Evcil hayvanlara cilt altına yerleştirilen RFID çip sayesinde sağlık bilgilerinin kontrolü ile kaybolması durumunda sahibinin iletişim bilgilerinin takibinde kullanılmaktadır.
- Fabrika üretim otomasyonlarında seri üretim bandında yer alacak parçaların doğru sıralama ile ve doğru özelliklerle doğru zamanda doru yerde olması için gerekli takip sisteminin oluşturulmasında kullanılmaktadır.
- Mağazacılık güvenlik sistemlerinde ürün stok takibi ve hırsızlıkları önleme amaçlı kullanılmaktadır.
- Kütüphanelerde kitaplara yapıştırılan RFID etiketleri ile hangi rafta nerde olduğunun bulunması, envanter sayım ve kontrolünün sağlanması, emanet verilme bilgileri ve geçmiş kaydının net tutulması, kitapların izinsiz bölge dışına çıkarılmasının önlenmesi için kullanılmaktadır.
- Otel ve özel binalarda giriş çıkış kontrolü, kapı açma ve elektrik kullanım güvenliği gibi alt yapılarda kullanılmaktadır.
- RFID bileklikler sayesinde otellerde müşteri konaklama bilgileri ile erişim sağlayabileceği etkinlik ve hizmetlerin kontrolü yapılabilmektedir.
- Yeni nesil sanayi tipi çamaşır makinelerinde yıkanmak istenen ürünlerin üzerindeki etiketlerdeki bilgiye göre yıkama türü, su sıcaklığı, kurutma devri ve özelliklerinin seçilmesi gibi otomasyon yaklaşımlarında kullanılmaktadır.

- Kurumsal ve çok sayıda personel bulunduran işyerlerinde personel giriş çıkış güvenliği, personel yetkilendirmesine bağlı girilip girilemeyecek alanların kontrolü ve personel takip amacıyla kurulan otomasyonlarda kullanılmaktadır.
- Kuyumculuk ve mücevher satış yerlerinde ürün özellikleri, stok kontrol ve güvenliğinde kullanılmaktadır.
- Kurumlarda ve büyük şirketlerde bulunan envanterin kaydı, kullanım yerleri ve süresi, güvenlik kontrolünün sağlanması için kullanılmaktadır.
- Laboratuvar çalışmalarında örneklerin birbirine karışmaması, doğru süreçlerde ve sırada kullanılması amacıyla barkod sisteminin kullanılmasının güvenlik açığı doğuran yerlerde RFID sistemleri kullanılmaktadır.
- Özellikle akıllı telefonlar ile akıllı cihazların birbiriyle haberleşmesi için kullanılan “Near Field Communication (NFC) sisteminin teknik alt yapısında RFID kullanılmaktadır.

3.2 RFID'nin Çalışma Prensibi

Basitçe bilgi içeren çipin bulunduğu etiket ve bu etiketi okuyan temel sistemden oluşan RFID, radyo dalgaları ile iletişim kurarak bu bilginin okunması ve algılanmasını sağlayan bir sistemdir (Şek. 3). Okuyucudan gönderilen sinyal, etiketin antenleri tarafından, genelde merkezde bulunan çipe gönderilir. Burada gerekli sayısal işlemlerden sonra içerisindeki veri okuyucuya geri gönderilir. Gelen verinin türüne ve önemine göre değerlendirmeyi yapan okuyucu, etiketteki verinin gereği olan işlemi gerçekleştirir.



Şekil 3. Yakın alanda 100 Mhz'den daha düşük frekanslarda etiketlerin güç/iletişim mekanizması (Maraşlı ve Çıbuk 2015)

Gerek etikette gerekse okuyucuda radyo dalgalarının yayılmasını sağlayan antenler bulunmaktadır. Bu iki anten arasında bağlantı oluşturmaya bağlanma (coupling) adı verilir. Bu bağlama işlemi, elektromanyetik veya manyetik dalgalarla gerçekleşir. Hangi dalga türünün kullanılacağı ise etiketin çeşidine ve istenilen uzaklığa göre değişkenlik gösterir (Maraşlı ve Çıbuk 2015, Bhuptani ve Moradpour 2005).

Bağlama işleminde sabit ve enerjisiz duran etiket anteni sayesinde okuyucudan gelen manyetik veya elektromanyetik dalgaları, genelde merkezinde bulunan kondansatöre toplayıp enerjiye dönüştürür, bu enerji ise yine merkezde bulunan mikroçipe enerji sağlar ve hafıza birimindeki kodun dijital veri olarak okuyucuya iletilmesi için etiket antenini kullanır.

Kullanım yerlerine göre okuma mesafesi kısa ise manyetik bağlanma, etiketle okuyucu arasındaki mesafe uzak ise elektromanyetik bağlanma kullanılır (Maraşlı ve Çıbuk 2015).

4 PATLAYICI MADDELERİN RFID İLE GÜVENLİĞİ

4.1 Genel Kullanım Açıklaması

RFID indüklenme ile ortaya çıkan enerji ile bilgiyi ileten, insan eliyle değil otomatik olarak bilginin geçişine imkân veren bir teknolojidir. Bu çalışmada en önemli kriter, otomasyon ve kararlı bir takip sistemi ile insan hatalarının minimize edilmesidir.

Bu çalışma kapsamında; üretim esnasında patlayıcılara koyulacak her bir etiket ile o patlayıcının kimliğini oluşturacak ve benzersiz kimliğe sahip bir patlayıcının nerede üretildiği, hangi depoda saklandığı, depolarda ne kadar süre geçirdiği, nakliyesinde nerelere gittiği, satın alan firmaların ve sorumlu bilgilerinin kim olduğu, hangi paternde ve nerede kullanıldığı, hatta hangi ateşleyicinin patlattığı ve patlatmasında denetleyen kolluk kuvveti personelinin kim olduğu gibi bilgilerin yer aldığı bir otomasyon oluşturmak hedeflenmiştir.

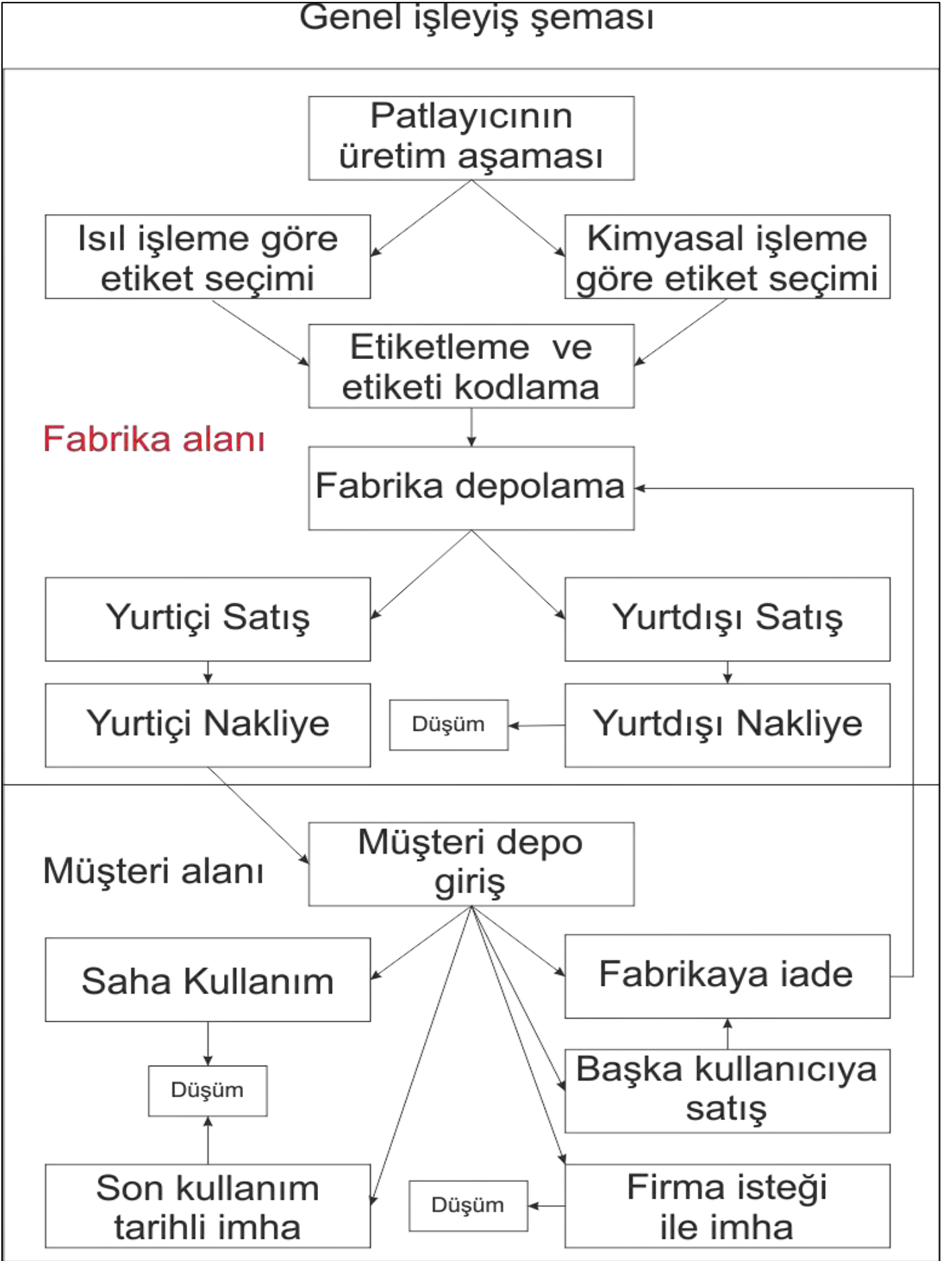
Ülkemizde patlayıcıların kontrolü, anlık takibi ile ilgili 2016-2019 yılları arasında PAT-BİS sistemi oluşturulmaya çalışılmıştır. Kurulmaya çalışılan sistem, “Elektronik Ürün Kodu (EPC)” kodlu barkod sistemi üzerine geliştirilmiş olmakla birlikte barkodların yazımının ve okutulmasının bir insan tarafından gerçekleştirilmesi gerekmektedir. Ayrıca paketlerin üzerindeki barkodların, sürekli okunur halde tutulması gerekmektedir. Zira kimyasal veya fiziki sebeplerle silinen barkod, sistem tarafından okunamaz ve kullanımda soruna neden olabilir.

Oysa RFID sistemi, tamamen otomasyona dayalıdır. İlk üretimde otomatik olarak yazılan etiket, patlayıcının içerisine konulur ve bu noktadan sonra patlayıcı ile hareket etmeye başlar. Silinmesi söz konusu değildir. Görülmesi gerekmez. Bir insan tarafından okutulmasına veya takip edilmesine gerek yoktur. Fabrikada konulan etiket patlama ile yok oluncaya kadar, RFID anten ve okuyucunun olduğu yerlerden her geçişinde sisteme gerekli bilgiyi aktaracaktır. Bu bilgi de yazılım ile derlendikten sonra; ilgililerine hangi ürün olduğunu, nerede olduğunu, kim tarafından alındığını ya da kullanıldığını anında haber verecektir. Sistemin ana işleyiş şeması Şekil 4’ de gösterilmiştir.

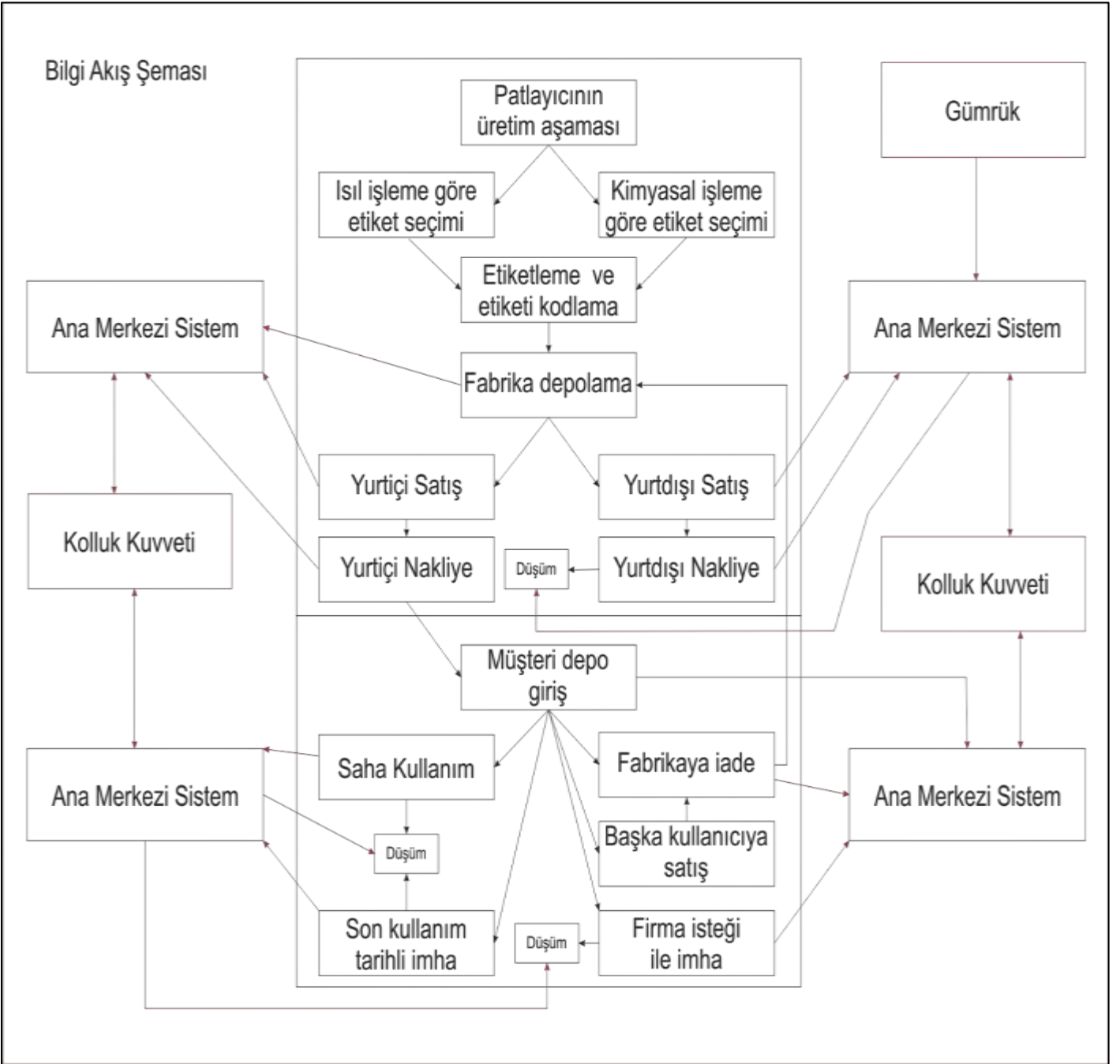
4.2 RFID Kullanımı Ana Akış ve Bilgi Akış Diyagramı

RFID elektronik altyapılı bir sistem olsa da tüm sistemin entegrasyonu ve bilgi akışı nihayetinde bir veri tabanı üzerinden gerçekleşmelidir. İşlenen tüm veriler ilgili kişi ya da kurumların koordineli haberleşmesi sayesinde elde edilmek istenen güvenlik sonuçlarına ulaşılabilecektir. Sistemin birbirine bağlı olan kuruluşlarca denetlenmesi olası kaza ya da patlayıcı kaybı gibi istenmeyen durumların bertaraf edilmesini sağlayacaktır. Gelişen teknoloji, yasal yükümlülükler ve ihtiyaç dahilinde akış şemasında mutlaka değişikliklerle olabileceği gibi, ilk kurulumda Şekil 4’de gösterilen bir algoritma başlangıçta gerekli olacaktır.

RFID elektronik altyapılı bir sistem olsa da tüm sistemin entegrasyonu ve bilgi akışı nihayetinde bir veri tabanı üzerinden gerçekleşmelidir. İşlenen tüm veriler ilgili kişi ya da kurumların koordineli haberleşmesi sayesinde elde edilmek istenen güvenlik sonuçlarına ulaşılabilecektir. Sistemin birbirine bağlı olan kuruluşlarca denetlenmesi olası kaza ya da patlayıcı kaybı gibi istenmeyen durumların bertaraf edilmesini sağlayacaktır. Gelişen teknoloji, yasal yükümlülükler ve ihtiyaç dahilinde akış şemasında mutlaka değişikliklerle olabileceği gibi, ilk kurulumda Şekil 5’de gösterilen bir algoritma başlangıçta gerekli olacaktır. Bu algoritmaya göre üretim esnasında patlayıcıya yerleştirilen RFID etiketi seri numarasını içeren bir kodun yüklenmesi ile hangi tarihte hangi fabrikada üretildiği bilgisi ile hayatına başlamaktadır. Sonrasında aşama aşama işleyişi ile müşteri deposuna girişi, nakliyesi, depoda hangi şartlarda kaldığı, ne zaman depodan çıktığı gibi bilgiler gümrük ve güvenlik güçleri gibi kurum ve kuruluşlarca takip edilebilmektedir.



Şekil 4. Genel işleyiş şeması



Şekil 5. Bilgi akış şeması

5 SONUÇLAR

Ülkemizin temel ekonomik faaliyetlerinden olan madencilik ve inşaatın en fazla kullandığı malzemelerden olan patlayıcılar, sağladığı büyük faydanın yanı sıra art niyetli kullanımda ya da ciddiye alınmadığı durumlarda çok kötü sonuçlara neden olabilmektedir. Özellikle insan kaynaklı hatalardan ya da dikkatsizlikten kaynaklanan olaylar yüzünden can ve mal kayıplarının yaşanması çok olağandır. Bu tür kötü olayların yaşanmaması için insan faktörünün en aza indirilerek, elektronik sistemler, bilgisayar yazılımı ve otomasyonun bir araya getirildiği patlayıcı maddelerin RFID ile güvenliğinin sağlanmasının, bu alanda çığır açacağı ve ülkemizde patlayıcı güvenliği ile işçi sağlığında yeni bir dönem başlatacağı düşünülmektedir.

Üretim anından itibaren başlayarak kimlik kazanmış bir patlayıcı madde, üretiminden tüketimine kadar geçen sürede kimler tarafından nerden nereye nakledildiği, hangi şartlar altında, ne kadar sürede depolandığı ve hangi tarih ve saatte ve nerde, nasıl bir patlatma tasarımında kullanıldığına kadar geçen her adımda takip edilebilecektir. Bu takip işleminin birçok kamu kuruluşunca elektronik olarak takibi sayesinde kurumların denetleme görevleri

daha ciddi ve daha şeffaf hale gelecektir.

Ülkemizde ve dünyada çok uzun yıllardan beri süregelen terör sorunu bulunmaktadır. Teröristler halkı ve devleti sindirmek korkutmak için sansasyonel eylemleri tercih etmektedirler. Bu tercihlerinde kendilerini de tehlikeye atmadan en büyük eylemleri gerçekleştirmenin yolu olarak bombalı eylemleri seçmeleri olağandır. Bomba yapımında kullanılan ana patlayıcı maddelerin temini ne kadar sınırlandırılırsa ve bulmaları zorlaşırsa bu tür eylemlerde azalmalar olabilecektir. Patlayıcı maddelerin yukarıda sunulan şekilde RFID ile adım adım takibi sayesinde hiçbir patlayıcının kaybı söz konusu olmayacaktır.

Olası herhangi bir hırsızlık ya da ürün değiştirme gibi bir hukuksuz eylem yine sistem takibi sayesinde anında tespit edilebilecektir. Böyle bir durumda da olayın faillerinin yakalanması ve kaçığa çıkan patlayıcının kullanılmadan ele geçirilmesi mümkün olacaktır. Ayrıca bu tür olaylara sebebiyet verecek kişinin doğru tespiti ile ilgili yargı süreci sonrasında patlayıcı konulu herhangi bir iş dalında çalışmasının önüne geçilebilecektir.

KAYNAKLAR

Ak H, 2015 Hamza Ak Özel Yayın “Mühendis” s. 9.

Bilgin, H A, 1986. Açık İşletmelerin Patlatma Sorunları ve Tasarımı. ODTÜ, Seminu no:2, Ankara, s.102

Bhuptani, M, Moradpour, S, 2005. RFID Field Guide: Deploying Radio Frequency Identification Systems. New Jersey: Sun Microsystems Press.

Kahriman, A, 2004. Patlatma Mühendisliği Semineri, İstanbul, s.8-14.

Maraşlı, F, Çıbuk, M, 2015. RFID Teknolojisi ve Kullanım Alanları, *BEÜ Fen Bilimleri Dergisi*, 4(2), s.249-275.

Want, R, 2006. An Introduction to RFID Technology, IEEE Pervasive Computing. Intel Research., 5(1), s25-33, DOI:10.1109/MPRV.2006.2.

Patlayıcı Madde Kaynaklı İş Kazalarına Genel Bir Bakış ve Değerlendirme

The Explosives Accidents Overview and Assessment

E. Alpaydın

Üretim ve Satış Operasyonları Koordinatörü, Solar Patlayıcı Mad. San. A.Ş., Ankara.
ergunalpaydin@solarpatlayici.com

ÖZET Bildiri kitabında yer alacak yazılar doğrudan baskıya girecek şekilde hazırlanmalıdır. Patlatma işlemi, kazılabilir yapıda olmayan, zor ve sert tabakaların gevşetilerek ötelenmesi ve parçalanması işi için uygulanır. Parçalanan ve ötelenen kayalar, insanların gündelik yaşamlarının birçok alanında kullanılır. 1 km otoyol yapmak için yaklaşık 30.000 ton agregaya, orta büyüklükte bir okul ya da hastane yapmak için yine yaklaşık 30.000 ton agregaya, 25-30 bin kişilik bir stadyum için 300.000 ton taşa ihtiyaç vardır. Son olarak bir otomobil için 5 ton madenin patlatılması gerektiğini söylersek önemini ortaya koymuş oluruz diye düşünüyorum. Günlük yaşamımızın bu kadar içerisinde olan patlayıcı madde konusunda oluşan kazaları incelemek, kazalara bakış açısını değiştirmek ve farkındalık yaratılması amaç edinilmiştir.

Anahtar kelimeler: Patlayıcı madde, Farkındalık, bilinçli ve bilgi alma

ABSTRACT Blasting process; It is applied for loosening and disintegration of difficult and hard layers of rocks that are not excavable. Fragmented and shifted rocks are used in different areas in people's lives. Approximately 30,000 tons of aggregate need to be constructed 1 km of road, 30,000 tons of aggregate is needed to build a secondary school or hospital, and 300,000 tons of stone is needed for a facility with 25.000-30.000 people. Finally, if we say 5 tons of mine should be blasted for manufacturing a single car, I think to be noticed how important is blasting. Accidents caused by the explosives, which are so much in our daily lives, will change the way they look at the accidents that will happen also raise awareness.

Keywords: Explosive, Awareness, Be conscious and knowledgeable

1 GİRİŞ

Patlayıcı maddelerin isminin telaffuz edilmesi her ne kadar ürkütücü olsa da, tüm insanların günlük yaşamında çok önemli yer almaktadır. Genel anlamada madencilik ve inşaat sektöründe kullanılan patlayıcı maddeler yaşamımızın birçok alanında bizlere büyük kolaylıklar sağlamaktadır. Günlük yaşamımızda her dokunduğumuz nesne, ya da gerçekleştirdiğimiz aksiyonda patlayıcı maddenin etkisi vardır.

Ülkemizdeki enerji kaynaklarının yaklaşık % 90' nı Doğalgaz, Petrol ve Kömür oluşturmaktadır. Kömür, buradaki en yüksek payı almaktadır. Patlayıcı maddelerin günlük yaşamımızdaki önemini ortaya koymak için bazı rakamlar vermek gerekirse; 1 km otoyol yapmak için yaklaşık 30.000 ton agregaya gereksinim vardır. Orta büyüklükte bir okul ya da bir hastane yapmak için yine yaklaşık 30.000 ton agregaya ihtiyaç vardır. 25-30 bin kişilik bir

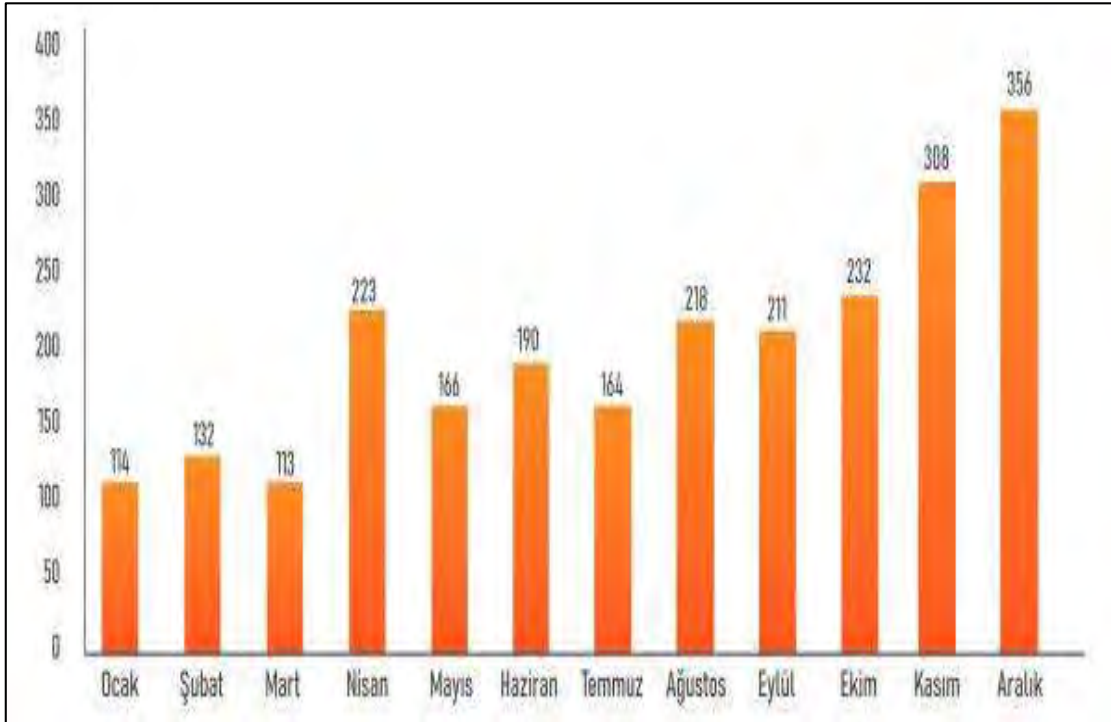
stadyum için 300.000 ton taşa ihtiyaç vardır. Son bir örnek vermek gerekirse, bir otomobilin imalatı için yaklaşık 5 ton madenin patlatılmasına ihtiyaç vardır. Tüm bu veriler patlayıcı maddelerin günlük yaşamda ne kadar önemli olduğunu ortaya koymaktadır.

Patlayıcı maddelerin tarihsel serüveni 9. yy da Çinliler' in Barut' u bulmasıyla başlamış olsa da, 1864 Yılında ALFRED NOBEL' in dinamiti bulması, aslında patlayıcı maddelerin gerçek anlamda sivil hayatta da kullanılmasının başlangıcı olarak kabul edilir.

Aile olarak maddi durumları iyi olan Alfred Nobel özel öğretmenler tarafından iyi eğitim aldı. Bir yandan doğa bilimleri bir yandan ise dil ve edebiyat alanında araştırmalar yaptı. **On yedi yaşına geldiğinde İsveç, Rus, Fransız, İngiliz ve Alman dilleri olmak üzere toplamda 5 dil biliyordu.** Daha sonra **Kimya Mühendisliği'** eğitim alması için yurt dışına gönderdi. 1864 yılında çalışmalarını yürütürken bir patlama meydana geldi ve kazada, küçük kardeşi **Emil** ile birlikte dört kişi hayatını kaybetti. Meydana gelen bu olay sonucunda Alfred Nobel' in **Stokholm** şehri sınırları içerisinde çalışma yapması yasaklandı. Kardeşi hayatını kaybettiğinde, ilk başta Alfred Nobel'in öldüğü sanıldı. **Fransız** gazeteleri **'Ölüm taciri, öldü!'** manşetini attı. Bu haberi gören Alfred Nobel, öldükten sonra nasıl anılacağını görmüş oldu ve bu durum onu çok etkiledi. Kardeşinin ölümü ve sonrasında yaşananlar Alfred Nobel için bir dönüm noktası oldu. İnsanlık için yaptığı buluşlar, insanların ölümüyle sonuçlanıyordu. Bunun üzüntüsünü yaşayan Alfred Nobel bütün servetini kendi kurduğu **Nobel Vakfı'** na bağışladı (Hellberg ve Jansson 1977).

2 TÜRKİYE' DE YAŞANAN ÖLÜMLÜ İŞ KAZALARINA GENEL BİR BAKIŞ

Ülkemiz maalesef, Avrupa Birliği' ne üye ülkeler arasında en fazla ölümlü işçi kazaları yaşayan ülke durumundadır. 2020 yılı rakamlarına bakıldığında meydana gelen kazalarda 2.427 işçi hayatını kaybetmiştir (İSİG Meclisi 2020). En fazla ölüm 741 işçiyle COVID-19' dan yaşanmıştır. Şekil 1'de 2020 yılında aylara göre ölümlü iş kazası dağılımı verilmiştir. Görüleceği gibi yılın son aylarına doğru kazalarda ölüm sayısı da artmıştır.



Şekil 1. İş kazalarının 2020 yılı aylara göre dağılımı (İSİG Meclisi 2020)

COVID-19 ölümlerini ayrı tuttuğumuzda 2020 yılında 1.868 işçi değişik nedenlerle hayatını kaybetmiştir (İSİG Meclisi 2020). 2020 yılında yaşanan ölümlü kazaların nedenlerine göre dağılımı da Şekil 2' de verilmiştir.



Şekil 2. İş Kazalarının 2020 Yılı Dağılımı (İSİG Meclisi 2020)

Şekil 3'de ise yaşanan kazaların sektörlere göre dağılımı verilmiştir. Şekilden görülebileceği gibi tarım, inşaat ve sağlık sektörü iş ölümlü iş kazalarında ilk üç sektörünü oluşturmaktadır.



Şekil 3. İş Kazalarının 2020 Yılı İş Kollarına Göre Dağılımı (İSİG Meclisi 2020)

Ülkemizde yaşanmış olan ölümlü iş kazalarının geçmiş son sekiz yıldaki durumu Tablo 1’de verilmiştir.

Tablo 1. Yıllara Göre Ölümlü İş Kazaları (İSİG Meclisi 2020)

Yıllar	Ölümlü Kaza Sayısı (ad)
2013	1.235
2014	1.886
2015	1.730
2016	1.970
2017	2.006
2018	1.923
2019	1.736
2020	2.427

Ne yazık ki patlayıcı madde kaynaklı yaşanan kazalar ile ilgili istatistiksel verilere ulaşmak mümkün değildir. Bu tür kazaları kayıt altına alan bir raporlama olmadığı için, geçmiş yıllarla ilgili durumları ortaya koymak mümkün değildir. Bunun bir nedeni de patlayıcı madde kaynaklı kazaların diğer kazalara oranla sıklığının çok daha düşük olmasıdır. Kısaca patlayıcı madde kaynaklı kazalar için olasılığı düşük, etkisi yüksektir denilebilir. Patlayıcı madde kullanımı yoğun olarak madencilik ve inşaat sektöründe olduğu için patlayıcı kaynaklı kazaları, inşaat ve madencilik sektöründe yaşanmış olan ölümlü kazalar sınıfında değerlendirebiliriz.

3 PATLAYICI MADDE NEDİR?

Şimdiye kadar genel olarak 2020 yılında yaşanmış ölümlü iş kazaları ve geçmiş yılların istatistiksel verilerini inceledik. Bundan sonrasında bildirinin konusu olan patlayıcı madde kaynaklı kazaların durumunu inceleyeceğiz.

Kazalara neden olan patlayıcı maddeyi tanımlamak gerekirse kısaca patlayıcı madde; **çeşitli kimyasal maddelerin karışımından oluşan, ısı, şok, sürtünme ve darbe gibi enerji verildiğinde çok hızlı kimyasal reaksiyona uğrayan, kimyasal reaksiyon sırasında çok miktarda gaz ürünleri ve büyük miktarda ısı açığa çıkaran kimyasal maddelerdir** (Solar 2015) şeklinde tanımlanabilir.

Kuvvetli patlayıcıların pek çoğu, kapalı bir sistemde olmadıkları veya bir şok tesirine maruz kalmadıkları durumda, tutuşturuldukları zaman patlamazlar, sadece yanarlar. Ateşleme sistemleri hariç raf ömrü dolan bütün patlayıcıların yok edilmesinde de yakma işlemi uygulanır.

Patlayıcı maddeler kararsız haldeki kimyasal madde veya maddelerin karışımlarıdır. Darbe veya kıvılcım gibi bir etkiye maruz kalması sonucu kendi kendine ilerleyen, son derece hızlı kimyasal reaksiyonlarla kararlı bileşiklere dönüşürken, yüksek ısı, ses, darbe etkisi ve gazlar ortaya çıkarırlar. Yanma süresi çok hızlı olduğundan, yanma için gerekli oksijen havadan sağlanamaz. Bu nedenle patlayıcı madde yapısında oksijen içeren madde bulunması gerekir. Oksijen dengeli patlayıcılardan kayaç yapısını da bağlı olarak yüksek verim ve performans elde edilir.

4 SOSYAL MEDYA VE BASINDA KAZA BAŞLIKLARI

Özellikle geçmiş yıllarda bu tür kazalar basına yansımıyor, bir şekilde geçiştiriliyordu. Son yıllarda internet ve sosyal medyanın yaygınlaşması ile birlikte artık bu tür kazaların gizlenmesi ortadan kalkmıştır. Patlayıcı madde kaynaklı kazalar incelediğinde, kaza nedeni ile ilgili net bir şey söylemek çoğu zaman mümkün değildir. Çünkü patlayıcı madde kaynaklı kazalar ipucu ya

da delil bırakmazlar. Kaza nedeninin tahmininde çoğu zaman varsayımlar üzerinden yola çıkarak, kaza nedenini anlamaya çalışılır.

Bu çalışma için yapılan araştırmada basına yansıyan kazalar araştırıldı ve incelendi. Yapılan inceleme sonucunda haber başlıkları çok farklı şekillerde yazılmış olsa da temel anlamda aşağıda listelendiği şekilde olduğu görüldü;

1. Balkonda dinamit patladı, 5 kişi yaralandı,
2. Define ararken elinde dinamit patladı,
3. Elinde dinamit patlayan işçi hayatını kaybetti,
4. Yaptığı dinamit elinde patladı,
5. Bomba uzmanı dinamit patlatırken öldü,
6. Evde saklanan dinamitler patladı:10 ölü,
7. Dinamit erken patladı, 1 ölü,
8. Dinamit ile balık avında acı son,
9. Dinamitle balık avlarken dalgıç'ı öldürdü,
- 10.Kazayla dinamit patlattılar,
- 11.İhmal ölüm getirdi,
- 12.Dinamit sağ elini kopardı,
- 13.Maden ocağında kaza:1 ölü,

Büyük bir kısmının dikkatsizlik ve bilgisizlikten kaynaklanmış olan bu kaza başlıklarına madende dinamit patladı, kömür ocağında dinamit kazası, dinamitler elinde patladı gibi artık sıradan sayılabilecek sayısız haber başlıklarını ve çok daha fazlasını rastlamak mümkündür.

5 PATLAYICI MADDE KAYNAKLI KAZA NEDENLERİ

Basın ve sosyal medyaya yansıyan kazalar incelendiğinde elde edilen veriler ve yapılan varsayımlar sonucunda, patlayıcı kaynaklı oluşan kaza nedenlerinin dört ana başlık altında toplandığı görüldü. Bunlar;

1. Bilgisizlik
2. İhmal ve bilinçsiz davranış
3. Ürün kaynaklı sorunlar
4. Amacı dışında kullanım

şeklinde sıralanabilir. Bu başlıkları işletme şartları ve genel duruma bağlı olarak çoğaltmak mümkündür.

5.1 Bilgisizlik

Hepimizin de bildiği gibi patlayıcı maddelerin üretilmesi, depolanması, taşınması ve kullanılması, 87/12028 karar sayılı tüzük içerisinde değerlendirilmekte ve buna göre düzenlenmektedir. Patlayıcı maddeleri ehil kişilerin dışında kalanların kullanması yasak ve tehlikelidir. Her sürücü belgesini alan kişinin iyi bir şoför olmadığı gibi, her ateşleyici belgesini alan kişi de iyi bir patlatma elemanı olmayabilir. Ateşleyici Belgesine sahip olanların;

1. İşin önemini ve olumsuzlukların yaratacağı sonuçları bilmeleri gerekir.
2. Doğru bilgilerle donanmaları, eksik yönlerini geliştirmeleri gerekir.
3. Gerekli tecrübe ve bilgi birikime sahip olmaları gerekir.
4. Bir şey olmaz mantığını kafalarından çıkarmaları gerekir.

Patlayıcı madde kullanıcılarının kullandıkları ürünlerin özelliklerini, ne tür etkilerinin olduğunu, olumsuz sonuçlarının doğurabileceği sonuçların neler olabileceğini bilmeleri, bu

bilince sahip olmaları gerekir. Bunun farkındalığını sahip ve bu bilince ulaşmış çalışanların çalıştığı alanlar güvenli sahalardır.

Patlayıcı işi ile çalışanların yaptıkları iş ile ilgili gerekli bilgi ve beceriye sahip olmaları gerekir. Doğru bilgilerle donanmış olmaları hem kendileri ve hem de çalışmış oldukları kurumlar için çok büyük kazançtır.

Bilgi eksikliği yaşayanların bu eksikliklerini derhal gidermeleri gerekir. Eksik kaldığı konularda bu işin ehli kurum ya da kuruluşlardan, tedarikçi firmalarından bilgi almalı, kendi eksik olan yanlarını geliştirerek daha bilinçli çalışma ortamı yaratmalıdırlar.

Bazen doğru bildiğimiz yanlış uygulamalar, telafisi zor sonuçlar ortaya çıkarmakta ve bizi ciddi sorunlarla karşı karşıya bırakmaktadır.

Diğer bütün sektörlerde olduğu gibi patlayıcı madde sektörü de gelişim kaydetmekte ve yeni teknolojileri kullanıcıların hizmetine sunmaktadır. Eski teknoloji bilgisine sahip belgeli elemanların, kendilerini yeni bilgilerle yenilememeleri durumunda maalesef, hem performans kaybı yaşanan verimsiz patlatmalar ve hem de en önemlisi kazalarla karşı karşıya kalmamıza neden olmaktadır.

O nedenle bu konu ile ilgili olan çalışanların öncelikle yeterli ve gerekli bilgilerle kendilerini donatmaları ve sonra da etrafındaki insanları bu konuda bilinçlendirmeleri gerekmektedir. Çünkü yapılan araştırmalar göstermiştir ki, patlatma kaynaklı iş kazalarında ikinci sırayı bilinçsiz davranış ve ihmal almaktadır.

Bu konuda yapılan en büyük yanlışlıklardan bir tanesi de patlayıcı maddenin yasa dışı yollarla imal edilmesidir. Tamamen kulaktan dolma bilgilerle yapılan, tüzük ve kanunlara aykırı üretim sonucunda insanların can ve mal güvenliği tehlikeye atılmaktadır. Böyle durumda iki durum ortaya çıkmaktadır. Bunlardan birincisi kanun aykırı, suç teşkili, diğeri ise kaza sonucu yaralanma veya ölüm ve elbette devamında vicdani boyutlardır. Çanakkale' nin Ayvacık ilçesinde 2006 yılında bu tür eylemden kaynaklanan kazada nitekim can ve mal kaybı yaşanmıştır. Kulaktan dolma bilgilerle patlayıcı madde imal eden bir kişi, hayatını kaybederek, canı ile bedel ödemiştir. Patlayıcı maddeler fabrika ortamında, teknolojiye uygun ve gerekli makamlardan alınan izinler sonucunda üretilir.

5.2 İhmal ve Bilinçsiz Davranış

Yine yaptığımız araştırma ve basına yansıyan kazaların durumu dikkatlice incelendiğinde, karşımıza çıkan en önemli sonuçlardan bir tanesi ***Bir Şey Olmaz Mantığı***' dir. Günlük iş yoğunluğunda bazı noktaların göz ardı edilmesi, şimdiye kadar bir olumsuzluk yaşanmamasının oluşturduğu özgüvene dayalı düşünce yapısı, en önemli olumsuz etkenlerden biri olarak karşımıza çıkmaktadır. Bilgisizlik kaynaklı yaşanan kazaların büyük bir kısmı, bir şey olmaz mantığından kaynaklanmaktadır. Bu işle ilgili çalışanlardan sadece ateşleyici değil bütün çalışanların yaptıkları işin her aşamasında aşağıdaki noktalara dikkat etmeleri gerekir.

- Emniyet önlemlerini almak ve uygulamak
- En yüksek derecede sorumluluk bilinci
- Dikkat ve yüksek motivasyon,

ile kendilerini yaptıkları işe vermelidirler. Bir şey olmaz mantığının karşılığı, ihmaldir. İhmal, her zaman bizi ciddi olumsuzluklarla baş başa bırakabilir.

Yapılan ihmallerden bir tanesi de gerekli çevre emniyeti alınmadan yapılan patlatmalardır. Kaya uçmaları, bu alanda yaşanan en önemli kaza nedenlerinden bir tanesidir. Bu tür kazalar sonucunda ağırlıklı olarak mal kaybı olmakla birlikte, bazen de can kaybı yaşanmış kazalar kayıt altına alınmıştır. ***Patlatılan dinamikler mahalleyi yıkacaktı*** türünden basına yansıyan patlatma kaynaklı kaza haberleri, bu tür kazaları içermektedir. Basında en sık duyduğumuz patlatma kaynaklı kazalarda, bu tür kazaların olduğunu ifade etmek, yanlış olmaz.

İhmal ve bilgisizliği içine alan kaza nedenlerinden bir tanesi de ateşleme manyetosu kaynaklı kazalardır. İletişimsizlik ya da ateşleme hattının manyetoya bağlı olduğu durumda atım kontrolü yapmak ve patlatma sahasına girmek, büyük risk doğurur. Bununla ilgili de birçok kazalar meydana gelmiştir. Eskişehir Mihaliççik ilçesinde 2004 yılında yaşanan kaza buna iyi bir örnektir. Ateşçi, manyetoya bastığı halde kapsüller ateşlenmez. Kontrol amaçlı atım alanına gider. O sırada manyeto başında kalan arkadaşı, manyeto ile uğraşırken manyeto çalışır ve kapsüller ateşlenir. Kaza sonucunda atım sahasında kontrol amaçlı bulunan ateşçi önce yaralanır, daha sonra hastanede hayatını kaybeder.

Yapılan en büyük yanlışlıklardan bir tanesi de kullanım sonucunda artan malzemelerin gizlenmesidir. Böyle bir durumda bulunan çözüm; ya malzemenin toprağa gömülmesi, ya da malzemenin şantiye de ya da evde bir yerde saklanması şeklinde olmaktadır. Bu durum hem mevcut tüzük ve kanunlara aykırı bir eylem olduğu için suç teşkil etmekte, hem de telafisi olmayan olumsuz sonuçlar ortaya çıkarmaktadır. Yapmış olduğumuz araştırma ve basındaki kaza taramalarında; *balkonda, buzdolabında, yatağın altında vb.* değişik alanlarda saklanan patlayıcılardan kaynaklı yaralamalı ve ölümlü kazalar meydana geldiği gözlemlenmiştir. Buna en güzel örnek, 2005 yılında Hatay ilinde balkonda dinamit patladığı haberi verilebilir. Bombacı Mustafa lakaplı bir kişi evinde balkonda misafirlerle otururken, kaçak balık avında kullanmak amacıyla temin ettiği dinamitlerle oynarken patlama meydana gelmiş, beş kişi ağır şekilde yaralanmıştır.

5.3 Ürün Kaynaklı Sorunlar

Ürün kaynaklı kazalar daha çok fitil ile yapılan ateşlemelerden kaynaklanmaktadır. Gecikmelerin zamanının dışında ateşlenmesi, fitillerin belirlenen süreden farklı zamanlarda ateşleme yapmasından kaynaklanan kazalar mevcuttur. 2007 yılında Trabzon' un Of ilçesinde bu şekilde meydana gelen kazada maalesef bir kişi hayatını kaybetmiştir. Kullanılan fitilin hesaplanan zamandan önce patlaması sonucunda ne yazık ki bir işçi yaşamını yitirmiştir.

Bu tür kazalarda en önemli etken yukarıda da belirtildiği gibi, ateşlemenin planlanan zamandan önce patlamasıdır. Özellikle Emniyetli Fitol (PVC Fitol) ile yapılan patlatmalarda bu tür sorunlarla karşılaşmaktadır. Emniyetli Fitol' in yanma hızı 110 saniye/metre +,- 15 saniye' dir. İmalat sırasında bazen fitil içerisinde boşluksuz alan oluşmakta, bu da yanmanın hızlı gerçekleşmesine yani o bölgede atlamaya neden olarak, kaza oluşması riskini artırmaktadır. Burada atlama kaynaklı planlanan zamandan erken ateşleme meydana gelmektedir. Bu tür kazaların oluşmasının en önemli nedeni budur. Bunun önüne geçilebilmesi ve riski azaltabilmek amacıyla fitil boyunu planlanandan daha uzun bırakmak, olumsuz sonuçların doğmamasında alınabilecek ilk önlem olarak düşünülebilir. Elbette tedarikçi firma ürün kalitesi de önemlidir. Hep ifade ettiğimiz gibi bu tür durumlarda kazanın gerçek nedenine tam olarak ulaşmakta zorlandığımız için, kaza nedenini kesin olarak belirlememiz de zor olmaktadır.

5.4 Amacı Dışında Kullanmak

Patlayıcı madde kaynaklı oluşan kazaların çok büyük bir kısmı bu gruba girmektedir. Burada oluşan kaza nedenleri kendi içerisinde oldukça fazla olsa da temelde üç konu için patlayıcı maddeler amacı dışında kullanılmaktadır.

1. Balık avlamak
2. Define aramak
3. Temel açmak

Bu uygulamalar en yaygın kaza nedenlerindedir. Bu amaçla patlayıcı madde kullanan kişiler ehil değildirler ve tamamen kulaktan dolma bilgilerle patlayıcı maddeyi kullanmaya çalışmaktadırlar.

2008 yılında Antalya ve Batman da balık avlamak amacıyla yapılan patlatmada patlayıcılar zamanından önce patlamış, insanlar bunun bedelini canları ile ödemişlerdir.

Ülkemizde değil ama dünyada 2008 yılında bu amaçla yapılan uygulamada meydana gelen kaza, sanırım en ilginç kazalardan bir tanesidir. 2009 yılında Vietnam da meydana gelen bir kazada dinamit ile balık tutma faaliyetinde bulunan dört balıkçı bir dalgıcın ölümüne neden olmuşlardır.

Özellikle derelerde ya da denizlerin sığ bölgelerinde bu tür olumsuz uygulama yapanlar, kanunlara da aykırı davranmaktadırlar. Bu tür yasa dışı uygulamalar canlıların ölümüne, yaşam koşullarının değişmesine neden olmaktadır. Bir başka sonucu da derelerde ve denizlerde yaratılan ekolojik olumsuzluk olduğu gerçeğidir.

Patlayıcı maddelerin amacı dışında kullanıldığı diğer bir alanda gömü ya da define aranması amacıdır. Ülkemizin farklı bölgelerinde bir şekilde yasa dışı yöntemlerle patlayıcı madde temin edilmekte ya da gayri resmi şekilde patlayıcı imalatı yapılarak, define aranmasında yoğun patlayıcı kullanımı ile karşılaşmaktadır. Özellikle tarihsel geçmişi yoğun olan bölgelerde bu tür faaliyetler çok daha fazladır.

Ayrıca ev temeli açılması sırasında çıkan kaya kütlelerinin patlatılması, tarlada yer açmak amacıyla kaya kütlelerinin patlatılması vb. patlatma faaliyetleri kullanıcının amacına uygun ancak yasa dışı ve amacı dışında yapılan patlatmalardır.

6 PATLAMA KAYNAKLI KAZALAR ÖNLENEBİLİR Mİ?

Patlatma kaynaklı kazalar kader değildir. Kazaların önlenmesi alınan önlemlerle mümkündür. Patlayıcı kaynaklı kazaların tamamı elbette yasa dışı uygulamalardan oluşmaz. Ama kazaların önemli kısmı, usulsüz yöntemlerle elde edilen patlayıcıların patlatılması sonucunda oluşur. Burada en önemli faktör insandır. Kazalara neden olan patlayıcıların temini iki şekildedir.

1. Yasal olmayan yöntemlerle patlayıcı madde üretimi
2. Yasal olmayan yollarla patlayıcı madde temin

Yasal yollardan temin edilen ve ruhsata bağlı ehil kişiler tarafından tüketilen patlayıcıların oluşturduğu kazaları önlemek için;

- Tüm çalışanların ve kullanıcıların eğitim ile bilgilendirilmeleri ve belli aralıklarla bu eğitimlerin yenilenmesi gerekir.
- Tüm çalışanlarda farkındalık bilincinin yaratılması gerekir.
- Patlayıcıların takip edilmesi için barkod sisteminin kurulması gerekir.
- Cezaların caydırıcı ve önleyici boyutlarda olması gerekir.
- Bilinçli tüketici örneği sergileyip kaliteli ürün kullanılması gerekir.

Burada en büyük sorun yasa dışı patlayıcı temini ile yapılan çalışmalarda oluşan kazalardır. Yasal olarak bir iş için alınan patlayıcılar yasa dışı şekilde bu kişiler tarafından temin edilmektedir. Şantiyelerden bir takım yollarla temin edilen patlayıcıların teminini önlemek, bu tür kazaların önlenmesinde de önemli etken olacaktır. Burada da yine farkındalık yaratmak ve çalışanların eğitimi öne çıkmaktadır.

Yasa dışı yollarla üretilen patlayıcı maddelerin durumu geçmiş yıllara göre çok azalmıştır. Yapılacak denetimler ve kontrollerle bu tür eylemler sonucunda oluşacak kazalar önlenebilir.

7 SONUÇLAR

Kazalar, yaşamımızın her alanında meydana gelme olasılığı olan, genellikle olumsuz sonuçlar ortaya çıkaran ve doğal olarak hiç kimse tarafından istenmeyen aksiyonlardır. İş kazalarından korunmanın yolları elbette saymakla bitmez.

Bütün iş kazalarında olduğu gibi patlayıcı madde kaynaklarından da korunmanın yolları vardır elbette. Ancak genel olarak aşağıda belirtilen noktalara uymak, kaza riskini önemli oranda ortadan kaldıracaktır. Bunlar;

1. Kanun ve kurallara uygun çalışmak, yasa dışı yollara yönelmemek,
 2. İşçi Sağlığı ve İş Güvenliği temel prensiplerini uyarak kişisel koruyucu donanımları kullanmak ve kullandırmak,
 3. Bilinçli, bilgili ve dikkatli çalışma prensibinden uzaklaşmadan,
 4. Emniyetli ve güvenli bir çalışma ortamı sağlamak,
- şeklinde sıralanabilir.

Bütün kazalarda insan faktörü en önemli kısmı oluşturmaktadır. İnsan ile çalışmanın güzelliği en önemli motivasyon kaynağı olsa da, beraberinde bir çok sıkıntıları da doğurmaktadır. Bu durumda, yönetim becerilerimizi en üst noktaya taşıyarak, birlikte çalıştığımız çalışanlarımızı bilinçlendirmek, aydınlatmak bu işi yöneten bizlerin temel görevidir.

Unutmayalım ki patlayıcı madde kaynaklı kazalar çevremizdeki insanlarla beraber diğer canlıları ve doğayı da olumsuz şekilde etkilemekte, onarımı güç tahribatlar yaratmaktadır.

Bu işle uğraşanların her gün yeni operasyona başlarken iş hayatlarının ilk günkü acemiliğinin oluşturduğu dikkat ve iş motivasyonu ile çalışmalarını birçok olumsuzluğu önleyecek, kaza riskini en aza indirecektir.

KAYNAKLAR

- Hellberg T., Jansson M., 1977. Alfred Nobel Hayatı., İsveç
İSİG Meclisi, 2020. İşçi Sağlığı ve İş Güvenliği Meclisi 2020 Yılı Raporu
Solar, 2015. Patlayıcı Madde ve Özellikleri Eğitim Notları. Ankara

Havai Fişek Özelinde Piroteknik Malzeme Mevzuatının Mukayeseli İncelemesi ve Bir Model Önerisi

Comparative Analysis of Pyrotechnic Material Regulations on Fireworks and a Model Proposal

M. İmbat, A. Kahrıman

İstanbul Okan Üniversitesi Lisansüstü Eğitim Enstitüsü Patlayıcı Mühendisliği YLP, İstanbul, imbatim@yahoo.com ali.kahrıman@okan.edu.tr

S. Bağdatlı

İstanbul Okan Üniversitesi Meslek Yüksekokulu İnşaat Bölümü, İstanbul sadettin.bagdatli@okan.edu.tr

F. Civelek

Akademi Patlayıcı Mühendisliği, İstanbul, frkncvllk@gmail.com

ÖZET İcat edilmelerinden günümüze kadar olan süreçte, teknoloji ve harp sanayiinde meydana gelen gelişmelere paralel olarak, Patlayıcı maddelerin yapılarında ve kullanım alanlarında çok büyük mesafe kat edilmiş; yüksek teknoloji ve inovasyon uygulamaları sayesinde patlayıcı maddelerin sivil hayatta kullanımı askeri uygulamalarda kullanımından daha yaygın hale gelmiştir. Bu kapsamda; sadece askeri faaliyetlerde değil, sivil hayatın da pek çok uygulamasında yoğun olarak kullanılan patlayıcı maddelerin üretim, depolama, satış ve son kullanım süreçleri boyunca uyulması hayati öneme haiz yasal mevzuatın, titizlikle hazırlanması gereklidir. Bu doğrultuda, patlayıcı maddelere yönelik hazırlanan mevzuat, sadece iç hukukta yer alan ihtiyaçlara göre değil, Uluslararası Normları da esas alarak geliştirilmektedir. Bu durum, patlayıcı maddelere yönelik mevzuatın, teknolojik gelişmelerle birlikte Uluslararası Hukukta yer alan yeni düzenlemelere göre sürekli güncellenmesini zorunlu kılmaktadır.

Bu bildiriye, Ülkemizde çok geniş bir kullanım alanına sahip olan patlayıcı madde türlerinden, havai fişekler özelinde piroteknik malzemelere yönelik geniş bir literatür araştırması yapılmıştır. Müteakiben, Birleşik Krallıkta ve Türkiye’de yürürlükte olan piroteknik malzemelere yönelik yasal mevzuat kapsamlı olarak incelenerek; yasal mevzuatımızda yer alan eksiklikler gerekçeli olarak tespit edilerek bir model önerisi geliştirilmiştir.

Anahtar kelimeler: *Patlayıcı maddeler, mevzuat, Piroteknik Malzemeler, Havai Fişek*

ABSTRACT A great distance has been covered in the structures and areas of use of explosives, in the process from their invention to the present, parallel to the developments in technology and the war industry; thanks to high technology and innovation applications, the use of explosives in civilian life has become more common than in military applications.

Legislation, which is vital to comply with during the production, storage, sale and end-use processes of explosive materials, must be prepared meticulously.

In this direction, the legislation prepared for explosives is developed not only according to the needs of the domestic law, but also on the basis of International Norms. This situation makes it obligatory to constantly update the legislation on explosives in accordance with the new regulations in International Law together with technological developments.

Within the scope of this paper; an extensive literature research has been conducted on pyrotechnic materials, especially fireworks, among the explosive materials that have a wide range of uses in our country. Subsequently, the legal regulations for pyrotechnic materials

which is in use in the United Kingdom and Turkey were thoroughly examined. In the last part, a model proposal has been developed by determining the deficiencies in our legal legislation with justifications.

Keywords: *Explosives, Regulation, Pyrotechnic, Fireworks*

1 GİRİŞ

Piroteknik malzemeler, sanat ve bilimi bünyelerinde barındırarak, ısı, ışık, renk ve işitilen ses efektleri ile gaz üreten, sivil uygulamalarda havai fişeklerde, otoyol acil yardım maytaplarında, hava yastıklarında ve eğlence sektöründe özel efektler üretmek amacıyla; ayrıca askeri uygulamalar ile havacılık ve uzay teknolojilerinde aydınlatma, sinyal ve gizleme sistemlerinde yaygın olarak kullanılmaktadırlar (Conkling, 2000).

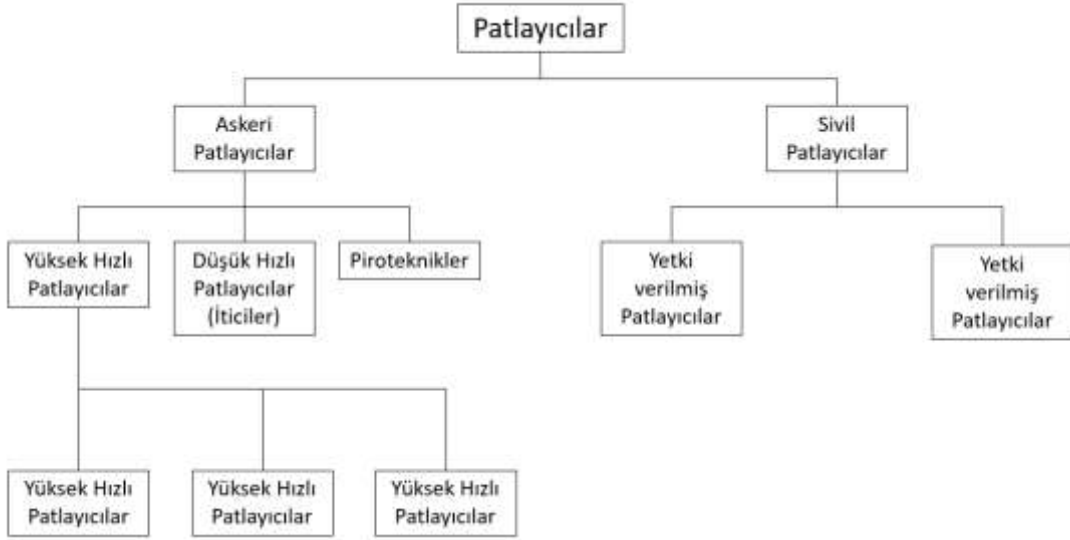
Piroteknik kaya kırıcı kartuşlar da günümüz koşullarında, delme-patlatma teknolojisi ile birlikte inşaat sektörü başta olmak üzere, madencilik sektöründe, petrol arama ve üretim faaliyetlerinde, tarım ve ormancılık sektöründe, altyapı hizmetlerinde, diğer endüstriyel ve askeri alanlarda giderek yaygın bir şekilde kullanılmaktadır.

Yapılan literatür taramaları, mevzuat incelemeleri ve medya analizleri sonucunda piroteknik malzemelerin; tekel kapsamında bulunan ve sivil maksatlı kullanımları mümkün olmayan diğer patlayıcı maddelerden farklı olarak, üretiminin sivil firmalarca yapılarak elde edilmelerinin daha kolay olması, kullanıma yönelik denetimlerin nispeten daha az prosedür gerektirmesi ve ayrıca merdiven altı diye tabir edilen emniyetsiz metotlarla da imal edilebilmeleri nedenleri ile kazalara daha açık oldukları tespit edilmiş, ilgili mevzuat gözden geçirilerek bir ‘‘Model Önerisi’’ geliştirilmesinin gerekli olduğu değerlendirilmiştir. Bu nedenlerle, ülkemizde yürürlükte olan piroteknik malzemelere ilişkin mevzuat, ABD’deki gibi eyaletlere göre mevzuatın değişkenlik göstermemesi ve İngilizce kaynaklara ulaşımın kolay olması nedenleriyle Birleşik Krallık Mevzuatı ile mukayese edilmiş ve sonucunda bir ‘‘Model Önerisi’’ geliştirilmiştir.

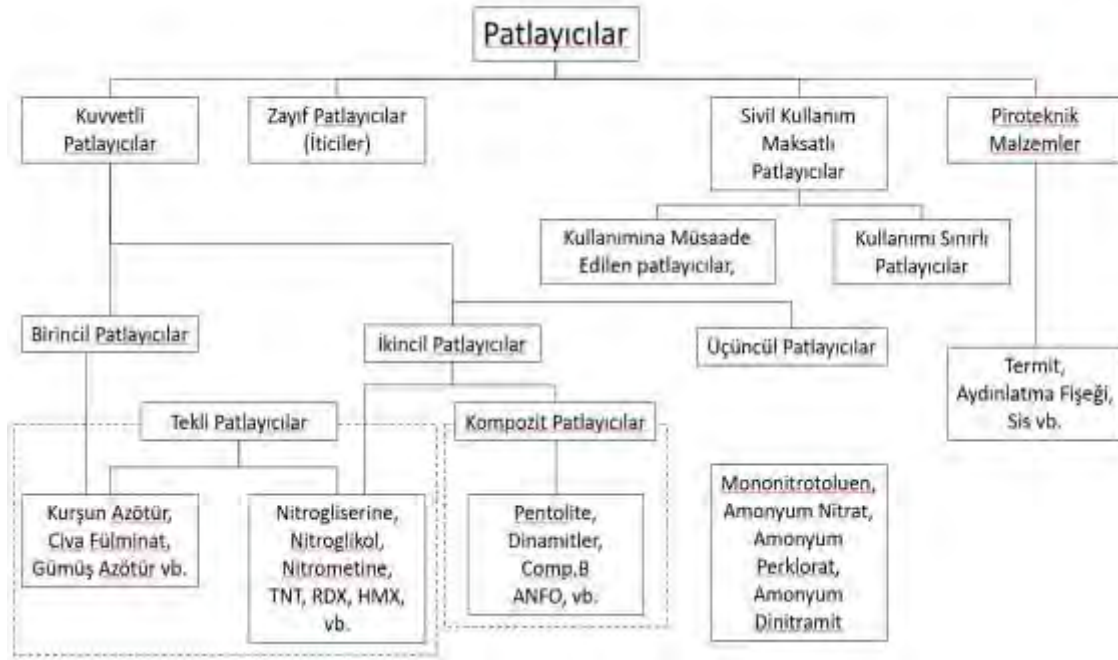
Özellikle ülkemizde, piroteknik maddelerle üretilen bir ürün olan havai fişeklerin, tüm piroteknik malzemeleri kapsadığı şeklinde bir algı söz konusu olup; piroteknik kaya kırıcılar havai fişek şeklinde satılabilmektedir. Bu nedenle, havai fişek özelinde piroteknik malzemelere yönelik mevzuatlarda incelemeler yapılarak, karşılaştırmalarda bulunulmuştur.

2 PATLAYICI MADDELERİN TANIMLANMASI VE SINIFLANDIRILMASI

Patlayıcı Maddeler, bünyelerinde barındırdıkları kimyasal enerjiyi, şok veya ısı veren bir ateşleyici vasıtası ile (ignitor) ani bir reaksiyon sonucu aktive edilebilen ve bu işlem sonucunda ortaya yüksek ısı, ışık, şok dalgası (blast) ve gaz meydana getiren kimyasal maddelere denir. Patlayıcı, tek başına saf halde veya birden fazla maddenin karışımıyla elde edilen ve sahip olduğu enerji ile patlayabilen maddedir (Davis, 1941). Patlayıcıların kullanım şekillerine ve içeriklerine göre sınıflandırma şemaları Şekil 1 ve Şekil 2’te paylaşılmıştır.



Şekil 1. Son kullanım şekillerine göre patlayıcı maddelerin sınıflandırılması (Agrawal, 2010: 5)



Şekil 2. İçerik/yapılarına göre patlayıcı maddelerin sınıflandırılması (Agrawal, 2010)

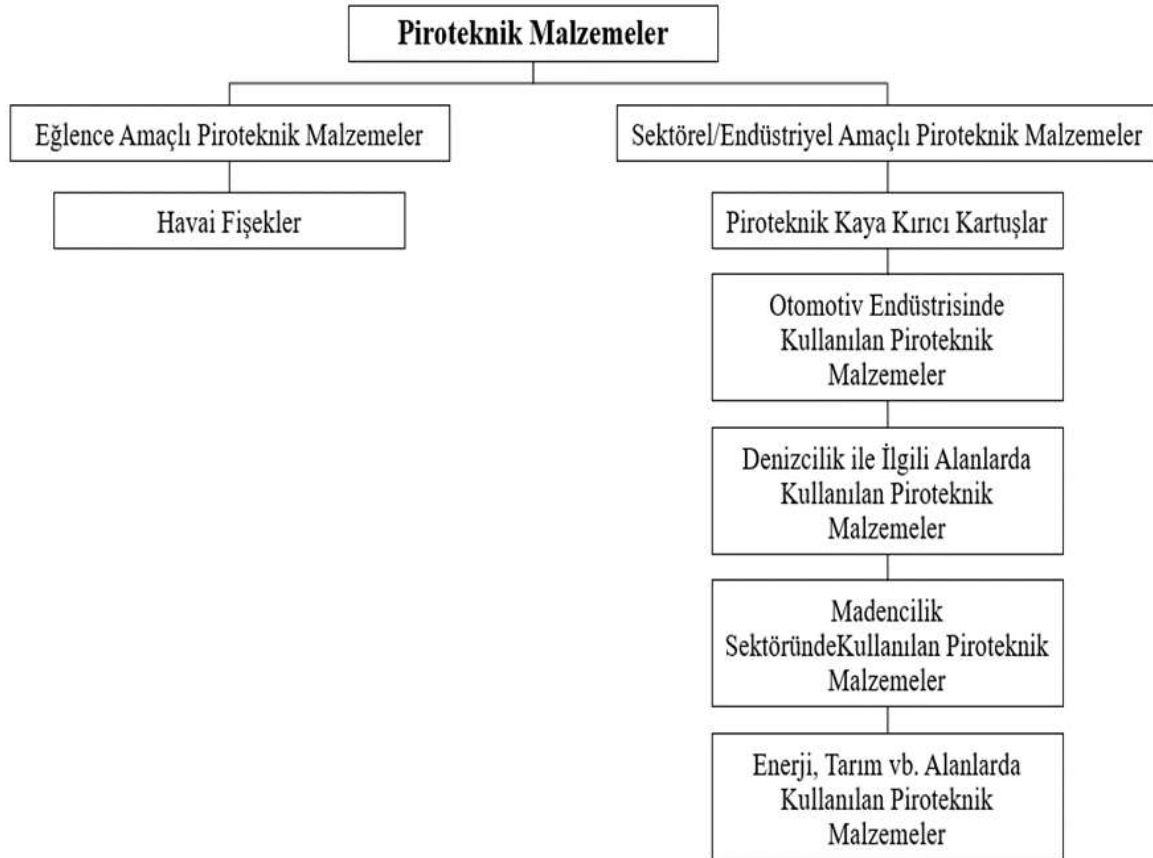
2.1 Piroteknik Maddelerin Tanımlanması

Piroteknik Maddeler ısı, ışık, ses, gaz veya duman veya bu tür etkilerin kombinasyonunu kendiliğinden egzotermik kimyasal reaksiyonlar vasıtasıyla oluşturmak için tasarılan patlayıcı maddeler veya patlayıcı maddelerin karışımını içeren herhangi bir madde (Piroteknik Maddelerin Belgelendirilmesi, 2016) şeklinde ifade edilmiştir. Ayrıca, söz konusu terimin kökenine baktığımızda Piroteknik kelimesi, Latince pyr (ateş) ve techne (sanat) kelimelerinin birleştirilmesinden elde edilen bir terimdir. Birbirlerine teknolojileri yönünden oldukça benzer olan patlayıcılardan; iticiler ile piroteknik malzemeleri kıyaslırsak, en büyük farkın, ilk ikisinde katı veya sıvı bileşenler kullanılabilmesine karşın, piroteknik malzemeler katı bileşenlerden elde edilmektedir; ayrıca, piroteknik yanma süreci, sıradan bir yanma (combustion) sürecinden farklı olarak bünyesinde bulunan oksidizer sayesinde ortam havasına ihtiyaç duymaz (Ellern, 1968).

Agrawal (2010)'a göre Piroteknik Maddeler, belirli oranlarda karıştırılmaları sonucunda çeşitli efektler üretmek maksadıyla kullanılan, parlama/yanma özelliğine sahip olan, özel karışım, düşük hızlı patlayıcılardır ve bu karışımlar bünyelerinde;

- Yakıt (Metal veya metal olmayan): Alüminyum (Al), Krom (Cr), Magnezyum (Mg), Manganez (Mn), Titanyum (Ti), Boron (B), Silicon ve Sülfür (S) vb. maddeleri,
- Oksitleyici: Kloratlar, Kromatlar, Nitrat, Oksit ve Perklorat maddeleridir,
- Bağlayıcılar: Doğal bağlayıcılar (Balmumu, Kaynatılmış keten tohumu vb.), ve endüstriyel bağlayıcılar barındırırlar ve:
- Isı Efekt (Ateşleyiciler veya Yangın Çıkaran Malzemeler)
- Işık Efekt (Aydınlatma, iz takip etme)
- Duman Efekt (Haberleşme, ve perdeleme)
- Ses Efekt (Haberleşme ...vb.) üretmek maksadıyla kullanılırlar.

Yukarıda belirtilen kullanım alanlarına ilave olarak, piroteknik malzemelerden kaya kırıcı kartuşlar delme-patlatma uygulamalarında son yıllarda artan bir ivmeyle kullanılmaya başlanmıştır. Bu uygulamalar, mekanik uygulamalarla kıyaslandığında, %50-70'e yakın oranda verim sağlamaktadır. Aşağıda sunulan Şekil-3'de piroteknik maddelerin kullanım alanlarına göre sınıflandırılması yapılmıştır. Söz konusu sınıflandırma, Piroteknik Kaya Kırıcıların da eklenerek Literatürde yer alacak olması nedeniyle önem arz etmektedir.



Şekil 3. Piroteknik Malzemelerin Sınıflandırılması

Günümüz koşullarında, delme-patlatma teknolojisi genel haliyle madencilik sektörü başta olmak üzere, inşaat sektöründe, petrol arama ve üretim faaliyetlerinde, tarım ve ormancılık sektöründe, altyapı hizmetlerinde, diğer endüstriyel ve askeri alanlarda yaygın bir şekilde kullanılmaktadır. Bu genel ve özel kullanım alanları aşağıda Şekil-4'te sıralanmıştır (Kahrıman, 2003).

2.2 Havai Fişekler

Havai fişekler en yalın haliyle “Eğlence amaçlı kullanılan piroteknik madde (Piroteknik Maddelerin Belgelendirilmesi, 2016)” şeklinde ifade edilmiştir. Daha kapsamlı bir tanımı ele alacak olursak; bileşenleri bir ateşleyici vasıtasıyla aktive edilerek ısı, ışık, ses ve gaz üreten piroteknik malzemedir. Bu bileşenlerde yakıt olarak kömür, oksijen kaynağı olarak klorat ve perklorat, oksidasyon süresince oksijenin açığa çıkmasında rol alan sülfür ve benzeri malzemeler, istikrarlı bir yanma hızı için düzenleyiciler ile Stronsiyum, Baryum ve Bakır gibi renk verici maddeler ve ayrıca bağlayıcılar (Binders) kullanılmaktadır (Katoria vd., 2013). Burada dikkat edilecek olursa, havai fişeklerin de patlayıcı maddelerde olduğu gibi, yanma (patlama) için gerekli olan oksijeni bünyelerinde barındırdıkları görülmektedir. Havai fişek bileşenlerine ait görsel Şekil 5’de paylaşılmıştır.

Genel ve Özel Kullanım Alanlarına Göre Piroteknik Malzemeler			
Madencilik Sektörü	Açık İşletme Faaliyetleri	Yeraltı İşletme Faal.	Özel Üretim Yöntemleri
Maden Aramaları a. Sismik aramalar b. Yarma c. Yol ve lokasyon hazırlığı ç. Arama kuyu ve galeri	a. Genel hazırlık b. Gevşetme patlatmaları c. Basamak patlatması ç. Yapı taşı üretimi ve taş ocakları	a. Hazırlık işlemleri b. Üretim işleri c. Tavan göçertme çalışmaları	a. Rezervin kütleli olarak gevşetilmesi b. Rezervin ve yan taşların kırılması ve çatlatılması
Tünel Açma Faaliyetleri	İnşaat Sektörü	Enerji Sektörü/Petrol Sektörü	Askeri Faaliyetler
a. Kara yolu tünelleri b. Demir yolu tünelleri c. Toplu ulaşım (metro) tünel ve istasyonları ç. Su ve kanalizasyon tünelleri d. Derivasyon tünelleri	a. Ham madde temini b. Temel kazıları c. Kanal açma çalışmaları ç. Yol yapımı d. Baraj ve gölet yapımı e. Kontrollü yıkımlar f. Bina ve beton yapılar g. Çelik konstrüksiyon ğ. Köprü h. Yüksek fırın bacaları	a. Sismik aramalar b. Rezervuarların gevşetilmesi c. Boru hatlarının açılması ç. Yeraltı güç santralleri d. Yeraltı petrol ve gaz depoları e. Yer altı nükleer atık depoları f. Yer altı basınçlı hava depoları	a. Tahrip ve imha faaliyetleri b. Mevzilerin hazırlanması
			Tarım/Hayvancılık Faaliyet. a. Tabakalara su geçirme özelliği sağlayarak çatlak oluşturma çalışmaları b. Ağaç köklerinin çıkartılması c. Ağaç kesimi

Şekil 4. Genel ve Özel Kullanım Alanlarına Göre Piroteknik Malzemeler (Kahrıman, 2003)



Şekil 5. Havai Fişek Bileşenleri (Katoria vd., 2013)

Genel yapılarına yönelik verilen bilgiler ışığı altında değerlendirildiğinde, Piroteknik Malzemeler yüksek derecede risk içeren patlayıcı maddelerdir. Bu nedenle, hammadde halinden son kullanım aşamasına kadar, emniyet ve güvenlikle ilgili prensiplerin harfiyen uygulanması hayati öneme sahiptir.

Yakıt, oksitleyici, başlatıcı, kum ve özel efekt kimyasallarının, ahşap tavalarda üzerinde elle karıştırılması sonucu “Üretim Kaynaklı Yaralanmalar” meydana gelebilmekte olup; bu kazaların temel nedenleri darbe, sürtünme, statik elektrik, insan kaynaklı kazalar ile kurutma sürecinde olan malzemelerden kaynaklanan kimyasal toz bulutunun yüksek ısıya maruz kalması da meydana gelen kazaların önemli nedenlerindedir. Ayrıca, dikkatsiz elden geçirme ve yükleme, aşırı yükleme de kazaların diğer sebeplerindedir. (Katoria vd., 2013).

2.2.1 Havai Fişeklerin Tanımı

Türk Dil Kurumu (TDK) Türkçe Sözlükte havai fişek; “1.isim: Gece yapılan törenlerde yakılarak havaya uçurulan, renkli ışıklar saçan fişek, 2. askerlik: Geceleyin düşman bölgelerini aydınlatmak amacıyla kullanılan fişek” olarak tanımlanmaktadır.

Literatürde yapılan incelemede ise, havai fişeklerin nitrat ve odun karışımıyla üretildiğinden bahisle, renk efektleri oluşturan “kutlama aracı” olduğu belirtilmektedir (Durdu, 2017). Havai fişek tipleri; çok miktarda fişek atabilen kutular şeklindeki bataryalar, volkanlar, konfetiler, bombalar (gök bombaları, renkli yer, gök, sis ve bulut ses bombaları), ateş şelalesi ve ateş yazıları gibi ürünler örneklenmektedir (Rende, 2012).

Birer patlayıcı madde olmaları ve kolaylıkla ulaşılabilme imkanları nedeniyle havai fişekler- özellikle maytaplar- hatalı kullanıldıklarında oldukça sıkıntılı sonuçlara sebep olabilmektedirler. Yüzyıllardan beri insanları büyüleyen havai fişek sanatı, kullanımın yaygınlaşmasına bağlı olarak artan kazalardan dolayı diğer teknik sanatların aksine, kendisine karşı alınan önlemler nedeni ile ticari piyasa değerini ve toplumda oluşan negatif tutum açısından itibarını kaybetme tehlikesi ile karşı karşıyadır. Bu nedenle, havai fişek sektörü, kendisine eskisinden daha güçlü bir sıçrama hamlesine imkân sağlayacak ve daha güçlü emniyet faktörleri meydana getirecek inovasyon faaliyetlerine öncelik vererek toplumdaki heyecanı yeniden uyandırmalıdır (Ellern, 1968).

2.2.2 Havai Fişeklerin Türleri

Surianarayanan vd., (2008) havai fişek türlerini ve muhteviyatlarını aşağıdaki gibi tanımlamıştır;

- Roket Terkibi: Potasyum Nitrat, Sülfür ve Kömür,
- Şelale, maytap ve diğerleri şeklinde belirtilmişlerdir.
- Flaş Terkibi: Potasyum Nitrat, Sülfür ve Alüminyum,

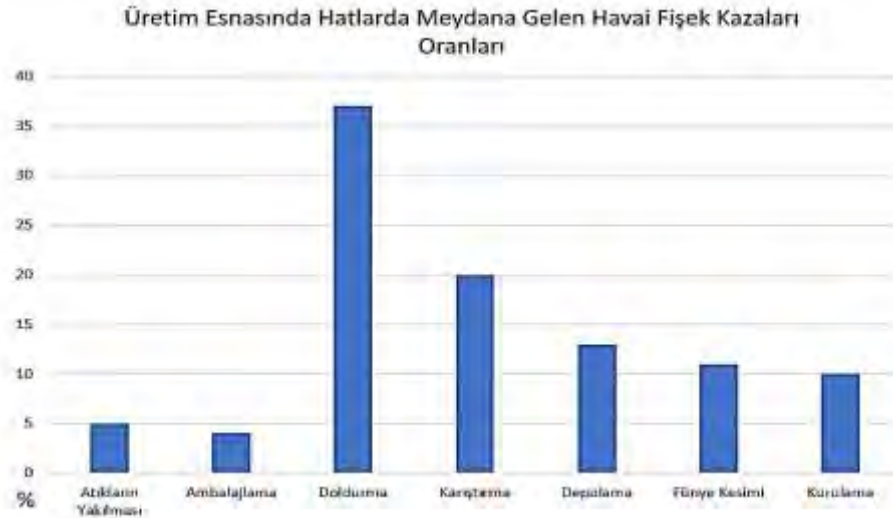
2.2.3 Havai Fişeklerin Üretimine Yönelik Kaza ve Risklerin Analizi

Havai fişek fabrikalarında meydana gelebilecek kazalar öncelikle insan sağlığına ve çevreye vereceği zararlar ile maddi konularda oluşturacağı yıkımlar açısından ele alındığında devasa potansiyel riskleri barındırdıkları görülmektedir. Konuya yönelik, Surianarayanan vd., (2008) tarafından yapılan ve 1994-2006 yılları arasında kapsayan Hindistan’ın havai fişek üretim merkezlerinden Tamil Nadu bölgesine yönelik bir araştırma kapsamında (Şekil 6 ve Şekil 7):

En ölümcül kazaların üretim aşamasında, doldurma ve karıştırma işlemleri esnasında olduğu, mekanik etkilerle kimyasal reaksiyonların ise ikinci sırada geldikleri, sıcak havanın da meydana gelen kazalarda önemli bir etken olduğu ve havai fişek kimyasallarının termal uyaranlara karşı oldukça duyarlı oldukları değerlendirilmiş; ayrıca Flaş terkipleri ile roket karışımlarının diğer piroteknik malzemelere göre kazalara karşı daha riskli oldukları tespit edilmiştir.



Şekil 6 1994-2006 Yılları Arasında Meydana Gelen Havai Fişeklerden Kaynaklanan Kaza Ölümlü Kaza Oranları (Surianarayanan vd., 2008)



Şekil 7. 1994-2006 Yılları Arasında Meydana Gelen Havai Fişeklerden Kaynaklanan Kaza Oranları (Surianarayanan vd., 2008)

Katoria vd., (2013) ile Surianarayanan vd., (2008)'in çalışmaları birlikte incelendiğinde karıştırma, kurulama ve depolama-taşıma kaynaklı kazaların her iki çalışmada da yüksek olduğu, doldurma işlemi kaynaklı kazaların ise ilk çalışmada daha yüksek olduğu, ikinci çalışmada doldurma işlemi kaynaklı kazaları araştırılmadığı tespit edilmiştir.

Tablo 1. Havai Fişek Kazalarının Nedenleri (Katoria Vd., 2013)

Üretim Safhası	Neden
Kimyasalların elle karıştırılması	Darbe, Sürtünme, Statik elektrik yükü, İnsan hataları
Isıtma platformlarında kurutma işlemi	Toz birikintileri, Aşırı ısıtma
Taşıma	Dikkatsiz elden geçirme, Darbe yükü, Aşırı yükleme, Malzemelerin sürüklenmesi,

3 PİROTEKNİK MALZEME MEVZUATIZIN MUKAYESELİ DEĞERLENDİRMESİ

Bu bildiride; patlayıcı maddeler, piroteknik malzemeler ile Türkiye’de ve Birleşik Krallıkta yürürlükte olan piroteknik malzemelere ilişkin mevzuat hakkında bilgiler verilmiştir. Her iki ülke mevzuatında yapılan incelemeler, medya analizleri ve literatür taraması sonucunda, mevzuatımızda yer alan bir kısım eksiklikler tespit edilmiştir. Bu bölümde, tespit edilen eksiklikler gerekçeleriyle birlikte değerlendirilmiştir.

- Türk mevzuatının en büyük eksikliği, piroteknik malzemelere ilişkin hususları farklı kanun, yönetmelik ve tüzükle düzenlemiş olmasıdır. Normlar hiyerarşisine göre üst sırada olan kanunda; konu çok dar kapsamda ele alınmış ve farklı yönetmeliklerde aynı konulara ilişkin hususlara mükerrer olarak yer verilmiş, ancak ihtiyaç duyulan diğer düzenlemelere yer verilmemiştir.
- Ayrıca, mevzuatımızın yürürlüğe giriş tarihleri ile yapılan revizyonların oldukça eski tarihli olduğu; yüksek teknolojik imkanların sağlamış olduğu üretim ve lojistik konulara ilişkin fayda ve risklere ilişkin düzenlemelerin mevzuata yansıtılmadığı tespit edilmiştir.
- Mevzuatımızda, özellikle 87/12028 sayılı Tekel Dışı Bırakılan Maddelerler Av Malzemesi ve Benzerlerinin Üretimi, İthali, Taşınması, Saklanması, Depolanması, Satışı, Kullanılması, Yok Edilmesi, Denetlenmesi Usul ve Esaslarına İlişkin Tüzük de yer alan sınıflandırmalarda piroteknik maddelerin mikro bazda ürüne dayalı olduğu, ürünlerin teknolojiye bağlı çeşitlenmesi durumunda kapsam dışında kalabilecekleri, bunun yerine tanımların literatürde yer alan bilgiler ışığı altında uluslararası mevzuata uygun olarak daha genel yapılmasının uygun olacağı değerlendirilmiştir.
- Yabancı literatürde, el yapımı piroteknikler de dahil olmak üzere, oyun ve eğlence amaçlı birçok piroteknik ürün genel olarak “fireworks” olarak adlandırılmakta, ancak Türkiye’de genel kapsayıcı bir kavram yerine “oyun ve eğlence amaçlı piroteknik maddeler” kavramı kullanılmakta olup, gerek adlandırma gerekse ilgili mevzuatta söz konusu ürünlerin somut olarak tanımlanabilmesi açısından ürünlerin günümüz sektörel ihtiyaçları yanında, kişisel güvenlik ve kamu güvenliği açısından da irdelenerek topyekûn gözden geçirilmesi, tanımlamaların ve adlandırmaların güncellenmesi gerekmektedir (Durdu, 2017).
- Yapılacak çalışmalarda patlayıcı maddeler yeniden ve detaylı olarak tanımlanmalı, sınıflandırılmalar yapılmalı, ambalajlama, sevk ve nakillere ilişkin kurallar belirlenmeli, piroteknik maddelerin kullanılışı da dâhil olmak üzere tüm patlayıcı madde uygulamaları için istenen Ateşleyici Yeterlilik Belgelerinin verilmesi prosedürleri yeniden incelenmelidir (Abdullahoğlu ve ark., 2000).
- Ayrıca, mevzuatta yer alan eski, üretimi yapılmayan piroteknik malzemeler çıkarılmalı, mevzuatta yer almayan yeni nesil, elektrikli, radyo frekanslı veya bluetoothlu yeni nesil sistemler dahil edilerek düzenleme yapılmalıdır.
- Birleşik Krallık mevzuatında, piroteknik malzemelere ilişkin mevzuatın kapsam alanı ayrıntılı şekilde incelenmiştir, ancak Türk Mevzuatında kanun kapsamında olmayan kişi, kurum ve kuruluşlar ayrıntılı olarak verilmemiştir. Bununla birlikte, yeni teşkil edilen birimlerin (Bekçi teşkilatı vb.) de piroteknik maddelere ilişkin düzenlemelere dâhil edilmesinin gerektiği düşünülmektedir.
- Ayrıca, hâlihazırda inşaat faaliyetleri devam eden Nükleer Tesislerin emniyet ve güvenliğine yönelik hazırlanacak mevzuata piroteknik malzemelere yönelik hususların da dâhil edilmesi gerekmektedir. Bununla birlikte, söz konusu tesislerin emniyetinden sorumlu olacak birimlerde (Sivil Nükleer Polis teşkilatı vb. bir yapılanmada) piroteknik maddelerin önemine vâkıf personel yetiştirilmesinin ve/veya görevlendirilmesinin uygun olacağı değerlendirilmektedir.
- Piroteknik malzemeler ve özelinde havai fişekler, kimyasal yapıları gereği patlayıcı madde grubundadırlar. Ancak, söz konusu malzemelerin yetkisiz kişilerce de temini

ve kullanılması oldukça kolaydır. Bu malzemelerin, kötü niyetli kişiler tarafından kamu güvenliğini tehdit edecek şekilde kullanılmasını önlemek amacıyla, daha etkin bir ambalajlama ve takip sisteminin kurulmasının gerektiği tespit edilmiştir. Bahse konu sistemlere örnek olarak, ürünlere Radyo frekansıyla tanımlama (RFID) esaslı karekod uygulaması yerleştirilmesinin, ürünün imalatından son işlemine kadar olan süreçte firma, jandarma, polis gibi kolluk kuvvetlerince sürekli olarak takip edilmesine katkı sağlayacağı değerlendirilmektedir.

- Piroteknik malzemeler içeren oyuncaklar özellikle küçük yaşta çocuklar için riskler barındırmaktadır. Söz konusu oyuncaklara ilişkin, patlayıcı madde uzmanlarının da görüşleri alınarak kapsamlı bir inceleme yapılmalı, sakıncalı olan oyuncakların üretimlerine izin verilmemelidir.
- Piroteknik malzemelere ilişkin diğer önem arz eden bir husus da yaş sınırlamalarıdır. Birleşik Krallıkta F1 kategorisine giren havai fişekler 16 yaşından küçüklere satılamazken, ülkemizde bu yaş sınırlaması 12'dir. Ayrıca, yılbaşı eğlence kutusu diye tabir edilen ve sadece ses çıkaran oyuncakların da ülkemizde yaygınlaşmaya başlamış olup herhangi bir yaş sınırlaması bulunmamaktadır. Konuya yönelik ilgili emniyet birimleri ve uzman pedagogların görüşleri alınarak düzenleme yapılmasının uygun olacağı değerlendirilmektedir.
- Ülkemizde meydana gelen havai fişek kazalarına yönelik medyada geniş miktarda haberler yer almakla birlikte, bilimsel makale ve tez çalışmalarının yetersiz olduğu tespit edilmiştir. Konuya yönelik görevlerini icra eden kurum ve kuruluşların, üniversiteler ile koordineli bir şekilde ülkemizde meydana gelen havai fişek kazalarına yönelik kapsamlı, bilimsel çalışmalar icra edebileceği değerlendirilmektedir.
- Havai Fişek kullanımdan meydana gelen kazaların sonuçlarına göre yaralanmalar el, yüz ve özellikle göz bölgesindedir. Bu kazalar, kullanıcılar ile çevrede bulunanların sağlığı açısından büyük tehdit oluşturabilmektedir. Söz konusu kazaların minimize edilmesi için, havai fişeklerin kullanımlarına yönelik eğitimler, eğitimleri verecek makamlar ile kullanıcıların sahip olması gereken kişisel koruyucu malzemeler mevzuata dâhil edilmelidir.
- Mevzuatımızda, havai fişeklerin üretimi, depolanması, transferi ve son işleminden kaynaklanan kusurlarda, iade, imha gibi son işleme yönelik hususlar açıkça tarif edilmemiştir. Kullanım amacına uygun davranmayan piroteknik malzemelere müdahale, uzman ve yetkili personel tarafından, emniyet kurallarına uygun şekilde icra edilmesi gereken bir faaliyettir. Bu kapsamda, kusurlu piroteknik malzemelere ilişkin işlemler, üretim, depolama, transfer ve kullanma safhalarını ayrı ayrı alacak şekilde yeniden düzenlenmelidir.
- Yargıtay içtihatları da dâhil olmak üzere mevzuatımızda yapılan incelemede, piroteknik maddelerin patlayıcı madde veya silah kapsamında olmadığı, başka bir kaynaktan ise patlayıcı madde eğiliminde olan bir madde olarak tanımlandığı tespit edilmiştir. Bu kapsamda, literatürde ve mevzuatta temelde ısı, ışık ses, duman gibi özel efektler üretmek amacıyla kullanılan bünyelerinde düşük hızlı patlayıcılar olarak tanımlanan piroteknik malzemelerin iki ana başlık altında incelenmesinin gerektiği değerlendirilmektedir. Bu başlıklar, patlayıcı madde olarak, kaya patlatmaları, tünel vb. maksatlarla tasarlanan ve kullanılan piroteknik malzemeler ve oyun ve eğlence maksatlarıyla tasarlanan ve kullanılan piroteknik malzemeler olmalıdır. Mevzuatta yapılacak yeni düzenlemelerin de yukarıda belirtilen iki başlık altında ele alınmasının gerektiği değerlendirilmektedir.
- Yapılan mevzuat taramasında; Maden Kanunu, Barut ve Patlayıcı Maddelerle Silah ve Teferruatı ve Av Malzemesinin İhisarından Çıkarılması Hakkında Kanun, Tekel Dışı Bırakılan Maddelerle Av Malzemesi ve Benzerlerinin Üretimi, İthali, Taşınması, Saklanması, Depolanması, Satışı, Kullanılması, Yok Edilmesi, Denetlenmesi Usul ve

Esaslarına İlişkin Tüzük, Sivil Kullanım Amaçlı Patlayıcı Maddelerin Belgelendirilmesi Piyasaya Arzı ve Denetlenmesi Hakkında Yönetmelik, Tehlikeli ve Çok Tehlikeli Sınıfta Yer Alan İşlerde Çalıştırılacakların Mesleki Eğitimlerine Dair Yönetmelik, Çevresel Gürültünün Değerlendirilmesi ve Yönetimi Yönetmeliği, Madencilik Faaliyetleri Uygulama Yönetmeliği, Madencilik Faaliyetleri İzin Yönetmeliği, Tehlikeli Maddelerin Karayoluyla Taşınması Hakkında Yönetmelik, Patlayıcı Maddeler Birleştirilmiş Genelgesi olup bunlara ilave olarak Mülga Orman ve Su İşleri Bakanlığı, 3'üncü Bölge Müdürlüğü (2013) Havai Fişek Kullanımlarına Yönelik Mahalli Çevre Kurulu Kararı, İl valiliklerinin tebliği gibi yerel yetkili kurum ve kuruluşların kararları tespit edilmiştir. Bu kapsamda, piroteknik maddelere yönelik mevzuatın kapsamlı bir çatı altına toplanmasının, üretici, satıcı ve kullanıcılar açısından ulaşımı ve uygulanması daha kolay olacak şekilde fayda sağlayacağı değerlendirilmektedir.

- Literatür taramasında ve diğer ülkelere ait mevzuat incelemelerinde, piroteknik maddelerin üretim, satış ve pazarlanmasında, tesislere ve araçlara ait miktar, mesafe limitlerinin olduğu, ancak ülkemiz mevzuatında bir takım açık hususların olduğu tespit edilmiştir. Uyum esasları, metrekaşe tonaj limitleri, toplam tonaj limitleri gibi hayati hususlara ilişkin konuların da mevzuatımıza eklenmesinin uygun olacağı değerlendirilmektedir.
- Piroteknik maddelere ilişkin mevzuat incelemesinde, özellikle üretimle uğraşan işletmelerde kimya mühendislerinin çalışması gerektiği vurgulanmış, patlayıcı madde mühendisliği eğitimi almış personele yönelik bir düzenleme yapılmamıştır. Bu kapsamda gerek üretim yapan firmalar, gerekse üretim, depolama, satış ve son kullanım faaliyetlerine ilişkin konularda denetleme yapan birimlerde patlayıcı madde mühendisi bulundurma zorunluluğu getirilmesinin uygun olacağı değerlendirilmektedir.

4 SONUÇ VE ÖNERİLER

Yukarıda belirtilen değerlendirmeler kapsamında:

a. Sonuç olarak:

- Türk mevzuatının en büyük eksikliğinin, piroteknik malzemelere ilişkin hususların farklı kanun, yönetmelik ve tüzükle düzenlendiği; ayrıca, yürürlüğe giriş tarihleri ile yapılan revizyonların oldukça eski tarihli olduğu, bu kapsamda sektörel ihtiyaçların yanında, kişisel güvenlik ve kamu güvenliği açısından irdelenerek patlayıcı maddeler yeniden ve detaylı olarak tanımlanmasının gerektiği,
- Piroteknik malzemelerde, yüksek teknolojik imkanların sağlamış olduğu üretim ve lojistik konularına ilişkin fayda ve risklere ilişkin düzenlemelerin mevzuata yansıtılmadığı, mevzuatta yer alan eski, üretimi yapılmayan piroteknik malzemelerin çıkarılmasının ve mevzuatta yer almayan elektrikli, radyo frekanslı veya bluetoothlu yeni nesil sistemlerin, kaya kırıcı kartuşların ilave edilmesinin elzem olduğu
- İnşaatları devam eden nükleer santral ve benzeri stratejik tesislerin emniyet ve güvenliğine yönelik hususlar ile, geçtiğimiz yıllarda teşkil edilen bekçi teşkilatı gibi yeni birimlere yönelik piroteknik malzemelere yönelik eğitimlerin mevzuatta yer almadığı,
- Ülkemizde, F1 kategorisinde olan piroteknik malzemelerin (Havai fişeklerin) 12 yaşından büyük kullanıcılara satılabildiği,
- Ülkemizde meydana gelen piroteknik kazalara ilişkin akademik çalışmaların yetersiz olduğu,

- Piroteknik malzemelerin üretim, satış ve pazarlanmasına yönelik miktar mesafe kurallarının yeteri kadar açıklayıcı olmadığı,
- Piroteknik malzemelerin üretimi ile uğraşan firmalarda patlayıcı mühendisi bulundurma zorunluluğunun olmadığı tespit edilmiştir.

b. Teklifler:

- Piroteknik malzemelere ilişkin mevzuatın daha kapsamlı olarak, günümüz teknolojisi ile üretilen yeni nesil sistemler de dahil edilerek, sektörün ve kullanıcıların ihtiyaçlarını karşılayacak şekilde geliştirilmesinin,
- İnşaatları devam eden stratejik tesisler ile kamu güvenliğinden sorumlu teşkil edilen yeni birimlerin piroteknik malzemelere yönelik güvenlik ve eğitim ihtiyaçlarında düzenlemelere gidilmesinin,
- Piroteknik malzemelerin kullanımına ilişkin düzenlemelerin, ilgili uzmanların görüşleri alınarak yeniden değerlendirilmesinin,
- Ülkemizde meydana gelen piroteknik maddelerden kaynaklanan kazalara yönelik bilimsel araştırmaların teşvik edilmesinin,
- Piroteknik malzemelerin üretim, satış ve pazarlanmasına yönelik miktar mesafe kurallarının uluslararası literatür kapsamında mevzuata eklenmesinin,
- Piroteknik malzemelerin üretimi ile uğraşan firmalarda patlayıcı mühendisi bulundurma zorunluluğunun mevzuatımıza dahil edilmesinin uygun olacağı değerlendirilmiştir.

KAYNAKLAR

- Abdullahoğlu AE, Sertyel O, 2000. Patlayıcı Maddelerle İlgili 87/12028 Karar Sayılı Tüzüğün İşletilmesindeki Sorunlar ve Çözüm Önerileri. 4. Delme ve Patlatma Sempozyumu, 18-19 Nisan 2000, Ed.: Bilgin HA, Esen S, Kılıç M. TMMOB Maden Mühendisleri Odası Yayını, Kozan Ofset, Ankara. s.:2-3.
- Agrawal, J. P., 2010. High energy materials: propellants, explosives and pyrotechnics. John Wiley & Sons.
- Conkling, J. A. (2000). Pyrotechnics. Kirk-Othmer Encyclopedia of Chemical Technology.
- Kahriman, A., 2003, Patlatma Mühendisliği Ders Notları, İ.Ü. Müh. Fak. Maden Mühendisliği Bölümü, İstanbul.
- Davis, T. L., 1941. The Chemistry of Powder and Explosives, Parker Publishing, Boston, 512 s.
- Durdu M, 2017. Piroteknik Maddelerden Havai Fişeklerin Fiziksel Özellikleri ve Potansiyel Yaralama Etkileri Üzerine Bir Araştırma. Disiplinlerarası Adli Bilimler Anabilim Dalı Doktora Tezi, Ankara Üniversitesi Sağlık Bilimleri Enstitüsü, 2017.
- Ellern, H., 1968. Military and civilian pyrotechnics.
- Katoria, D., Mehta, D., Sehgal, D., Kumar, S., 2013. A review of risks to workers associated with fireworks industry. International Journal of Environmental Engineering and Management, 4(3), 259-264.
- Orman ve Su İşleri Bakanlığı, 3'üncü Bölge Müdürlüğü, 2013. Havai Fişek Kullanımlarına Yönelik Mahalli Çevre Kurulu Kararı Aralık 26, 2011. Erişim Adresi: [http://canakkalesube.ormansu.gov.tr/Canakkale/duyuru/Mçk05.pdf]. Erişim Tarihi: 21/12/2013.
- Rende H, 2012. Havai fişek etkinliklerinin etkileri. Mühendis ve Makine, 53: 625, s.:37.
- Resmi Gazete, 1987. 87/12028 Sayılı Tekel Dışı Bırakılan Patlayıcı Maddelerle Av Malzemesi ve Benzerlerinin Üretimi, İthali, Taşınması, Saklanması, Depolanması, Satışı, Kullanılması, Yok Edilmesi, Denetlenmesi Usul ve Esaslarına İlişkin Tüzük (Resmi Gazete Tarihi: 29.09.1987 Resmi Gazete Sayısı: 19589).
- Resmi Gazete, 2016. Piroteknik Malzemelerin Belgelendirilmesi , Piyasaya Arzı ve Denetlenmesi Hakkında Yönetmelik (Resmi Gazete Tarihi: 02.10.2016, Resmi Gazete Sayısı: 29845). Erişim Adresi: [https://www.resmigazete.gov.tr/eskiler/2016/10/20161002-3.htm]. Erişim Tarihi: 22.08.2021
- Surianarayanan, M., Sivapirakasam, S. P., & Swaminathan, G., 2008. Accident data analysis and hazard assessment in fireworks manufacture. Sci. Tech. Energetic materials, 69, 161-168.

POSTER PAPERS
POSTER BİLDİRİLER

Maden Şantiyeleri için Yer Kaynaklı Isı Pompası (YKIP) Uygulaması

Ground Source Heat Pump (GSHP) Application for Mining Sites

Y. Şahin

Gempa Mühendislik San. Tic. A.Ş. Maden Mühendisi, yavuzsahin@gempa.com.tr

ÖZET Madencilik, büyük miktarlarda enerjiye ihtiyaç duyulan bir sektördür. İşletmeciler tarafından göz ardı edilse de şantiye binalarında da hatırı sayılır miktarlarda enerji ihtiyacı vardır. Isıtma, soğutma ve sıcak su ihtiyaçlarının karşılanması için elektrik ya da fosil yakıt gibi bir enerji kaynağı mutlaka kullanılmaktadır. Genel de kırsal bölgelerde inşa edilen şantiye binalarının ısıtılması için kömür kazanları tercih edilmekte veya elektrikli kombi adı verilen rezistanslı sistemler kullanılmaktadır. Bu sistemlere bir alternatif olarak 'Yer Kaynaklı Isı Pompası' (YKIP), yenilenebilir enerji kaynağı olarak bize yer altındaki ısıyı kullanma imkânı vermektedir. Bu sistem kömür kazanlı ısıtma sistemlerine göre %65, elektrikli kombilere göre %85 e kadar işletme maliyeti tasarrufu sunmaktadır. 200 m² bir şantiye binası için halihazırda kullanılan bir YKIP cihazının diğer ısınma yöntemlerine göre avantajları bu bildiri de anlatılacaktır.

Anahtar kelimeler: Patlatma, Sismik dalga, Maksimum parçacık hızı (PPV),

ABSTRACT Mining is an industry where large amounts of energy are needed. Although ignored by managers, construction site buildings also need considerable amounts of energy. In order to meet heating, cooling and hot water needs, there must be an energy source such as electricity or fossil fuels. In general, coal boilers are preferred for heating construction site buildings built in rural areas or resistance systems called electric combi boilers are used. As an alternative to these systems, the 'Ground Source Heat Pump' (GSHP) allows us to use underground heat as a renewable energy source. This system offers 65% operating cost savings compared to coal boiler heating systems and 85% operating cost savings compared to electric combi boilers. The advantages of a GSHP device already used for a dormitory building of 200 m² compared to other heating methods will be explained in this paper.

Keywords: Ground Source Heat Pump, Renewable Energy, Zero Carbon, Green Mining, Site Heating

1 UYGULAMA ADIMLARI

Uygulamaya geçilmeden önce şantiye binasının mevcut durumu değerlendirilerek gerekli iyileştirmeler yapılmıştır. Daha sonra TS 825 Standartlarına göre ısı ihtiyacı belirlenerek uygun YKIP kapasitesi belirlenmiştir. Bu aşamadan sonra gerekli Sondaj Eşanjörü (SE) kapasitesi belirlenmiş ve diğer tesisat elemanları seçilmiştir.

1.1 Isı Yükü İhtiyacının Hesaplanması

TS 825 Binalarda Isı Yalıtımı Kurallarına göre mevcut şantiye binasını ısıtmak için ne kadar ısıya ihtiyaç duyulacağı hesaplanmıştır. Şantiye binası Eskişehir de bulunduğu için sadece ısıtma ihtiyacı hesaplanmış ve YKIP seçimi bu yönde yapılmıştır. Yapılan hesaplamalarda binanın dış hava ile temas eden bütün yüzeyleri belirlenmiş ve bu yüzeylerin ısı geçirgenlikleri hesaplanmıştır. Binanın yapımında kullanılan yapı malzemeleri taban ve tavan yalıtımları kapı ve pencere tipleri bu hesaplamalar için belirleyicidir. Bu parametreler ışığında bina sıcaklığını kış boyunca 22°C civarında tutmak için gerekli enerji miktarı hesaplanmıştır. Uygulama öncesinde şantiye binasının iç sıcaklığını 1 birim arttırabilmek için yaklaşık 865W/K enerji ihtiyacı olacağını özgül ısı kaybı hesabı (Tab. 1) ile hesaplanmıştır.

Tablo 1. Şantiye binasının özgül ısı kaybı

YAPI ELEMANLARI	Isıl Geçirgenlik Direnci R (m ² K/W)	Isıl İletkenlik Katsayısı U=1/R (W/m ² K)	Isı Kaybedilen Alan A (m ²)	Isı Kaybı A*U (W/K)
YALITIMLI DIŞ TEMASLI DUVAR	1.939	0.52	77.50	39.97
YALITIMSIZ DIŞ TEMASLI DUVAR	0.510	1.96	100.65	197.35
ÇATILI TAVAN	0.824	1.21	164.50	159.71
ZEMİN TEMASLI TABAN	0.277	3.61	164.50	296.93
DIŞ TEMASLI KAPI VE PENCERELER	1	3.20	9.00	28.80
TOPLAM (HT)				722.76
HAVALANDIRMA KAYBI (HV)				143.088
HV=0.33*0.8*V (V=542m³)				
H=HT+HV				865.850

Daha sonra yıllık ısı ihtiyacı hesabı (Tab. 2) yapılarak, şantiye binasının yıl boyu 72385kW enerjiye ihtiyaç duyduğu hesaplanmıştır.

Tablo 2. Şantiye binasının yıllık ısı ihtiyacı

Aylar	Özgül Isı Kaybı (W/K)	Fark (K)	Isı Kayıpları (W)	İç Isı Kazancı (W)	Güneş Enerjisi Isı Kazancı (W)	Toplam Isı Kazancı (W)	KKO (y)	Kazanç Kullanım Faktörü (η _{ay})	Isıtma Enerjisi İhtiyacı (kJ)	Isıtma Enerjisi İhtiyacı (kW)
Ocak		25.4	21.992.59	1939.2	588	2527.2	0.11	1	50.454.300.31	14.026.30
Şubat		24.7	21.386.50	1939.2	726	2665.2	0.12	1	48.525.605.81	13.490.12
Mart		19.7	17.057.25	1939.2	834	2773.2	0.16	1	37.024.251.95	10.292.74
Nisan		12.1	10.476.79	1939.2	36	1975.2	0.19	1	22.036.112.81	6.126.04
Mayıs		7.2	6.234.12	1939.2	1026	2965.2	0.48	0.96	8.780.475.25	2.440.97
Haziran	865.85	2.7	2.337.80	1939.2	1068	3007.2	1.29	0.71	525.355.34	146.05
Temmuz		-	-	1939.2	1044	2983.2	-	0	-	-
Ağustos		-	-	1939.2	996	2935.2	-	0	-	-
Eylül		3.5	3.030.48	1939.2	876	2815.2	0.93	0.82	1.871.453.81	520.26
Ekim		9.7	8.398.75	1939.2	732	2671.2	0.32	0.99	14.915.037.74	4.146.38
Kasım		16.9	14.632.87	1939.2	564	2503.2	0.17	1	31.440.097.95	8.740.35
Aralık		22.8	19.741.38	1939.2	516	2455.2	0.12	1	44.805.787.02	12.456.01
TOPLAM									260.378.478.00	72.385.22

Bu ihtiyaca sıcak kullanım suyunu da eklemek gerekli görülmüş ve günlük toplam 2 saat sıcak su kullanımı ön görülmüştür. Zira sıcak su tüketimi gerek banyo ve mutfak için gerekse makine yıkamak için şantiyede önemli bir ihtiyaçtır. Böyle bir ihtiyacı karşılamak için ise yıllık 7300kW enerji ihtiyacı hesap edilmiştir. Böylece yıllık toplam ihtiyaç 79685kW olmuştur. Bu ihtiyacı YKIP ile sağlamak adına diğer adımlara geçilmiştir.

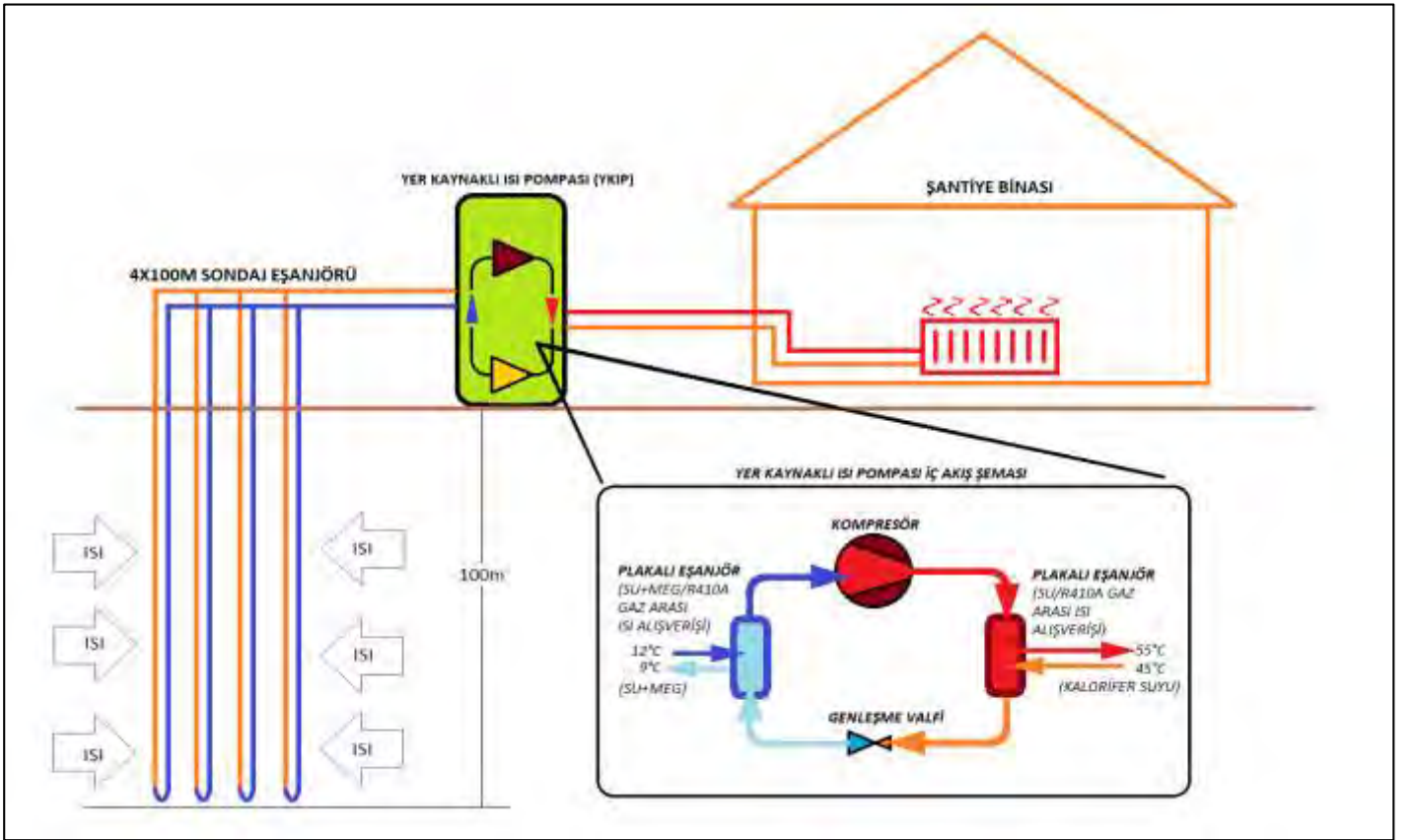
1.2 YKIP Seçimi

Bu seçim yapılırken, özgül ısı kaybı baz alınmış ve hesaplama en fazla enerji ihtiyacı olan ocak ayı için yapılmıştır. Şantiye binası için ocak ayı, iç ve dış hava sıcaklık farkının en fazla olduğu aydır. Bu ay içerisinde ortalama dış sıcaklık -3.4°C olmaktadır. Oda sıcaklığını 22°C de tutabilmek için, sıcaklığı 25.4K arttırabilecek bir cihaz seçilmiştir. Özgül ısı kaybı hesabında, şantiyede oda sıcaklığını 1 birim arttırabilmek için 865W/K enerji ihtiyacı olduğu hesaplanmıştır. En soğuk ay olan ocak ayında ise 25,4K birim bir ısıtma yapabilmek için; $25,4\text{K} \times 865\text{W/K} = 21971\text{W}$ ısı verebilen bir YKIP cihazına ihtiyaç olduğu belirlenmiştir. Bu hesaplama neticesinde emniyet payı da hesap edilerek 25000W gücünde bir YKIP cihazı (Şek. 1) kullanılmıştır.



Şekil 1. YKIP kazan odası

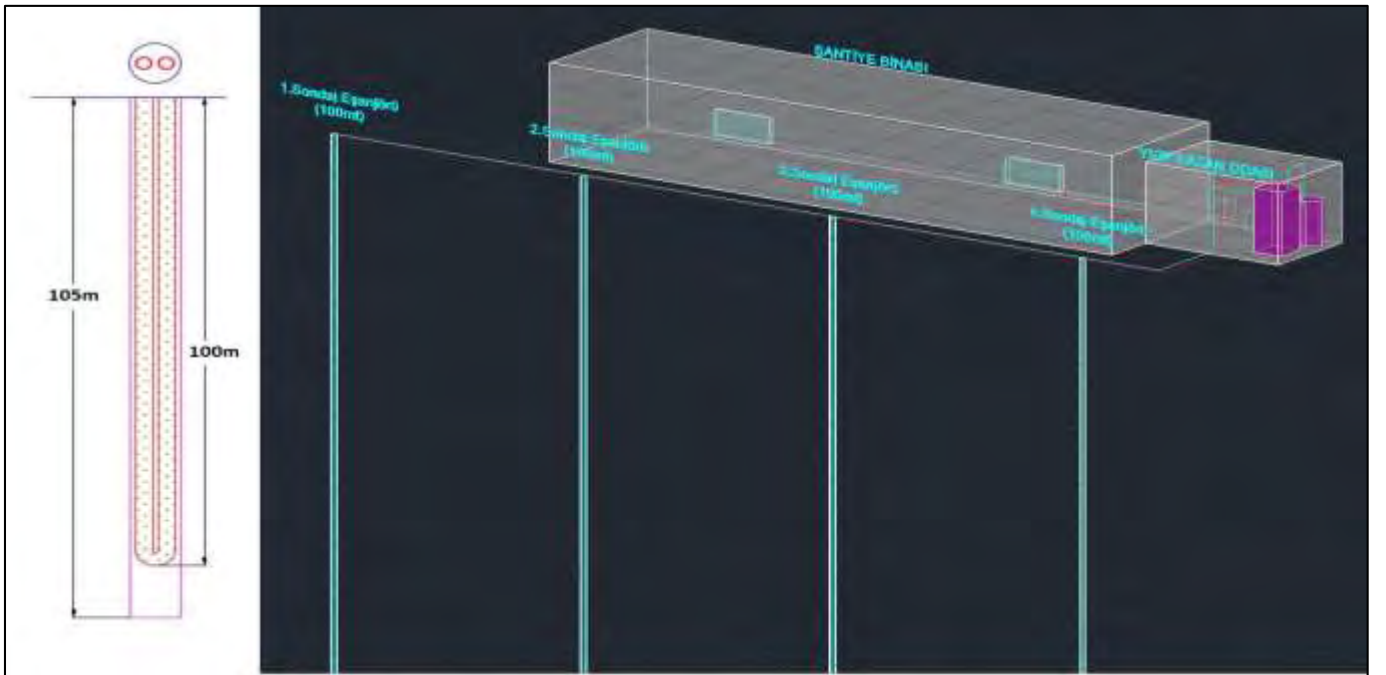
Yer Kaynaklı Isı Pompaları için COP (Coefficient Of Performance) 3.5 ila 6 arası olabilmekte ve bu değer, ısıtma yöntemi ve Sondaj Eşanjörü verimine göre değişebilmektedir. Hava kaynaklı ısı pompalarında (split klimalar) bu değer 2 ila 3 arasında olurken elektrikli ısıtıcılarda 1 olmaktadır. COP, cihazın ürettiği ısı enerjisinin tükettiği enerjiye oranıdır. Bildiriye konu şantiyede kullanılan YKIP (Şek. 2) için COP beklentisi 4 tür. YKIP'nın 22kWh ısı üretirken, ürettiği ısıнын $\frac{1}{4}$ (5.5kWh) oranında elektrik tüketmesi ve kalan $\frac{3}{4}$ lük (16.5kWh) ısıyı ise yeraltından çekmesi planlanmıştır



Şekil 2. YKIP çevrim ve ısıtma

1.3 Sondaj Eşanjörlerinin (SE) Yerleştirilmesi

COP değeri 4 olan ve 22kW ısı üretmesi gereken bir YKIP için Şantiye binasının yanında, her biri 100m uzunluğunda 4 adet Sondaj Eşanjörü (Şekil 3) yerleştirilmiştir. 4 kuyu da toplam 400m SE yardımı ile YKIP sisteminin yer altından en az 16.5kWh enerji (ısı) çekmesi sağlanmıştır.



Şekil 3. Sondaj eşanjörü (SE) kesiti ve yerleşimi

1.4 Diğer Tesisat Elemanları

Bina içinde panel radyatörler sayesinde ısıtma yapılmakta ve YKIP bu radyatörlere 55°C sıcaklığında su gönderebilmektedir. Şantiye binasında sıcak su ihtiyacını da karşılamak için YKIP ısıtma sisteminden faydalanılmış ve personelin ihtiyacı doğrultusunda 500 LT kapasiteli bir sıcak su tankı sisteme entegre edilmiştir. Bu sayede Cihaz binayı ısıtırken aynı zamanda sıcak suyu da sürekli kullanıma hazır tutabilmektedir. Bu kısımda anlatılan tesisat elemanları YKIP özelinde değildir, fosil yakıtlı ya da elektrikli sistemlerde de uygulanabilmektedir.

2 MALİYETLER

Bir işletme için ekonomiyi doğru yönetmek elbette ki hayati önem taşımaktadır. Yatırımlar kısa ya da uzun vadeli olsa da amaç her zaman işletme maliyetini düşürmektir. Uzun yıllar işletmeye ve çalışanlarına hizmet verecek olan şantiye binası için yapılan bu yatırım ile, işletme maliyetini düşürmek hedeflenmiş ve elektrik tüketiminde %73 tasarruf sağlanmıştır.

2.1 YKIP İlk Yatırım Maliyetleri

Sistemin kurulduğunda en büyük maliyet kalemleri Sondaj Eşanjörleri ve YKIP cihazıdır. Buna rağmen bu iki ana kısım için periyodik bakım maliyeti bulunmamaktadır. 2019 yılından beri hizmet veren bu iki ana kısım için herhangi bir tadilat yapılmamıştır. Sondaj Eşanjörleri En az 50 yıl sorunsuz çalışmak üzere dizayn edilmiştir. Bu sayede şantiye binaları yenilense dahi Sondaj Eşanjörü tekrar kullanılabilir durumda olacaktır. YKIP cihazı ise herhangi bir yağ filtre değişimine ihtiyaç duymamaktadır. Cihaz içerisindeki akış sensörleri sayesinde, elektrik kesintisi veya su sirkülasyonunda yaşanabilecek aksaklıklar karşısında cihaz korunmaktadır.

Şantiye için kullanılan YKIP ilk yatırım maliyeti; Sondaj Eşanjörleri, YKIP cihazı, Sıcak su tankı, sirkülasyon pompaları ve diğer borulama maliyetleri dahil 15869 EURO+KDV olmuştur. Bunun dışındaki panel radyatör ve diğer tesisat malzemeleri mevcut ısıtma sistemlerinde de kullanıldığı için yapılacak karşılaştırmaya dahil edilmemiştir. 2019 yılında yapılan yatırımın o zamanki TL karşılığı yaklaşık 100000 TL civarında olmuşsa da bugünkü kur farkı ile yaklaşık 160000 TL olmaktadır.

2.2 YKIP İşletme Maliyetleri

Şantiye binasının ısı ihtiyacını karşılayabilmek için yıllık yaklaşık 79685 kW (Tab.2) enerji ihtiyacı olduğu yapılan hesaplardan belirlenmiştir. YKIP ile işletme maliyetinde %75 bir tasarruf öngörülmüş ve bir süzme sayaç ile de tüketim değerleri takip edilmiştir. 2019 ile 2021 arası tüketim rakamları ile öngörülen tüketim miktarının uyduğu süzme sayaç verilerine göre tasarrufun %73 olduğu görülmüştür. Süzme sayaç verilerine göre, ısınma ve sıcak su ihtiyacını karşılamak için, 2 yıl boyunca toplam 42251kW enerji tüketimi yapılmıştır. Buna karşılık 2 yıllık 159370kW enerji ihtiyacı karşılanmıştır.

2.3 İşletme Maliyetlerinin Karşılaştırılması

2 yıl sonunda YKIP için, genel olarak kabul görmüş ısıtma yöntemleri ile bir karşılaştırma yapılmış ve sonuç paylaşılmıştır (Tab. 3). Şantiyede elektrikli ısıtıcı kullanımına devam edilseydi yıllık işletme maliyeti 64.544TL olacaktı. YKIP kullanımı ile bu maliyet 17.120TL ye düşmüş ve 47.424TL tasarruf yapılmıştır. Bu sayede yaklaşık 3 yıl gibi bir sürede cihazın yatırım maliyetinin karşılanacağı ve daha sonraki yıllar için çevreci ve ekonomik bir çözüm üretildiği görülmüştür. Eğer elektrik yerine kömür kaloriferi tercih edilseydi yıllık işletme maliyeti 44.753TL olacak ve yıllık tasarruf 27.632TL olacaktır. Bu yöntemle göre yatırım maliyetini geri dönüşü yaklaşık 6 yıl olacaktır. Bu karşılaştırmalarda elektrikli ısıtma ya da

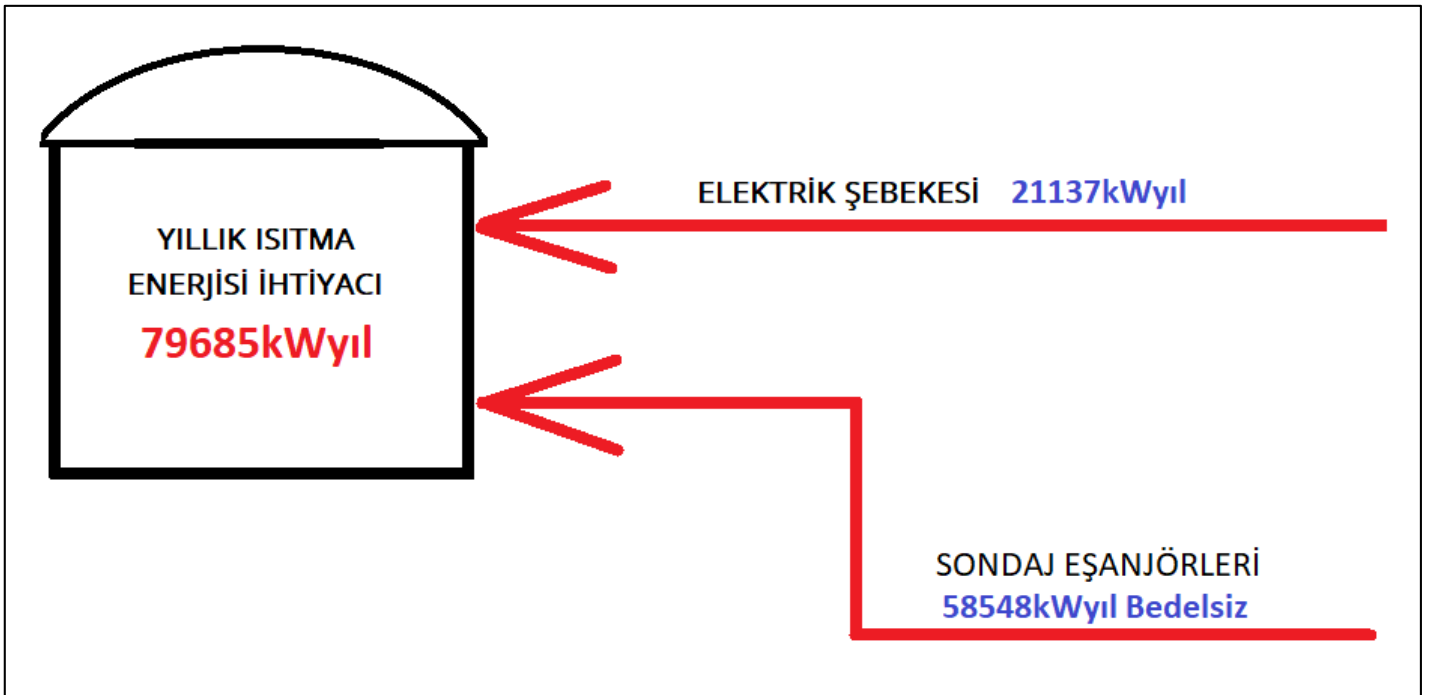
kömür kazanlı yöntemlerin ilk yatırım maliyetleri göz ardı edilmiştir. Zira bu maliyetler de hesaba katılırsa YKIP yatırım maliyetinin geri dönüşü daha hızlı olacaktır.

Tablo 3. YKIP ve diğer ısıtma sistemlerinin işletme maliyeti kıyaslaması

ŞANTIYE BİNASININ ISITMA VE SICAK SU İÇİN ENERJİ İHTİYACI				kW yıl	79.685
				kg.cal yıl	68.529.100
Isıtma Türü	Tüketim	Birim Fiyat	Yıllık Maliyet KDV Hariç	İşçilik	Toplam Yıllık Maliyet
Kömür	14 ton/yıl	1.450.00 ₺	20.383.01 ₺	24.370.00 ₺	44.753.01 ₺
Elektrikli Isıtma	79.685 kW/yıl	0.81 ₺	64.544.85 ₺	-	64.544.85 ₺
YKIP	21.137 kW/yıl	0.81 ₺	17.120.65 ₺	-	17.120.65 ₺

3 SONUÇLAR

Gelişen ve artan ihtiyaçlar daha çok enerji tüketimine sebep olmaktadır. Tükenmekte olan karbon esaslı enerji kaynaklarının yerine sürekli yeni kaynaklar bulunsa da dünyamızın artık daha fazla karbon salınımına tahammülü kalmamıştır. İşletmeler için sağlam bir gelecek inşa etmek, ekonomik sürdürülebilirlik anlamına gelse de sürdürülebilir enerji kavramı da göz ardı edilmemelidir. Ekonomik ve doğal kaynakları Gelecek nesillere tüketerek değil geliştirerek miras bırakmak hayati öneme sahiptir. Maden şantiyesi için kullanılacak alternatif bir ısıtma sisteminin ekonomik getirilerini görmek elbette ki önemli. YKIP ile karbon salınımına sebep olmadan ve herhangi bir doğal kaynağı tüketmeden, maden şantiyesinin enerji ihtiyacını karşılamakta önemli olmalıdır. Yapılan yatırımla yıl boyunca 58548kW enerji tasarrufu sağlanmış ve ekonomiye kazandırılmıştır (Şek. 4).



Şekil 1. YKIP kullanımı ile yıllık enerji tüketimi ve SE sayesinde bedelsiz enerji kullanımı

Sistemin avantajları ise;

- Düşük işletme maliyeti.
- Karbon salınımı veya kül vb. katı atığın olmaması.
- İşçilik ve periyodik bakım ihtiyaç olmaması.
- Her türlü iklim ve coğrafyada uygulanabilir oluşu.
- Doğal kaynakları tüketmemesi.

- Abonelik gerektirmemesi.
- Zehirlenme ya da patlama tehlikesi olmaması.
- Uzaktan kontrol teknolojilerine uygun oluşu.
- Tek bir cihazla ısıtma ve soğutma ihtiyacını karşılayabilmesi.
- Enerji kaynağı olarak elektrik kullanıldığı için solar enerji ya da rüzgâr enerjisi ile desteklenebilir oluşu.

olarak sıralanabilir. Yenilenebilir enerji yatırımlarında en önemli engel olan yüksek ilk yatırım maliyeti YKIP için de bir dezavantaj olmaktadır. Avantajlar, dezavantajlar ve uygulama verileri incelendiğinde sistemin cazip olduğu, daha önemlisi sürdürülebilir olduğu görülmüştür.

