

BİLİMSEL MADENCİLİK DERGİSİ
Scientific Mining Journal

Cilt / Vol: 58, Sayı / No: 1, Mart / March, 2019

TMMOB Maden Mühendisleri Odası'nın hakemli dergisidir.
A peer-reviewed quarterly journal of the Chamber of Mining Engineers of Turkey

Baş Editor / Editor-in-Chief

Dr. Nejat Tamzok, Türkiye Kömür İşletmeleri / *Turkish Coal Enterprises*

Editörler / Editors

Dr. Bülent Toka, Maden Tetkik ve Arama Genel Müdürlüğü / *General Directorate of Mineral Research and Exploration*

Dr. İlkay Bengü Can, Hacettepe Üniversitesi / *Hacettepe University*

Dr. Nuray Demirel, Orta Doğu Teknik Üniversitesi / *Middle East Technical University*

Dr. Mehtap Gülsün Kılıç, Dicle Üniversitesi / *Dicle University*

Editör Yardımcıları / Editor Assistants

Dr. Mustafa Erkayaoğlu, Orta Doğu Teknik Üniversitesi / *Middle East Technical University*

Ercan Polat, Muğla Sıtkı Koçman Üniversitesi / *Muğla Sıtkı Koçman University*

AMAÇ VE KAPSAM

Bilimsel Madencilik Dergisi TMMOB Maden Mühendisleri Odası'nın açık erişimli elektronik ortamda ve basılı olarak yayımlanan süreli bilimsel yayınıdır. Dergi 1960 yılından itibaren yayımlanmaktadır. Derginin ismi 2016 yılı Haziran sayısına kadar "Madencilik" şeklindeyken, benzer isimli popüler dergilerle karıştırılabilmesi nedeniyle 2016 yılı Eylül sayısından itibaren "Bilimsel Madencilik Dergisi" olarak değiştirilmiş ve o tarihe kadar 0024-9416 olan ISSN numarası da 2564-7024 olarak güncellenmiştir.

Yılda 4 kez (Mart-Haziran-Eylül-Aralık) yayımlanan Bilimsel Madencilik Dergisi (ISSN: 2564-7024), maden mühendisliği ve mineral endüstrisi alanında ulusal ve uluslararası düzeyde yapılan, bilimsel normlara ve yayın etiğine uygun, özgün bilimsel çalışmaları bilim insanlarına, maden mühendislerine ve kamuoyuna duyurmayı ve bu yolla bilimsel bilgiyi toplumla paylaşmayı amaçlamaktadır. Derginin yayın dili Türkçe ve İngilizce'dir.

Dergi, maden mühendisliği alanında özgün bir araştırmayı bulgu ve sonuçları ile yansıtan kuramsal, deneysel ve uygulamalı araştırma makalelerine; yeterli sayıda bilimsel makaleyi tarayıp konuyu bugünkü bilgi ve teknoloji düzeyinde özetleyen, değerlendirme yapan ve bu bulguları karşılaştırarak yorumlayan tarama makalelerine; özgün bir yöntem veya tekniği tarif eden kısa makale olarak tanımlanabilecek teknik notlara; ve gerçek ya da kuramsal bir mesleki uygulamayı temel alan, sistematik veri toplama ve veri analizi içeren vaka çalışmalarına yer vermektedir.

Dergide, yenilenemeyen maden kaynakların sürdürülebilir madencilik ilkeleri doğrultusunda insanlığın hizmetine sunulması için gereken mevcut bilginin geliştirilmesini sağlayacak konularda eserlere öncelik verilmektedir. Bu kapsamda; maden arama, maden yatağı modelleme, topoğrafya, maden ekonomisi, jeostatistik, kaya mekaniği ve jeoteknik, kazılabilirlik etüdü, yer altı ve açık maden işletme, maden tasarımı, madenlerde ve tünellerde tahkimat sistemleri, delme-patlatma tasarımı, madenlerde üretim planlaması ve optimizasyon, madenlerde iş sağlığı ve güvenliği yönetimi, maden havalandırma, yeraltı kömür madenlerinde metan gazı emisyonu ve metan drenajı, cevher hazırlama ve zenginleştirme, proses mineralojisi, analitik teknikler, öğütme, sınıflandırma ve ayırma, flotasyon/flokülasyon, katı/sıvı ayırımı, fiziksel zenginleştirme yöntemleri, hidro ve biyometalurji, üretim metalurjisi, modelleme ve simülasyon, enstrümantasyon ve proses kontrol, geri dönüşüm ve atıkların işlenmesi, maden hukuku, madenlerde çevre sağlığı ve yönetimi, madenlerde nakliyat, makina ve ekipman seçimi ve planlaması, kömür gazlaştırma, mermer teknolojisi, endüstriyel hammaddeler, uzay madenciliği, denizaltı madenciliği ve mekanizasyon ile ilgili konular dergi içeriğinde yer almaktadır.

Gönderilen yazılar editörler kurulu ve konusunda uzman hakemler tarafından bağımsız ve akademik yayıncılığa en iyi uygulamalarla uyumlu şekilde değerlendirilmekte olup, değerlendirme süreci sonunda yayınlanması uygun görülen yazıların yayın hakları yazarlar tarafından telif sözleşmesi ile TMMOB Maden Mühendisleri Odası'na devredilir.

AIMS AND SCOPE

Scientific Mining Journal, which is published in open access electronic environment and in printed, is a periodical scientific journal of Union of Chambers of Turkish Engineers and Architects Chamber of Mining Engineers. The name of the journal was "Mining" until June 2016 and it has been changed to "Scientific Mining Journal" since September 2016 because it can be confused with popular journals with similar names and the ISSN number has been updated from 0024-9416 to 2564-7024.

Scientific Mining Journal, published four times a year (March-June-September-December), aims to disseminate original scientific studies which are conducted according to the scientific norms and publication ethics at national and international scale, to scientists, mining engineers, the public; and thus to share scientific knowledge with society. The journal is in both Turkish and English.

The journal covers theoretical, experimental, and applied research articles, which reflects the findings and results of an original research in the field of mining engineering; review articles, which assess, evaluates, and interprets the findings of a comprehensive review of sufficient number of scientific articles and summarize them at present information and technology level; technical notes, which may be defined as a short article that describes a novel methodology or technique; a case studies, which are based on the theoretical or real professional practice and involves systematic data collection and analysis.

The journal gives priority to works that will enable the advancement of current available information necessary to serve humanity with nonrenewable mineral resources with the perspective of sustainable mining principles. In this context, mine exploration, mineral resource modeling, surveying, mine economics and feasibility, geostatistics, rock mechanics and geotechnics, diggability studies, underground and surface mining, mine design, support design in underground mines and tunnels, rock penetration and rock fragmentation, mine production planning and pit optimization, mine health and safety management, mine ventilation, methane emission and drainage in underground coal mines, mineral processing and beneficiation, process mineralogy, analytical techniques, mineral comminution, mineral classification and separation, flotation/flocculation, solid/liquid separation, physical enrichment methods, hydro and biometallurgy, production metallurgy, modeling and simulation, instrumentation and process control, recycling and waste processing, mining law, environmental health and management, transportation, machinery and equipment selection and planning, coal gasification, marble technology, industrial minerals, space mining, submarine mining and mechanization are included in the journal content.

Submitted manuscripts are evaluated by the editorial board and expert referees independently in accordance with the best practices in academic publishing. The publishing rights of the manuscripts, approved for publication at the end of the evaluation process, are transferred to the Chamber of Mining Engineers by the authors.

BİLİMSEL MADENCİLİK DERGİSİ

Scientific Mining Journal

Bilimsel MADENCİLİK Dergisi makale dizin ve özlerinin yer aldığı veri tabanları:

Scientific MINING Journal is indexed or abstracted in:

SCOPUS

Google Scholar

ULAKBİM TR Dizin

GeoRef

OpenAIRE

Makale Yazım Kuralları, Yayın Danışma Kurulu, Hakem Değerlendirme Süreci ve Hakem Listelerine <http://www.madencilik.org.tr> adresinden erişilebilir.

Author Instructions, Editorial Advisory Board, the Peer Review Process and Reviewer Lists can be accessed from <http://www.mining.org.tr>

Etik Kurallar / *Publication Ethics*

Dergiye gönderilecek çalışmalarda, araştırma ve yayın etiğine uyulması tartışmasız bir ön koşul olarak kabul edilmektedir. Yayın Etik Kurallarına <http://www.madencilik.org.tr> adresinden erişilebilir.

Complying with the research and publication ethics is considered an indisputable precondition to be published. Publication Ethics can be accessed from <http://www.mining.org.tr>

BİLİMSEL MADENCİLİK DERGİSİ
Scientific Mining Journal

TMMOB Maden Mühendisleri Odası adına sahibi /
Owner on behalf of the Chamber of Mining Engineers of Turkey: Ayhan Yüksel

Sorumlu yazı işleri müdürü / *Responsible editing manager: Mehmet Erşat Akyazılı*

Yönetim yeri ve yazışma adresi / *Correspondence address:*
Selanik Cad. No: 19/4 06650 Kızılay-Çankaya / ANKARA - TURKEY

Tel: +90 312 425 10 80 / +90 312 418 36 57 • Fax: +90 312 417 52 90

e-mail: bilgi@madencilik.org.tr / info@mining.org.tr
web: <http://www.madencilik.org.tr> / <http://www.mining.org.tr>

Yayın türü / *Publication type: Yerel süreli yayın, 3 ayda bir yayımlanır / Local periodical, quarterly*

Tasarım / *Design: Gülendem Gültekin*

Baskı yeri / *Printed at: Ziraat Gurup Matbaacılık Ambalaj San. ve Tic. A.Ş.*

Baskı Tarihi ve saati / *Printing date: 28.02.2019 at 09:00*

Basım adedi / *Number of printed copy: 1500*

BİLİMSEL
MADENCİLİK
SCIENTIFIC MINING JOURNAL DERGİSİ

TMMOB Maden Mühendisleri Odası Yayını / The Publication of the Chamber of Mining Engineers of Turkey

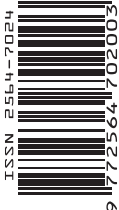
MART
MARCH
2019

CİLT
VOLUME
58

SAYI
NUMBER
1

İÇİNDEKİLER / CONTENTS

- Abdul Vahap Korkmaz 7 Orijinal Araştırma / *Original Research*
Çimento Üretiminde Kil Ham Maddesine Alternatif Olarak Çamurtaşının Kullanılabilirliği
Usability of Mudstone as Alternative Cement Clay Raw Material in Cement Production
- E. Caner Orhan
A. Aghlmandi Harzanagh
Ş. Levent Ergün 17 Orijinal Araştırma / *Original Research*
Endüstriyel Elemanın Sayısal Modellemesi (1. Bölüm): AEY Modelinin Geliştirilmesi ve Sınanması
Numerical Modelling of Industrial Screening (Part 1): Development and Validation of DEM Model
- E. Caner Orhan
A. Aghlmandi Harzanagh
Ş. Levent Ergün 31 Orijinal Araştırma / *Original Research*
Endüstriyel Elemanın Sayısal Modellemesi (2. Bölüm): Tasarım ve İşletme Değişkenlerinin Eleme Performansı Üzerine Etkileri
Numerical Modelling of Industrial Screening (Part 2): Effects of Design and Operational Variables on Screening Performance
- Sait Kurşunoğlu 45 Orijinal Araştırma / *Original Research*
Extraction of Nickel from a Mixed Nickel-Cobalt Hydroxide Precipitate
Karışık Bir Nikel-Kobalt Hidroksit Çökeleğinden Nikel Kazanımı
- Elif Yılmaz
Ersin Y. Yazıcı
Oktay Celep
Hacı Deveci 53 Derleme / *Review*
Liç Atıklarından Siyanürün Geri Kazanımı Yöntemleri
Processes for Cyanide Recovery from Leach Effluents
- Metin Özdoğan
Hakkı Özdoğan 73 Vaka Çalışması / *Case Study*
Cycle Time Segments of Electric Rope Shovels- A Case Study
Elektrikli Halatlı Yer kazarın İş Döngüsü Evreleri-Olay Çalışması





Orijinal Araştırma / Original Research

ÇİMENTO ÜRETİMİNDE KİL HAM MADDESİNE ALTERNATİF OLARAK ÇAMURTAŞININ KULLANILABİLİRLİĞİ

USABILITY OF MUDSTONE AS ALTERNATIVE CEMENT CLAY RAW
MATERIAL IN CEMENT PRODUCTION

Abdul Vahap Korkmaz, ^{a,*}

^a İstanbul Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Avcılar/İstanbul, TÜRKİYE

Geliş Tarihi / Received : 12 Şubat / February 2018

Kabul Tarihi / Accepted : 13 Eylül / September 2018

ÖZ

Anahtar Sözcükler:
Çimento,
Çamur Taşı,
Kil Taşı,
Klinker,
Alternatif ham madde.

Türk çimento sektörü ekonomik, sosyal ve çevresel koşulları gözetererek ve teknolojik imkânları kullanarak, sürdürülebilirliğe katkı sağlamayı hedeflemektedir. Kaynakların her geçen gün daha da azalmaya başladığı ve pahalılaştığı bir ortamda çevresel kaynakları korumadan, sürdürülebilir bir ekonomik kalkınma yaratılması çok zordur. Enerji ve hammadde kullanımı yoğun olan çimento sektöründe, fosil yakıtların ve doğal ham maddelerin alternatifleriyle ikame edilmesi son zamanlar da çimento sektörünün en önemli konularından biri haline gelmektedir. Bu süreçte; kömür, petrol koku, linyit gibi birincil fosil yakıtlar ile kireçtaşı, marn, kil gibi doğal ham maddeler fazlasıyla kullanılması madencilikte sürdürülebilir ham madde problemini ortaya çıkarmış ve alternatif ve yeni ham madde arayışları hız kazanmıştır. Bu amaçla çimento kiline alternatif olarak çamurtaşının çimento sektöründe ham madde olarak kullanılabilirliği araştırılmıştır.

ABSTRACT

Keywords:
Cement,
Mudstone,
Claystone,
Clinker,
Alternative raw material.

The Turkish cement sector aims to contribute to sustainability by considering economic, social and environmental conditions and by using technological facilities. It is very difficult to create a sustainable economic development in an environment where resources are becoming more and more diminishing and expensive, while preserving environmental resources. In the cement sector, where energy and raw materials are used heavily, replacing fossil fuels and natural raw materials with alternatives has become one of the most important issues in the cement sector in recent times. In this process; primary fossil fuels such as coal, petroleum coke, lignite and natural raw materials such as limestone, marl and clay have been used extensively to solve the problem of sustainable raw materials in mining and to accelerate the search for alternative and new raw materials. For this purpose, as an alternative to cement clay, the use of mudstone as a raw material in the cement industry has been investigated.

* Sorumlu yazar / Corresponding author: av.korkmaz06@gmail.com • <https://orcid.org/0000-0001-8691-1937>

GİRİŞ

Çimento sanayisi yüksek yatırım sermayesi gerektirdiğinden dolayı sektörde gerekli yatırımın başlatılabilmesi için yüksek kaliteli (tenörlü) ve rezervli maden yataklarına ihtiyaç duyulmaktadır. Çimento üretiminde kullanılan maden yataklarının ömürlerinin yanı sıra kimyasal özellikleri, fabrikaya yakınlığı, sökülebilirliği, kırılabilirliği, öğütülebilirliği ve pişebilir nitelikte olması, düşük nem içermeleri ve homojen olmaları üretim maliyetini etkileyen en önemli faktörlerdir. Bunun yanı sıra alternatif ham maddelerin kullanımı mevcut maden ömürlerini ve maden kalitesini daha da artırılabilir. İkame etme potansiyeli büyük oranda tükenmiş ham maddeler ve gelecekte çimento üzerine konulan yüksek kalite hedeflerinin gerçekleştirilmesi alternatif ham maddelerin ya da endüstriyel yan ürünlerin bulunmasına bağlıdır. Türkiye taş, çimento ve seramik endüstrisinde birincil ve ikincil ham maddeler talebine bağlı olarak, ham madde gereksiniminin 2030 yılına kadar artması beklenmektedir (Korkmaz, 2017).

Çimento üretiminde gerekli olan hammaddeler kalker, kil ve demir cevheridir. Ayrıca çimentoya bir miktar alçıtaşı da ilave edilmektedir. Tüm bu maddeler maden ocaklarından temin edilmektedir. Üretimleri ve naklieleri esnasında enerji ve yakıt tüketilmektedir. Bir diğer önemli husus da kaynakların hızla tükenmesidir. Doğal kaynakların azalmaması için çimento hammaddesine ek olarak; pirit külü, demir çelik sanayisi atığı olan yüksek fırın cürufu, mermer atıkları, döküm kumu, demir tozu, tufal, alçı kırığı, uçucu kül, demir cürufu ve hafriyat toprağı yaş arıtma çamuru, boya çamurları, grit, alüminyum çamuru, alçı atıkları, ağartma toprağı vb. malzemeler çimento ana ham maddelerine alternatif olarak kullanılmaktadır. Bu alternatif hammaddeler çimentonun ham karışımına belli oranlarda katılarak çimentonun kompozisyonunu oluşturmaktadır (Öztürk, 2016).

1. LİTERATÜR TARAMASI

1.1. Çamur Taşının Genel Tanımı

Çamur taşı kil ve çamurdan oluşan ince taneli parçalanabilir tortul kayadır. Çamur taşı ya da kil taşı da denen şeyller, milyonlarca yıl önce, yağmur

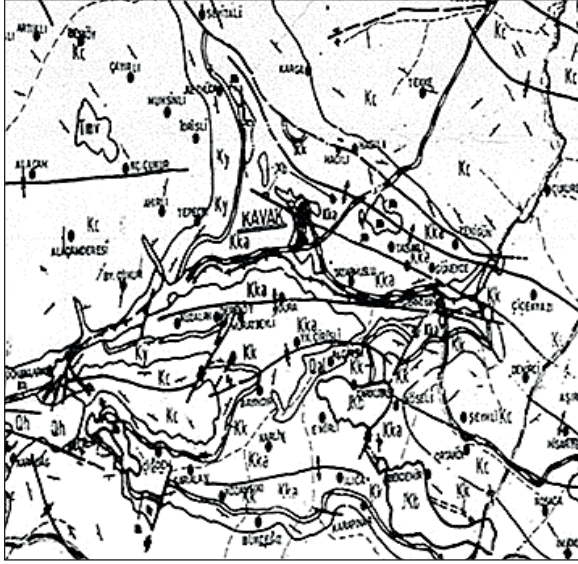
sularının ve ırmakların aşındırdığı yaşlı bir kaya kütlelerinden kopan çok küçük kil parçacıklarının çökeliş birikmesiyle oluşmuştur. Zamanla üstte biriken yeni çökeltilerin yaptığı basınçla alttaki tortullar sıkışarak katı bir kayaç haline gelmiştir. Sahadaki çamur taşı cevherinin yoğunluğu ortalama 2,0 g/cm³ olarak kabul edilmiştir. Çamur taşı cevherleşmesi sert bir yapıda olduğu için ocaklarda üretim faaliyetleri esnasında açık işletme yöntemi kullanılarak basamaklarda delme-patlatma ve boyut küçültme işlemleri yapılarak üretim gerçekleştirilebilmektedir (Sarı, 2008).

Çalışma alanında çamur taşı cevherinin kalınlığı yer yer değişmekle birlikte ortalama 60 m civarındadır. Sahada yapılan çalışmalar ve cevher yayılımı ile çalışılması planlanan alan dikkate alınarak rezerv miktarı yaklaşık 11.987.760 ton olarak belirlenmiştir (Sarı, 2008).

Çamurtaşı çoğunlukla mil (4-62 mikron) ve kil (4 mikron) boyu tanelerden ibarettir. Kil taşı genelde çok ince taneli ve homojen olması ile mil taşından (silt taşı) ayrılır. Şeyller, yapraklanma çoğunlukla tabakalanmaya paralel düzlemler boyunca ayrılma özelliği ile karakteristiktir. Birçok şeyl laminalıdır. Çamur taşları yapraklanma göstermez ve kırılırken blokumsu kırılır ve masif yapılıdır. Marn kireçli bir çamur taşıdır (Sarı, 2008).

1.2. Çamur Taşının Genel Jeolojisi

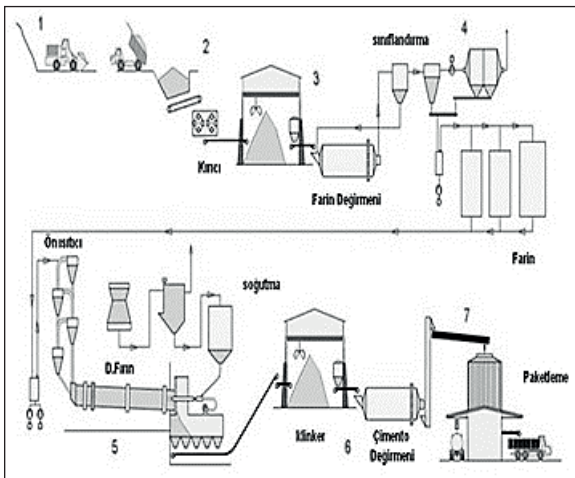
Formasyon kırmızı-bordo renkli mikritik kireç taşı ve kireç taşı çamur taşı araldanmasından oluşmaktadır (Şekil 1). İnceleme alanının KB kesiminde yer alan İnözü antiklinali ve Kavak ilçesi, Sarıalan ve Belalan köyleri arasında kalan antiklinal ve senklinallerin kanatlarında yüzelemektedir. Formasyon Kapıkaya Tepe dolayında tipik izlenmektedir. Birim ince-orta tabakalı, kırmızı-bordo renkli biyomikrit ve pelajik kireçli çamur taşı araldanması şeklindedir. Kireç taşları içerisinde pembe-bej renkli çört yumruları, yer yer de ince tabakalı volkanik ara bantlar görülmektedir. Kalınlığı 53-106 m arasında değişmektedir. Kapan boğazı formasyonu Globotruncana faunasına dayanılarak Santoniyen-Kampaniyen olarak saptanmıştır. Formasyon sakin ve derin denizel bir ortamda çökelmiştir (Gültekin vd., 2009).



Şekil 1. Sahanın genel jeoloji haritası (Samsun/Kavak)

1.3. Çimento Üretim Yöntemleri

Çimento çok kritik bir bileşendir, çünkü yalnızca çimento, betonun viskozitesini arttırma yeteneğine sahiptir ve bu da kumun ve çakılların bir arada beton karışımında daha iyi kilitlemesini sağlar. Çimento üretimi aşağıdaki altı aşamadan geçtikten sonra tamamlanır (Şekil 2). Bunlar sırasıyla; taş ocağından ham madde çıkarma ve ocakta ön karıştırma, ham madde hazırlama ve harmanlama, farin öğütme ve stoklama, ön kalsinasyon ve klinker pişirme evresi, klinker öğütme ve çimento paketleme aşamalarını kapsar (Manias vd., 2001).



Şekil 2. Çimento üretimi akış şeması

Ocaklardan elde edilen ham maddeler kırıcılar-dan genellikle iki aşamada geçirilerek tane boy-ları küçültülür.

Çimento üretim süreci aşama I; çimento ham maddelerinin dikkatle orantılanmış bir karışımı olan farinin ana bileşenleri kalsiyum ve silisyum oksitlerdir. Bunları alüminyum ve demir oksitler takip eder. Daha az miktarlarda magnezyum ve alkali oksitler gibi diğer maddelerde bulunur. Kalsiyum oksit (CaO) daha ziyade kalker veya marn gibi kalsiyum karbonat içeren kayalardan ortama girer. Silisyum oksit (SiO₂) için ise başlıca kaynak kildir. Alüminyum oksit (Al₂O₃) ve demir oksit (Fe₂O₃) de genellikle kilden elde edilirler veya ilaveten katılırlar. Farin fırında pişerken bu oksitler önce serbest hale gelirler ve sonra, sıcaklık yükseldikçe aralarında yeni bileşikler oluşurlar. Burada kireç miktarının yeterli olması ve ham maddelerin gereken oranlarda birleştirilmesi önem kazanmaktadır. Bu amaçla farin bileşimi bazı formüllerle kontrol edilir ve ayrıca laboratuvarında sürekli denetim altında bulundurulur (Telford, 1999).

Çimento üretim süreci aşama II; çimento fabrikaları, ağır tekerlek tipi valslerin ve döner tablanın yardımıyla ham karışımı öğütür. Döner tabla silindirinin altında sürekli döner ve ham karışımı silindirle temas ettirir. Silindir, malzemeyi ince bir toz haline getirir ve öğütme işini bitirir. Ham karışım, öğütülmeden sonra silo içerisinde sirküle edilerek farin halinde siloda saklanır (Telford, 1999).

Çimento üretim süreci aşama III; ham madde farin silosundan malzeme ön kalsinasyon olması için ön ısıtıcı ünitesinden sisteme alınır. Ön ısıtıcı siklonları, ham maddenin fırına dönmeden önce geçtiği dikey siklon serisinden oluşur. Ön ısıtma ünitesi fırından çıkan sıcak gazları kullanır. Malzemenin ön ısıtmaya tabi tutularak enerjiden tasarruf sağlar ve fabrikayı çevreye dost hale getirir (Folsberg, 1997).

Çimento üretim süreci aşama IV; fırın aşaması, fırın, içi ateş tuğlasıyla kaplı, eksenini çevresinde döndürülebilen, çelikten yapılmış 3-4 m çapında, yüksek sıcaklıkta kireç, çimento ve benzerleri üretiminde kullanılır. Burada, ham madde 1450 °C'ye kadar ısıtılır. Bu sıcaklık, kalsinasyon (karbon uzaklaştırma) denilen bir kimyasal reaksiyonla başlar. Bu reaksiyon materyalinde (kireç taşı

gibi) karbon dioksiti serbest bırakır. Fırının yüksek sıcaklığı farini sıvı hale getirerek pişmeyi sağlar (Folsberg, 1997).

Kalsiyum ve silisyum dioksit bileşikleri arasındaki kimyasal reaksiyon serisi, çimentonun, yani kalsiyum silikatın birincil bileşenlerini oluşturmaktadır. Fırın doğal gaz ve kömür kullanılarak çıkış tarafından (alev borusu ile) ısınmaktadır. Malzeme fırının alt kısmına ulaştığında, klinker fazları oluşur. Fırından çıkan klinker, soğutucuya dökülerek dışardan tedarik edilen hava sayesinde yaklaşık 180 °C kadar soğutulur. Soğuyan klinker çelik bandlı konveyörler vasıtasıyla klinker silosunda ara ürün olarak depolanır. Klinker tarafından serbest bırakılan ısı soğutmadan tersiyer boru içerisinden fırına geri döndürülerek tekrar kullanılmaktadır. Bu sayede enerjiden tasarruf sağlanmaktadır (Telford, 1999).

Çimento üretim süreci aşama V son öğütme işlemidir. Klinker soğutulduktan sonra içerisi çelik bilyalarla dolu yatay tüp şekilli bir değirmene doğru yol almaktadır. Genellikle değirmen içerisi hava ve malzeme geçişini sağlayan bir izgara plaka vasıtası ile iki kamaraya ayrılmıştır. Öğütücü ortam olarak kamaraların içerisinde 90 - 30 mm arasında çelik bilyalar ya da çelik silbepsler kullanılmaktadır. Klinker değirmenin dönmesi veya çelik bilyaların çarpması ile çok ince bir toz haline getirilmektedir. Bu ince toz çimento olarak kabul edilmektedir. Öğütme esnasında alçı taşı, çimento ayarını kontrol eden küçük bir oranda karışıma eklenmektedir. Klinker ve alçıtaşı değirmenlerde öğütülerek mikron boyutunda doğrudan çimento silolarına taşınmaktadır. Üretilen çimentolar piyasaya 50 kg kraft, 1,5 tonluk big-bag torbalı ve silobaslara dökme çimento olarak sevk edilmektedir. Üretilen çimentolar, karayolu, demir yolu veya deniz yolu nakliyesi ile toplu miktarlarda sevk edilmektedir (Telford, 1999).

2. MATERYAL VE METOT

2.1. Deneysel Çalışmalarda Kullanılan

Malzemeler

Bu çalışmada çimento ana ham maddelerinden kalker, çamur taşı ve kil taşı örnekleri kullanılmıştır. Hammadde numunelerinin kimyasal analizleri TS EN 196-2, Alev Fotometre, UV Spektrofotometre,

XRF ve ICP-OES metodu cihazı kullanılarak yapılmış ve sonuçlar Çizelge 1’de gösterilmiştir.

Kalker, çamur taşı ve kil numunelerinin kimyasal kompozisyonları hesaplanmıştır. Hammadde numunelerinden elde edilen analiz sonuçları doğrultusunda hazırlanan farin numunesi üzerinde pişebilirlik testi gerçekleştirilmiştir. Analiz kapsamında, laboratuvar koşullarında iki adet klinker numunesi üretilmiştir. Elde edilen klinker numunelerinin kimyasal analizleri yapılmış ve Bogue formülünden yararlanılarak pişebilirlik özellikleri belirlenmiştir.

Kimyasal madde olarak dilyum tetraborat (merck), lityum iyodür (merck), etilen glikol (merck), HCl (merck) $Ca(OH)_2$ ve $CaCO_3$ kullanılmıştır.

2.1.1. Kalker

Çalışmalarda kullanılan kalker örneği, Samsun Kavak yöresinde bulunan kalker ocaklarından temin edilmiştir. XRF (Atomika teknik panalytical axios modeli) metoduyla kimyasal analizi yapılarak deneylerde bu örnek kullanılmıştır. Kullanılan kalker numunesinin özgül kütlesi $2,50 \text{ g/cm}^3$ ’tür. Kalker numunesinin kimyasal analiz sonucu Çizelge 1’ de verilmiştir.

2.1.2. Çamur taşı

Çalışmalarda kullanılan çamur taşı Samsun Kavak-Asarcık kara yolu üzerinde bulunan formasyonlardan temin edilmiştir. XRF (Atomika teknik panalytical axios modeli) metoduyla kimyasal analizi yapılarak deneylerde bu örnek kullanılmıştır. Kullanılan çamur taşı numunesinin özgül kütlesi $2,07 \text{ g/cm}^3$ ’tür. Çamur taşı numunesinin kimyasal analiz sonucu Çizelge 1’ de verilmiştir.

2.1.3. Kil Taşı

Çalışmalarda kullanılan kil taşı Samsun Kavak yöresinden temin edilmiştir. XRF (Atomika teknik panalytical axios modeli) metoduyla kimyasal analizi yapılarak deneylerde bu örnek kullanılmıştır. Kullanılan kil taşı numunesinin özgül kütlesi $1,57 \text{ g/cm}^3$ ’ tür. Kil taşı numunesinin kimyasal analiz sonucu Çizelge 1’ de verilmiştir.

2.1.4. Demir Cevheri

Çalışmada kullanılan demir cevheri Malatya He- kimhan ocaklarından temin edilmiştir. Deneylerde kullanılan demir cevherinin kimyasal analizleri yapılarak farin kompozisyonlarında düzeltici katkı maddesi olarak kullanılmıştır. Demir cevheri numunesinin kimyasal analiz sonucu Çizelge 2' de verilmiştir.

2.2. METOT

2.2.1. X Işınları Spektrometresine (XRF) Örnek Hazırlanması ve Analizi

Çimento klinkeri ve alçı taşı eklenerek oluşturulan çimento numunelerinin kimyasal analizleri XRF metoduyla tespit edilmiştir. Tartılan 0,6 gr öğütülmüş numune, 0,03 gr lityum iyodür ve 4,6 gr dilityum tetraborat platin kroze içine yerleştirilmiştir. Bir spatula malzeme ile kroze içinde karıştırılarak homojen bir karışım haline getirilmiştir. Eritiş cihazı için hazırlanan kroze içerisindeki homojen malzeme tablet kalıba yerleştirilmiştir. Dört aşamalı çalışan eritiş cihazı ilk 10 dk ısıtma, 5 dk eritme, son 5 dk soğutma ve boşaltma proglarında çalışır. Eritiş cihazında oluşturulan cam tabletler XRF okutularak kimyasal içerik sonuçları bilgisayarda kayıt altına alınmıştır (TS EN 196-2, 2014).

2.2.2. Kızdırma Kaybı Tayini

Ağırlığı önceden bilinen (1 ± 0.05 g) bir çimento numunesinin çok yüksek sıcaklıkta (975 ± 025 °C) kızdırılması sonunda meydana gelen ağırlık kaybına "kızdırma kaybı" denilmektedir ve bu değer % olarak ifade edilmektedir (Kaya, 2010).

Bu tayinde sırasıyla şu basamaklar izlenmiştir. Sabit tartıma getirilmiş kroze, rutubeti alınmış çimento numunesinden 0,0001 hassasiyetle 1,00 g (m_1) alınmıştır. $975^\circ\text{C} \pm 25^\circ\text{C}$ sıcaklıktaki fırında 15 dk kızdırılmıştır. Desikatörde oda sıcaklığına kadar soğutulmuştur ve tartılmıştır. Yeniden 5 dk kızdırılarak oda sıcaklığına kadar soğutulup tekrar tartılmıştır. Bu işleme sabit tartıma (m_2) ulaşıncaya kadar devam edilmiştir (TS EN 196-2, 2014).

Hesaplama:

$$\text{Kızdırma kaybı} = \left[\frac{m_1 - m_2}{m_1} \right] \times 1000 \quad (1)$$

m_1 : Deney numunesi kütlesi (g)

m_2 : Kızdırılmış deney numunesinin sabit tartıma geldikten sonraki kütlesi (g)

2.2.3. Silikat Modülü (SİM)

Klinker ürün kalitesini belirleyen en kritik modüllerden biridir. Bu modül, çimentodaki SiO_2 miktarının, Al_2O_3 ve Fe_2O_3 toplamına bölünmesiyle bulunur.

$$\text{Silikat Modülü (SİM)} = \frac{\text{SiO}_2}{\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{Fe}_2\text{O}_3} \quad (2)$$

Ham maddeler için SİM hedef bir değer belirlemek imkânsızdır, ancak bu modülün mümkün olduğunca 2,-2,5 arasında olması kabul görür. Çimento ham maddelerinin minerolojik bileşimindeki farklılıklar nedeniyle, farin ve diğer kimyasal özellikler kalite modüllerinin fabrikaların kendine has değişiklik göstermesine yol açmaktadır (Korkmaz, 2017).

2.2.4. Alüminyum Modülü (ALM)

Alüminyum modülü, çimentoda ihtiyaç duyulan alüminyum oksit bileşeninin demir oksit bileşenine bölünmesi sonucu bulunup eşitlik 3'te verilmiştir.

$$\text{Alüminyum Modülü (ALM)} = \frac{\text{Al}_2\text{O}_3}{\text{Fe}_2\text{O}_3} \quad (3)$$

Genellikle yüksek alit içerikli kaliteli bir klinker elde etmek ve en düşük işletme ve üretim maliyetli ürün üretmek amacıyla, alüminyum modülünün 1,4-2,2 civarında olması istenir (Wilcox, 1995).

2.2.5. Kireç Doygunluk Faktörü (LSF)

Tüm çimento üreticilerin ortak amacı olabildiğince yüksek C_3S içerikli yani yüksek kaliteli klinker elde etmektir. Bu işe kullanılan toplam malzemenin ham madde karışımına ve üretim şartlarına göre değişen bir durumdur. Çimento üretimi için CaO olmazsa olmaz bir kimyasal oksit olup tenörünün çok özenle hesap edilmesi gerekmektedir. LSF değerlerinin hesaplama formülleri denklem 4 ve 5'te verilmiştir.

Eğer Alüminyum Modülü > 0.64

$$LSF = \frac{CaO}{2,8SiO_2 + 1,65Al_2O_3 + 0,35Fe_2O_3} \quad (4)$$

Eğer Alüminyum Modülü < 0.64

$$LSF = \frac{CaO}{2,8SiO_2 + 1,1Al_2O_3 + 0,7Fe_2O_3} \quad (5)$$

Ham madde karışım oranlarının LSF miktarı yüksek olan malzemeler, yüksek sıcaklıklarda pişirilebilmesi için oldukça yüksek yakıt miktarına ihtiyaç duyarlar, farin zor sinterleşir, pişmemiş kireç oranı yüksek olur ve yüksek erken dayanımları yakalar fakat serbest kireç miktarının fazla olması betonlarda ani hacim genleşmeleri yaparak beton kütlelerin çatlamasına, dayanımlarının zayıflamasına yol açar. LSF miktarı düşük olan ham madde kompozisyonlarında ise pişme oldukça basittir, fakat C_3S miktarının düşük, C_2S miktarının çok yüksek olması durumunda çimento dayanımları da düşük olur. Kaliteli bir Portland çimentosu eldesi için LSF 0,88-0,95 arasında olması istenir. Çimento modüllerin birbirleri ile de uyum içerisinde olması yüksek kaliteli bir klinker üretmek için en önemli koşuldur (Duda, 1985).

2.2.6. Bogue Formülleri

Kimyasal analizlerden elde edilen verilerle kireç doyumluk faktörleri ve modüller hesaplanır. Bu değerler klinkerin kalitesi hakkında bilgi verir. Kimyasal bileşenler ile Bogue denklemleri kullanılarak potansiyel faz miktarları hesaplanır. Bu hesaplamaların ön koşulu klinker eriyiğinin katı fazlar ile dengede kristalleşmesidir, bu durum pratikte gerçekleşmez. Stokiyometrik fazlar, saf C_3S (alit), C_2S (belit), C_3A ve C_4AF fazlarıdır. Pratikte ise yabancı iyonlar klinker fazlarının içine girerler (Güllü, 2006).

Klinkerlerin ana bileşenlerinin bulunmasında Bogue formülü kullanılmaktadır. Farin, klinker ve çimento fazlarının ve modüllerinin hesap edilmesi için numunelerin kimyasal içeriklerinin bilinmesi gerekmektedir. Bu da günümüz teknolojisinde numunelerin XRF cihazında okutulması ile mümkün olmaktadır. XRF metoduyla kimyasal içerikle-

ri tespit edilen klinker ve çimento numunelerinin Bogue formülü kullanılarak C_3S , C_2S , C_3A ve C_4AF % oranları hesaplanmıştır.

Tri Kalsiyum Silikat (C_3S);

$$C_3S = 4,07C - 7,6S - 6,72A - 1,43F - 2,85S \quad (6)$$

Di Kalsiyum Silikat (C_2S);

$$C_2S = 2,87S - 0,754C \quad (7)$$

Tri Kalsiyum Silikat (C_3A);

$$C_3A = 2,65A - 1,69F \quad (8)$$

Tetra Kalsiyum Alumino Ferrit;

$$C_4AF = 3,0432F \quad (9)$$

3. BULGULAR VE TARTIŞMA

Çimento üretiminde çamur taşının kil taşına alternatif olarak kullanılıp kullanılmayacağına araştırıldığı bu çalışmada, çamur taşı, kil taşı ve kalker kullanılmıştır. Ham madde sahalarından temin edilen metaşist ve kil taşı numuneleri ayrı ayrı harmanlandıktan sonra kompozit numuneler haline getirilmiş ve bu numuneler üzerinde laboratuvar ölçeğinde bir dizi deneysel çalışmalar yürütülmüştür. Tez çalışması kapsamında elde edilen bulgular aşağıda başlıklar halinde açıklanmıştır.

3.1. Ham Maddelerin Farin Özellikleri

Ham maddelerin kimyasal içeriklerinin öğrenilmesi için XRF cihazında oksit oranları tespit edilmiştir. XRF sonuçlarına göre Bogue formülünden yararlanarak çimento ana ham maddelerinin kireç doyumluk faktörü (LSF), silikat modülleri ve alüminyum modülleri hesap edilmiştir. Her bir ham madde için kızdırma kaybı analizi yapılarak sonuçları Çizelge 1'de verilmiştir (TS EN 196-2, 2014). Ayrıca farin ham madde kompozisyonları hazırlanırken düzeltici katkı malzemesi olarak demir cevheri ve boksit cevheri kullanılmıştır. Düzeltici katkı maddelerinin kimyasal özellikleri Çizelge 2'de verilmiştir.

Çizelge 1. Ham madde örneklerinin kimyasal analiz sonucu

İçerik	Çamur Taşı %	Kil taşı %	Kalker %
SiO ₂	30,45	58,83	0,24
Al ₂ O ₃	4,68	16,44	0,07
Fe ₂ O ₃	2,30	7,58	0,05
CaO	32,26	1,01	55,45
MgO	0,52	3,08	0,49
SO ₃	0,07	0,17	< 0,01
Na ₂ O	0,03	1,30	< 0,01
K ₂ O	1,0	3,46	0
TiO ₂	0	0,65	0
P ₂ O ₅	0	0,12	0
Cr ₂ O ₃	0	0,03	0
Mn ₂ O ₃	0	0,09	0
KK	28,49	6,84	43,68
Toplam	99,80	99,60	99,98
SİM	4,36	2,44	2
ALM	2,03	2,16	1,4

Çizelge 1'de çamur taşı ve kil taşının SİM ve ALM içeriklerinin yüksek olduğu görülmektedir.

Çizelge 2. Katkı maddelerinin kimyasal içerikleri

İçerik	Demir Cevheri %	Boksit Cevheri %
SiO ₂	0,69	19,1
Al ₂ O ₃	0,35	45,4
Fe ₂ O ₃	0,14	18,18
CaO	34,1	1,68
MgO	0,65	0,31
SO ₃	42,4	0,30
Na ₂ O	0	1,02
K ₂ O	0,05	1,01
TiO ₂	0	0
P ₂ O ₅	0,01	0,02
Cr ₂ O ₃	0	0
Mn ₂ O ₃	0	0
KK	21,6	7,4
Toplam	99,99	99,96

Üretilen çimentonun cinsi ve özelliklerine göre oksit oranları ve dolayısıyla kireç standardı ayarlanmalıdır. Kalker, metaşist ve kil taşı ham maddelerinin kimyasal içeriklerinin çimento üretimi için uygun olduğu ve yardımcı katkı maddelerinin de Portland çimento üretimi için kullanılabilmesi görülmektedir (Çizelge 1).

Çimento üretiminde kullanılan ham maddelerin kompozisyonu ve homojenliği, gerek üretim süreci sırasında (kolay öğütülebilme, kolay pişme vb.), gerekse kullanım aşamasında istenen (dayanım, donma süresi, sertleşme süresi vb.) özelliklere etkileriyle ve üretilen farklı tip çimentoların istenen mineral faz oranlarının elde edilmesi için ham madde kompozisyonunun ve homojenliğinin önemi büyüktür (Gouda, 1979).

Laboratuvar ölçeğinde 1 kg kil taşı, 1 kg çamur taşı ve 1 kg kalker numuneleri kullanılarak kireç doygunluk faktörü (LSF): 98 olacak şekilde 6 farklı farin ham madde kompozisyonları hazırlanmıştır (Çizelge 3). Farin ham madde kompozisyonlarının Bogue formülünden yararlanılarak silikat (SİM) ve alüminyum modülleri (ALM) hesap edilmiştir. Hazırlanan farin ham madde kompozisyonlarına ait karışım oranları Çizelge 3'te verilmiştir. Ham maddelerin SİM ve ALM yüksek olması nedeniyle farin kimyasal içeriğine en yakın kompozisyonlar hazırlanmıştır. Üretilmek istenen farin numunelerinin dolayısıyla klinker bileşiminin oluşturulmasında kullanılan ana hammaddelerde Fe₂O₃ eksikliği olanlara demirli maddeler (demir cevheri gibi) Al₂O₃ eksikliği olanlara alüminli maddeler (Boksit gibi) içeren ilave düzeltici maddeler eklenmiştir. Ham maddeye Fe₂O₃ (Demir Cevheri) ve Al₂O₃ (boksit) ilavesi ile pişmeyi kolaylaştırıcı yönde etki etmesi beklenmektedir.

Çizelge 3. Ham madde kompozisyonları

Kodlar	Kalker %	Çamur taşı %	Kil Taşı %	Demir Cevheri %	Boksit Cevheri %
HK 1	52,1	46,9	0	1	1
HK 2	51,6	48,4	0	0	0
HK 3	68,5	16,5	15	0	0
HK 4	68	16,8	14,2	1	1
HK 5	54	42	0	1,5	2,5
HK 6	76,9	0	22,1	1	0

Ham madde kompozisyonları oluşturulurken LSF değerleri 98 olarak belirlenmiş ve farin kimyasal analizlerinden yararlanılarak Bogue formülüne göre çimento modülleri hesaplanmıştır (Çizelge 4). Normal kalitede bir klinkerden beklenen LSF değeri 95–98 arasında seyreder. LSF değerlerinin 100 ün üzerinde olması, ortamda reaksiyona girmemiş serbest kireç bulunduğuna işaret eder. Bunun sebebi LSF in 100'e eşit olması durumunda diğer tüm oksitler kalsiyum oksitle reaksiyona girmesi ve fazla kalan kireçlerin serbest halde bulunmasıdır. Her zaman sistemde biraz reaksiyona girmemiş serbest kireç kalır ve LSF değeri de 100 ün altında çıkar. Yüksek LSF değeri yakıt tüketimini artırır çünkü kireç pişmeyi zorlaştıran bir elementtir, bu özelliğinden dolayı da fırın içerisinde oluşan anzast (manto iç astarı koruyucu kabuk) zayıf olur (Öztürk, 2016).

Çizelge 4. Farin kimyasal analiz sonuçları

İçerik	Farin I	Farin II	Farin III	Farin IV	Farin V	Farin VI
	%	%	%	%	%	%
SiO ₂	14,68	14,86	14,01	13,6	13,81	13,46
Al ₂ O ₃	2,26	2,3	3,29	3,8	3,18	3,72
Fe ₂ O ₃	1,72	1,14	1,55	1,77	2,36	2,32
CaO	44,05	44,23	43,46	43,04	43,58	42,89
MgO	0,5	0,5	0,88	1,08	0,57	1,06
SO ₃	0,01	0,01	0,04	0,05	0,02	0,05
Na ₂ O	0,01	0,01	0,05	0,07	0,02	0,07
K ₂ O	0,05	0,04	0,42	0,62	0,11	0,6
KK	36	36,1	36	36,1	33,19	35,65
Toplam	99,28	99,19	99,7	99,97	99,82	99,83
LSF	98,13	98,1	98,49	98,22	98,96	98,41
SİM	3,69	4,32	2,9	2,44	2,49	2,23
ALM	1,32	2,02	2,12	2,15	1,35	1,6

Silikat modülü klinker kalitesini etkileyen en önemli parametrelerden biridir. İşletmelerde tercih edilen silikat modül değeri 2,3–2,45 arasındadır (Öztürk, 2016). Farin numunesi ile yapılacak endüstriyel çalışmalarda SİM miktarı düşürülmediği takdirde, hazırlanacak farinin güç pişeceği ve döner fırın yakıt tüketiminin artacağı öngörülmektedir. Aynı zamanda yüksek silikat modülü sayesinde oluşacak çimentonun ilk donma (priz) süresinin gecikebileceği, fırın tuğla astarında anzast bölgesinde

zayıflamalar meydana gelebileceği ve fırın tuğlalarının zarar görebileceği bir üretim prosesi gerçekleştirilebilir. Oluşturulan farin kompozisyonlarının SİM ve ALM incelendiğinde çimento üretimi için Farin V ve Farin VI numunelerinin daha uygun olduğu görülmüştür. Bu nedenle bu iki numuneye laboratuvar ölçekli pişebilirlik testi yapılmıştır.

3.2. Ham Maddelerin Pişebilirlik Özellikleri

Pişebilirlik incelemesi için farin hazırlanmasında; optimum kalitede klinker parametrelerinden LSF: 98 esas alınmış ve malzeme karakteristiğine bağlı olarak çamur taşı ile oluşturulan farinin SİM: 2,49 ve ALM: 1,35; kil taşı ile oluşturulan farinin SİM: 2,23 ve ALM: 1,60 olan bir karışım hazırlanmıştır. Hazırlanan farin numunelerinin pişebilirlik incelemesi için 1200-1,300-1,350-1,400 ve 1,450°C sıcaklıklarda Protherm marka kül fırınında programlı ısıtmaya tabi tutulmuştur. Elde edilen klinkerizasyon numunelerinin 1,450°C'de oluşturulan klinkerlerde Klinker V numunesinin serbest CaO değerlerinin 1,80; klinker VI numunesinin serbest CaO değerlerinin 1,50 olması hazırlanan her iki farinin kolay pişme karakterine (% S.CaO: 2.00'den küçük) sahip olduğunu göstermektedir.

Çizelge 5. Klinker kimyasal analiz sonuçları

İçerik	Klinker V	Klinker VI
	%	%
SiO ₂	21,69	20,97
Al ₂ O ₃	4,99	5,78
Fe ₂ O ₃	3,71	3,62
CaO	68,46	66,82
MgO	0,89	1,65
SO ₃	0,03	0,08
Na ₂ O	0,03	0,11
K ₂ O	0,17	0,94
KK	0,3	0,3
TOPLAM	100	100
SİM	2,49	2,23
ALM	1,34	1,6
LSF	99,14	98,41

Oluşturulan klinkerler kalite parametreleri açısından incelendiğinde, her iki klinker numunesinin de optimum kaliteden daha yüksek kaliteye sahip olduğu ($C_3S > \%60$) gözlenmektedir. Klinker V likit faz miktarı (%24,22), hammadde karakteristiğine, SİM ve yüksek ALM değerlerine bağlı olarak düşük (optimum %27 civarı), Klinker VI hammadde karakteristiğine bağlı olarak düşük SİM ve yüksek ALM değerlerine bağlı olarak yükseklik göstermektedir. (Çizelge 6) Klinker V'in yüksek C_3S içermesi erken dayanımı yüksek çimento üretilebileceğini, Klinker VI' nin ise C_2S miktarının yüksek olması geç dayanımı yüksek bir çimento elde edilebileceğini göstermektedir.

Çizelge 6. Klinker ana komponentleri oranı

İçerik	Klinker V %	Klinker VI %
C_3S	70,83	64,48
C_2S	8,77	11,5
C_3A	6,96	9,21
C_4AF	11,29	11,01
Sıvı Faz	24,22	27,99

SONUÇLAR VE ÖNERİLER

Yapılan çalışma neticesinde çamur taşının bünyesine bir miktar demir cevheri ve boksit cevheri katılmak suretiyle oluşturulacak ham madde kompozisyonunun çimento üretiminde kil taşına alternatif olarak kullanılabilirliği sonucuna varılmıştır.

Oluşturulan klinkerler kalite parametreleri açısından karşılaştırıldığında, çamur taşı (klinker V) ile üretilen klinkerin C_3S oranı, kil taşı (klinker VI) ile üretilen klinkerin C_3S oranından % 6,35 daha yüksek çıkmıştır. Bu da klinker kalitesini belirleyen alit oranının çamur taşı ile üretilen klinkerde kil taşı ile üretilen klinkere göre daha yüksek olduğunu göstermektedir. Çamur taşının sıvı faz oranı ise optimum değerden daha düşük, kil taşının sıvı faz oranı ise optimum değerden daha yüksek çıkmıştır. Kil taşı ile oluşturulan farinin kullanımında kemer oluşumu açısından likit faza dikkat edilmesi önemlidir. SİM ve ALM' nin optimum noktaya çekilmesi ile (ilave düzeltici madde kullanımı de-

mir cevheri ve kum gibi) oluşan kil taşı klinkerde klinker kalitesinin ve likit faz miktarının olumlu yönde etkileneceği düşünülmektedir.

Elde edilen laboratuvar ölçekli sonuçlar, çalışmada yakıt kullanılmadığı göz önünde bulundurulacak ele alınmalıdır. Kullanılacak yakıtın pişme kabiliyeti üzerindeki etkisinin değerlendirilmesi de ayrıca önem taşımaktadır.

KAYNAKLAR

Duda, W.H., 1985. International Process Engineering in the Cement Industry. Cement-Data-Book, 1.

Folsberg, J., 1997. The Air-Swept Ring Roller Mill for Clinker Grinding, XXXIX. Cement Industry Technical Conference. 03 May 1997.157-176.

Güllü, D., 2006. Çimento Klinker Fazlarının Mikro Yapısı ve Öğütme Parametreleri Arasındaki İlişkilerin Araştırılması. Yüksek Lisans Tezi, Dokuz Eylül Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü.

Gültekin, F., Hatipoğlu E., Ersoy A., 2009. Ladik-Hamamağdı (Samsun) Sıcak ve Soğuk Su Kaynaklarının Hidrojeokimyası ve Kökenselel Yorumu. Hacettepe Üniversitesi Yerbilimleri Uygulama ve Araştırma Merkezi Dergisi, Yerbilimleri, 31 (2), 111-126.

Gouda, G.R., 1981. Technical Aspects of Comminution in the Cement Industry. World Cement Technology, 112-122.

Korkmaz, A.V., 2017. Çimento Üretiminde Kil Ham Madesine Alternatif Olarak Metaşistin Kullanılabilirliği. Doktora Tezi, İstanbul Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü.

Manias, C., Madsen I.C., and Retallack D., 2001.Plant Optimisation and Control Using Continuous On-line Xrd for Mineral Phase Analysis. ZKG International, 54(3), 138-145.

Öztürk, E., 2016. Çimento Sektöründe Alternatif Ham Madde ve Alternatif Yakıt Kullanımının Çevresel Yararlarının Değerlendirilmesi. Yüksek lisans tezi. Namık Kemal Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü.

Sarı, E., 2008. Samsun'un Genel Jeolojisi ve İmar Planına Ait Çalışmalar. Samsun İmar Raporu.

Telford, T., 1999. Portland Cement Composition, Production and Properties. In: Tomas T. (ed.), Chapter 2, Pergamon Press, Maruzen Company, Tokyo, Japan, 3-10.

TS EN 196-2, 2014, Çimento Deney Metodları, Çimentonun Kimyasal Analizi. Türk Standardları Enstitüsü.

Wilcox, S., 1995. From The Mists of Time. International Cement Review, 73-82.



Orijinal Araştırma / Original Research

ENDÜSTRİYEL ELEMENİN SAYISAL MODELLEMESİ (1. BÖLÜM): AEY MODELİNİN GELİŞTİRİLMESİ VE SINANMASI

NUMERICAL MODELLING OF INDUSTRIAL SCREENING (PART 1):
DEVELOPMENT AND VALIDATION OF DEM MODEL

E. Caner Orhan^{a,*}, Ahad Aghlmandi Harzanagh^{a,**}, Ş. Levent Ergün^{a,***}

^a Hacettepe Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Ankara, TÜRKİYE

Geliş Tarihi / Received : 16 Ağustos / August 2018
Kabul Tarihi / Accepted : 23 Kasım / November 2018

ÖZ

Anahtar Sözcükler:
Modelleme,
Simülasyon,
Ayrık elemanlar yöntemi,
Endüstriyel eleme.

Eleme işlemi cevher hazırlama tesislerinde en yaygın kullanılan birim işlemlerden biridir. Taneli malzemelerin hareketinin modellenmesi ve simülasyonu amacıyla Ayrık Elemanlar Yöntemi'nin (AEY) cevher hazırlama alanında kullanımı özellikle 1990'lı yıllardan itibaren yaygınlaşmaya başlamıştır. Pek çok birim işlemin (öğütme, stoklama, malzeme taşıma, manyetik ayırma vb.) modellenmesinde başarıyla kullanılan AEY, çeşitli tasarım ve işlem değişkenlerinin etkilerini sayısal olarak belirlenmesi ve işlemlerin optimize edilmesi çalışmalarında önemli katkılar sağlamaktadır. Bununla beraber, ülkemizde bu yöntemin kullanıldığı az sayıda çalışmaya rastlanmaktadır.

Bu çalışma kapsamında, AEY kullanılarak eleme işlemi modellenmektedir. Bu sayede, çeşitli işletme ve tasarım değişkenlerinin eleme verimi ve elde edilen ürünlerin özellikleri üzerine etkileri incelenmiştir. Ayrıca, pilot ölçekli bir endüstriyel elek ile eleme testleri gerçekleştirilerek, simülasyonlardan elde edilen veriler ile aynı koşullarda pilot ölçekli testlerden elde edilen verilerin karşılaştırılması sayesinde simülatörün tahmin gücü sınanmıştır. Elde edilen sonuçlar, simülasyon sonuçlarının pilot ölçekli test sonuçları ile oldukça yüksek uyum sergilediğini göstermektedir.

ABSTRACT

Keywords:
Modelling,
Simulation,
Discrete element modelling,
Industrial screening.

Screening is one of the most widely used unit operations in mineral processing plants. The use of Discrete Element Modelling (DEM) for the modelling and simulation of granular material in the area of mineral processing started to widespread since 1990s. DEM, which has been successfully used in modelling of many unit operations (grinding, storage, material handling, magnetic separation, etc.), provides significant contributions to the studies for the quantification of the effects of various design and operating conditions and optimization of operations. Nevertheless, in Turkey, only a small number of studies are encountered where this method is utilized.

In this study, screening operation is modelled using DEM. By this means, the effects of various design and operating variables on the screening efficiency and on the product characteristics were investigated. Additionally, by conducting screening tests on a pilot scale industrial screen, the predicting capability of the simulator was verified by comparing the data obtained from the simulations with the pilot scale tests at the same conditions. The results show that the simulation results present very good agreement with the pilot-scale test results.

* Sorumlu yazar / Corresponding author: eco@hacettepe.edu.tr • <https://orcid.org/0000-0003-2741-0782>

** ahad@hacettepe.edu.tr • <https://orcid.org/0000-0003-3475-7338>

*** lerguson@hacettepe.edu.tr • <https://orcid.org/0000-0002-6500-7540>

GİRİŞ

Eleme işlemi cevher hazırlama tesislerinde en yaygın uygulanan birim işlemlerden birini oluşturmaktadır. Cevherin maden sahasından üretilmesi ile başlayan ve belirli bir süreç sonucu kullanılmaya uygun hale getirilmesi süreci içinde değişik amaçlarla kullanılmaktadır. Eleklerden, boyuta göre sınıflandırma, kırıcılara girecek malzeme boyut aralığını sınırlandırma, susuzlandırma, şlam temizleme, katı kazanımı, yıkama, vb. pek çok amaç için faydalanılmaktadır (Mular vd., 2002).

Eleme işlemi cevher hazırlama ve diğer pek çok alanda (gıda, tekstil, vb.) yaygın olarak uygulanmaktadır. Eleklerin tasarımı, boyutlandırılması ve ayırım etkinliği, bir cevher hazırlama tesisinde hedef ürünlerin miktar ve özellikleri, toplam güç tüketimi ve kırıcıların etkin olarak çalışması ve sonuç olarak tesisin karlılığına doğrudan etki etmektedir. Bu nedenle, eleklerin modellenmesi ile ilgili geçmişte çok sayıda çalışma yapılmıştır. Ancak, ekipmanın performansını ve ürün özelliklerini etkileyen çok sayıda değişken olması, bazı değişkenlerin birbirleriyle ilişkili olması gibi sebeplerle, büyük bir kısmı ampirik veya yarı-ampirik olan modeller geliştirilebilmiştir. Günümüzde kullanılmakta olan elek modelleri, çok sayıda tesis verisinden elde edilmiş performans verilerinden oluşan bir veri tabanına ihtiyaç duyan ve doğru uygulanması oldukça fazla tecrübe gerektiren modellerdir (Elskamp ve Kruggel-Emden, 2014). Bu nedenle, modelleme tekniklerinin ekipman boyutlandırma ve özellikle elek ürünlerinin boyut dağılımını belirleme amacıyla uygulanması kısıtlı kalmaktadır.

Sayısal bilgisayar destekli simülasyonların kullanımı, eleklerin yanı sıra pek çok proses ekipmanlarında tane davranışlarının modellenmesinde gün geçtikçe yaygınlaşmaktadır (Cleary vd., 2003). Eleklerin modellenmesi için, işlem ve tasarım değişkenlerinin etkisinin ayrıntılı olarak ifade edilmesinde konvansiyonel yaklaşımlar yetersiz kalmaktadır. Bu nedenle, konvansiyonel modellerin yanı sıra sayısal modelleme yöntemleri kullanılmaya başlanmıştır.

Taneli malzemelerin hareketlerini hesaplamaya yönelik olarak yaygın bir kullanım alanına sahip olan Ayrık Elemanlar Yöntemi (AEY); madencilik, cevher hazırlama, gıda, malzeme nakil, metalür-

ji, vb. pek çok alanda; taneli malzemelerin hareketleri, birbirleri ve temas ettiği yapılar üzerindeki etkiler (örn. aşınma), mekanik etkiler (örn. tork), elektrostatik etkileşimler, ısı transferleri, vb. hesaplamaların yapılmasını mümkün kılmaktadır. Bu sayede, işlemlerin optimizasyonu, ekipman tasarımı, etkileşimlerin ayrıntılı incelenmesi, vb. çalışmalarda, yardımcı bir mühendislik aracı olarak kullanılmaktadır.

Cevher hazırlama alanında AEY'in kullanımına yönelik olarak, dünya literatüründe oldukça çok sayıda çalışma bulunmasına karşın, ülkemizde bu konuda yapılan az sayıda çalışmaya rastlanmaktadır.

Ayrık elemanlar yöntemi (AEY) ilk olarak Cundall ve Strack (1979) tarafından zemin mekaniği alanında kullanımı amacıyla önerilen sayısal modelleme yöntemlerinden biridir. Taneli malzemelerin hareketlerinin belirlenmesi amacıyla ortaya çıkan bu modelleme yönteminin; boyut küçültme, sınıflandırma, zenginleştirme, vb. konuları kapsayan cevher hazırlama alanında kullanıldığı araştırmalar ise bilgisayar teknolojisindeki gelişmelere paralel olarak özellikle 90'lı yıllarda hız kazanmıştır. Cevher hazırlamada pek çok ekipmanın ve birim işlemin modellenmesinde bu yöntem kullanılabilir.

Özellikle bilyalı değirmenlerde bilya hareketinin 2 ve 3 boyutta incelenmesi, değirmenin harcadığı gücün hesaplanması ve astarlarda meydana gelen aşınmanın incelenmesine yönelik oldukça çok sayıda çalışma bulunmaktadır (Mishra ve Rajamani, 1992). Bunun yanı sıra literatürde, titreşimli değirmen (Yokoyama vd., 1996), silo (Langston vd., 1995), jig (Mishra ve Mehrotra, 2001), yörüngesel bilyalı değirmen (Mio vd., 2002), yığın (Liffman vd., 2001), Hicom değirmen (Nesbit ve Moys, 1998), tambur (Yang vd., 2003), akışkan yatak (Gera vd., 1998), yüksek alan şiddetli rulo tipi manyetik ayırıcı (Orhan, 2008), kırıcılar (Delaney vd., 2015), diğer değirmen çeşitleri (Sinnott vd., 2011) vb. gibi çeşitli ekipmanlarda tane veya bilya hareketlerinin ayrık elemanlar yöntemi kullanılarak incelendiği çalışmalar bulunmaktadır.

Eleme işlemi, büyük oranda taneli yapılardan oluştuğu için AEY'e oldukça uygundur. AEY eleme prosesinin daha iyi anlaşılmasını sağlayarak, model parametrelerinin uygunluğu doğrulandı-

tan sonra, geniş çaplı deneysel araştırma gerekmeden ekipman ve işlem parametrelerinin optimizasyonunun yapılmasına imkan sağlamaktadır.

Eleklerin AEY kullanılarak modellenmesi konusunda dünya literatüründe çalışmalara rastlanmaktadır. Zhao vd., (2011) dairesel titreşimli eleklerin titreşim genliği, atım indeksi ve elek eğiminin elde edilen ürünler ve eleme verimi üzerine etkilerini incelemiştir. Alkhaldi vd., (2008) ve Tung vd., (2011) AEY yöntemini kullanarak tel örgülü elek yüzeylerinin etkisini incelemiştir. Daha sonraki araştırmalarda elek titreşiminin de etkisinin incelendiği (Aghlmandi Harzanagh vd., 2018), muz eleklerin (Liu vd., 2013; Cleary vd., 2009) ve diğer elek tiplerinin modellendiği çalışmalar bulunmaktadır (Xiao ve Tong, 2012). Bunların yanı sıra, tane sıvı etkileşiminden yararlanılarak diğer sayısal modellerle AEY birleştirilerek yaş eleme ile ilgili çalışmalar yapılmıştır (Fernandez vd., 2011).

Eleme işleminin AEY kullanılarak incelendiği çalışmalar bulunmakla birlikte, simülasyon sonucu elde edilen sonuçların deneysel verilerle karşılaştırıldığı çalışmaların oldukça sınırlı sayıda olması sebebiyle, çalışmaların çoğunluğunda simülasyon sonuçlarının gerçeğe uygunluğundan emin olunamamakta ve elde edilen sonuçların fiili durumu ne ölçüde yansıttığı şüpheli hale gelmektedir.

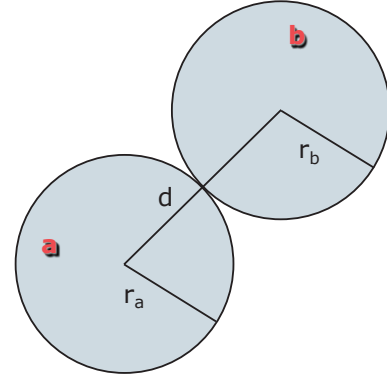
Bu çalışma kapsamında, endüstriyel eleme işlemi AEY model yapısı kullanılarak modellenmekte, çeşitli tasarım ve işlem değişkenlerinin etkileri incelenmekte ve elde edilen simülasyon sonuçları, pilot ölçekli bir elekten elde edilen veriler ile karşılaştırılarak, simülasyon sonuçlarının doğruluğu sınanmaktadır. Gerçekleştirilen çalışmaların ayrıntıları Orhan (2018) tarafından verilmektedir.

1. AYRIK ELEMANLAR YÖNTEMİ (AEY)

1.1. AEY Model Yapısı

Ayrık elemanlar yöntemi, tane hareketinin tahmin edilmesi amacıyla, zamana bağlı olarak yer değiştiren tanelerin üzerine etkiyen kuvvetleri ve hareketlerini belirlemek için kullanılan nümerik bir model ailesidir. Bunun için ilk olarak sistemde bulunan tanelerin arasındaki uzaklıklar hesaplanarak temas halindeki taneler belirlenmektedir. Üç boyutlu uzayda (3D) r_a ve r_b yarıçaplarına sahip

iki küresel tanenin (Şekil 1) temas etmesi Eşitlik 1'de verilen koşulun sağlanması ile mümkündür.



Şekil 1. Tanelerin temas denetimi

$$r_a + r_b > d_{ab} \quad (1)$$

Üç boyutlu uzayda iki tanenin merkezleri arasındaki uzaklık ise;

$$d_{ab} = \sqrt{(x_{b,1} - x_{a,1})^2 + (x_{b,2} - x_{a,2})^2 + (x_{b,3} - x_{a,3})^2} \quad (2)$$

ile hesaplanmaktadır. Eşitlik 2'de, d_{ab} tanelerin merkezleri arasındaki uzaklığı, ise tanelerin merkezlerinin kartezyen koordinat sistemindeki konumunu göstermektedir. Daha sonra, tanelerin üzerine etkiyen normal ve teğetsel yöndeki kuvvetler hesaplanmaktadır.

Normal yönde yay ve tampon mekanizmalarından kaynaklanan kuvvet;

$$F_n = -k_n \Delta x + C_n v_n + m_n \frac{d^2 x_n}{dt^2} \quad (3)$$

ile hesaplanır. Burada k_n normal yöndeki katılık değeri (N/m) ve $\Delta x [= d_{ab} - (r_a + r_b)]$ temas mesafesidir (m). Eşitlik 3'te verilen $k_n \Delta x$ ifadesi yay mekanizmasını temsil etmekte ve çarpışmanın elastik bileşenini oluşturmaktadır. $C_n v_n$ ifadesi ise tampon mekanizmasını temsil etmekte ve çarpışma sırasında enerjinin absorbe edildiği viskoz bileşeni oluşturmaktadır. Eşitlik 4'te, C_n tampon katsayısıdır (Ting ve Corkum, 1992).

$$C_n = -2 \ln \varepsilon \sqrt{\frac{m_{ab} k_n}{\ln^2 \varepsilon + \pi^2}} \quad (4)$$

$$m_{ab} = \frac{m_a m_b}{m_a + m_b} \quad (5)$$

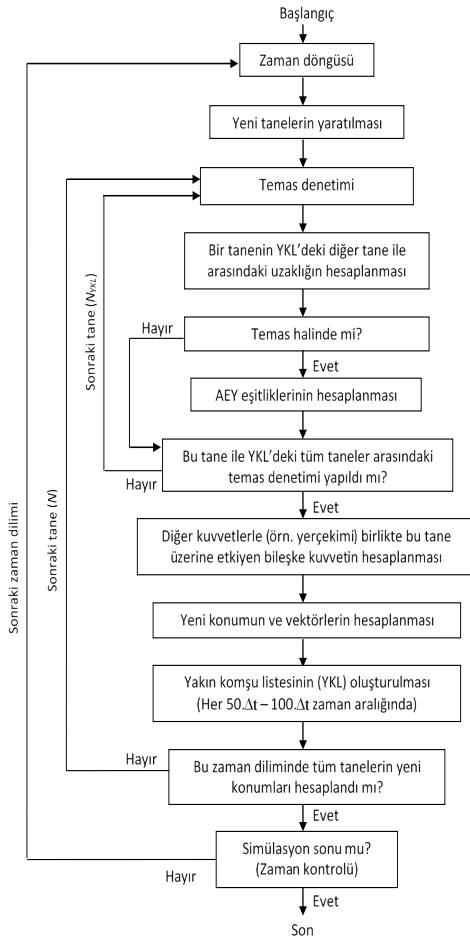
Eşitlik 5'te, m_{ab} indirgenmiş kütle (kg) ve ε geri sıçrama katsayısı (restitution coefficient) olup çarpışma sonrası ve öncesi görece hızların oranı şeklinde tanımlanmaktadır (Kuwabara ve Kono, 1987).

Teğet yöndeki kuvvet ise Eşitlik 6'daki gibi hesaplanmaktadır (P.W. Cleary, 1998);

$$F_s = \min \left\{ k_s \int v_s dt + C_s v_s \right\} / \mu F_n \quad (6)$$

Tane üzerine etkiyen AEY mekanizmalarından kaynaklanan bileşke kuvvetlerin hesaplanmasından sonra Newton'un ikinci yasasından sırasıyla yeni ivme (\ddot{x}), hız (\dot{x}), yer değiştirme (x), moment (M), açılma hız ($\dot{\theta}$) ve açılma yer değiştirme (θ) değerleri hesaplanmaktadır.

AEY'in bir sistemdeki kullanımı Şekil 2'de verilen genel adımları kapsamaktadır (Balevičius vd., 2006).



Şekil 2. Tipik bir AEY simülasyonu algoritması (Orhan, 2008)

1.2. AEY Yazılımları

AEY yazılımları, genel olarak, ticari yazılımlar ve ücretsiz yazılımlar olarak iki grupta değerlendirilebilmektedir. Ticari yazılımların alınması veya kiralanması yüksek maliyetler gerektirmesinin yanı sıra, kullanıcının kaynak koduna erişememesi, model yapılarında değişiklikler yapılamaması, vb. sebeplerle yeterli esnekliğe sahip olamamaktadır. Ancak bu uygulamaların çoğunluğu kolay kullanıma sahip, AEY model yapısı hakkında ayrıntılı bilgi ve tecrübe gerektirmeyen ve genellikle Windows tabanlı yazılımlardır. Ücretsiz yazılımlar ise, genelde serbest ve ücretsiz bir şekilde ulaşılabilen ve çoğunlukla Linux tabanlı işletim sistemlerinde çalışan uygulamalardır. Her ne kadar, bu yazılımlarla çalışmak ticari yazılımlar kadar kolay olmasa da, açık kaynak kodlu olmaları ve kullanıcının model yapılarında arzu ettiği değişiklikleri yapabilmesi, açık kaynak kodlu uygulamaları cazip hale getirmektedir.

Bu çalışma kapsamında, LIGGGHTS (LAMMPS Improved for General Granular and Granular Heat Transfer Simulations) yazılımının 3.6.0 ve 3.7.0 versiyonları kullanılmıştır. LIGGGHTS, taneli sistemlerin simülasyonu için geliştirilen açık kaynak kodlu bir yazılımdır (Goniva vd., 2012). LIGGGHTS; sıvı, katı veya gaz halindeki atom ve moleküllerin hareketlerinin belirlenmesi amacıyla geliştirilen LAMMPS (Large Atomic and Molecular Massively Parallel Simulator) yazılımı temel alınarak geliştirilmiştir. LAMMPS başlangıçta ABD Enerji Bakanlığı'nın (DOE) CRADA (Kooperatif Araştırma ve Geliştirme Anlaşması) kapsamında iki DOE laboratuvarı ve 3 kuruluşun ortak çalışması sonucunda geliştirilmiş ve daha sonra Sandia National Labs tarafından geliştirilmeye devam edilmiştir (LAMMPS, 2017).

2. YÖNTEM

2.1. Ayrık Elemanlar Yöntemi Model Yapısının Geliştirilmesi

Eleme işlemi, cevher hazırlama tesislerinde, bir malzemeden, çeşitli amaçlarla belirli bir boyuttan ince ya da iri malzemelerin ayrılması amacını gütmektedir. Eleklerin, üç boyutta hassas olarak ifade edilebilen bir geometriye sahip olması ve besleme malzemesini oluşturan tanelerin elek üze-

rinde çoğunlukla temel fiziksel prensiplerle (Newton'un hareket kanunları) hareket ediyor olması, eleme işleminin ayırık elemanlar yöntemi (AEY) ile modellenebilmesini mümkün kılmaktadır.

Eleme işleminin AEY ile modellenmesi ve elde edilecek ürünlerin özelliklerinin belirlenmesini hedefleyen bu çalışma kapsamında, LIGGGHTS yazılımı kullanılmıştır.

Bu çalışma kapsamında LIGGGHTS yazılımı hem Windows hem de Linux işletim sistemlerine uygun şekilde derlenmiştir. LIGGGHTS yazılımının kendi veri tabanında barındırdığı farklı fiziksel modeller ve çarpışma modellerini bir simülasyon kapsamında kullanabilmek için, LIGGGHTS'a özel bir kod dili ile model ve simülasyon parametrelerinin tanımlanması gerekmektedir. Bir simülasyonu uygulamak için aşağıda özetlenen bilgilerin belirtilmesi gerekmektedir.

- Yaratılan tanelerin şeklinin belirlenmesi
- İşlemci sayısının belirlenmesi
- Birim sisteminin belirlenmesi (SI, cgs, vb.)
- Simülasyonun gerçekleştiği üç boyutlu hacmin belirlenmesi
- Tanelerin fiziksel özelliklerinin belirlenmesi (Elastisite modülü, Poisson oranı, sürtünme katsayısı, yoğunluk vb.)
- Çarpışma modelinin seçilmesi
- Temas denetiminin zaman aralığının belirlenmesi
- Duvarları oluşturan üç boyutlu çizim dosyasının belirlenmesi
- Üç boyutlu çizimin hareket şeklinin belirlenmesi
- Yaratılan tanelerin, çapı ve tane boyu dağılımının belirlenmesi
- Tanelerin yaratıldığı bölgenin belirlenmesi
- Tanelerin akış hızının belirlenmesi
- Simülasyon süresince oluşturulması istenilen verilerin belirlenmesi (tanelerin konumu, hızı, çapı vb.).
- Verilerin hangi zaman sıklığında yazılmasının belirlenmesi
- Simülasyon süresinin belirlenmesi

Bu bilgiler, LIGGGHTS'ın öngördüğü şekilde metin bazlı olarak, kendi özel yazım dili ile tanımlanmasını takiben simülasyon başlatılır.

Bu çalışma kapsamında gerçekleştirilen simülasyonlarda, LIGGGHTS'ta bulunan ve gerçeğe daha yakın sonuçlar vermesi sebebiyle önerilen (Zhang ve Whiten, 1996) oldukça gerçekçi simülasyonların yapılmasını sağlayan bir temas modeli olan, Hertz modeli kullanılmıştır (Eşitlik 7).

$$F = (K_n \delta n_{ij} - \gamma_n V n_{ij}) + (K_t \delta t_{ij} - \gamma_t V t_{ij}) \quad (7)$$

Burada;

δn : tanelerin normal yönde örtüşme mesafesi

δt : tanelerin teğet yönde örtüşme mesafesi

K_n : normal yönde elastik katılık sabiti

K_t : teğet yönde elastik katılık sabiti

γ_n : normal yönde viskoelastik tampon katsayısı

γ_t : teğet yönde viskoelastik tampon katsayısı

γ_t : iki tanenin görece hızının normal yöndeki bileşeni

Vt : iki tanenin görece hızının teğet yöndeki bileşeni

K_n, K_t, γ_n ve γ_t katsayıları malzeme özelliklerine göre aşağıdaki şekilde hesaplanmaktadır (Eşitlik 8-18).

$$K_n = \frac{4}{3} Y^* \sqrt{R^* \delta_n} \quad (8)$$

$$\gamma_n = -2 \sqrt{\frac{5}{6}} \beta \sqrt{S_n m^*} \geq 0 \quad (9)$$

$$K_t = 8G^* \sqrt{R^* \delta_n} \quad (10)$$

$$\gamma_t = -2 \sqrt{\frac{5}{6}} \beta \sqrt{S_t m^*} \geq 0 \quad (11)$$

$$S_n = 2Y^* \sqrt{R^* \delta_n} \quad (12)$$

$$S_t = 8G^* \sqrt{R^* \delta_n} \quad (13)$$

$$\beta = \frac{\ln(\varepsilon)}{\sqrt{\ln^2(\varepsilon) + \pi^2}} \quad (14)$$

$$\frac{1}{Y^*} = \frac{(1 - v_1^2)}{Y_1} + \frac{(1 - v_2^2)}{Y_2} \quad (15)$$

$$\frac{1}{G^*} = \frac{2(2 - \bar{v}_1)(1 + \bar{v}_1)}{Y_1} + \frac{2(2 - \bar{v}_2)(1 + \bar{v}_2)}{Y_2} \quad (16)$$

$$\frac{1}{R^*} = \frac{1}{R_1} + \frac{1}{R_2} \quad (17)$$

$$\frac{1}{m^*} = \frac{1}{m_1} + \frac{1}{m_2} \quad (18)$$

Burada,

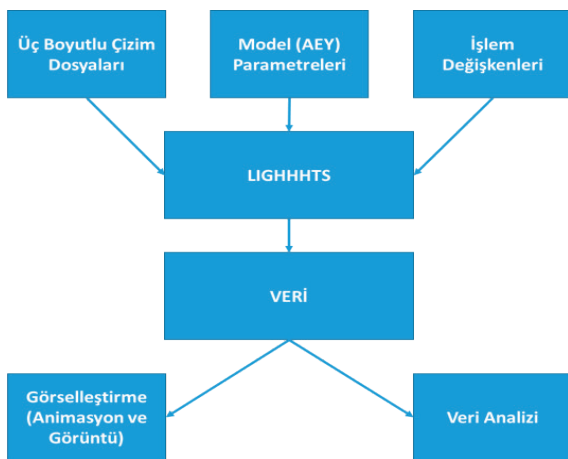
Y^* : Young modülü

G^* : makaslama modülü

ν : Poisson oranı

ε : geri sıçrama katsayısı

LIGGGHTS, her bir simülasyon zaman aralığında her bir tanenin yarıçapı, konumu, hızı, ivmesi, açısal hızı, vb. verileri üretmektedir. Bu çalışma kapsamında, eleme işlemi için gerçekleştirilen simülasyonlarda üretilen verilerin ve veri dosyalarının değerlendirilmesi gerekmektedir. Örneğin, 10 saniyelik bir simülasyon işleminin 10^{-5} saniye mertebesinde simülasyon zaman aralığında yapılması ve her 100 adımda veri dosyasının oluşturulması durumunda 10.000 adet veri dosyasının değerlendirilmesi gerekmektedir. Bu değerlendirme sırasında, her bir tanenin eleğin hangi ürününe (elek-altı veya elek-üstü akışa) gittiğinin belirlenmesi, elek üzerinde durma zamanının hesaplanması ve elek ürünlerinin tane boyu dağılımlarının belirlenmesi amacıyla bu veri dosyalarının taranması gereklidir. Bu amaçla MS Visual Studio proğrı kullanılarak ek bir proğrı yazılmıştır. Bu sayede, simülasyon sonuç dosyalarından yukarıdaki veriler elde edilebilmektedir (Şekil 3).



Şekil 3. LIGGGHTS ile yapılan bir simülasyonun girdi ve çıktı verileri

2.2. Üç Boyutlu Elek Modellerinin Hazırlanması

Herhangi bir AEY simülatöründe olduğu gibi, LIGGGHTS'ta da simülasyonların gerçekleştirilmesi için, üç boyutlu çizimlere ihtiyaç duyulmaktadır. Bu aşamada, herhangi bir CAD çizim yazılımı kullanılarak öncelikle belirlenen ölçülere sahip eleğin çiziminin yapılması ve daha sonra bu çizimin STL (Stereo-Lithography) dosyası olarak LIGGGHTS yazılımına tanıtılması gerekmektedir.

Bu şekilde, farklı tasarım değişkenlerine (elek boyutları, elek açıklığı, elek eğimi, vb.) sahip olacak şekilde elek çizimleri gerçekleştirilmiştir. Hedeflenen çizimin ağ (mesh) yapısı, sistemin tüm ayrıntılarını içermelidir. Bununla beraber ağ yapısındaki hücre sayısının mümkün olduğu kadar düşük olması, simülasyon süresi açısından önem taşımaktadır. Çünkü simülatör, tanelerin birbiri ile çarpışmasının yanı sıra, tanelerin ve elek yüzeyinin çarpışmasını da kontrol etmekte ve gereğinden fazla hücre sayısı simülasyonun tamamlanması için gereken süreyi oldukça uzatabilmektedir.

AEY ile gerçekleştirilen simülasyon çalışmalarının gerçeğe uygunluğunun sınanabilmesi amacıyla gerçekleştirilen laboratuvar çalışmalarında, Hacettepe Üniversitesi Maden Mühendisliği Laboratuvarları'nda bulunan 90×30 cm boyutlarında pilot ölçekli elek kullanılmıştır. AEY simülasyonlarında da bu eleğin birebir eşdeğerinin üç boyutlu çizimleri hazırlanmıştır. Farklı elek açıklıklarında doğrulama deneylerinin gerçekleştirilmesi amacıyla farklı açıklıklara sahip poliüretan elek yüzeyleri Panel A.Ş.'den temin edilmiştir.

Pilot eleğin mevcut besleme sistemi, bir bunker ve bir titreşimli besleyiciden oluşmaktadır ve saatte 20 tona kadar kuru besleme sağlayabilmektedir. Şekil 4'te pilot ölçekli elek ve besleme sistemi verilmektedir. Şekil 5'te ise bu pilot eleğin ölçülerinde hazırlanan üç boyutlu çizim gösterilmektedir.

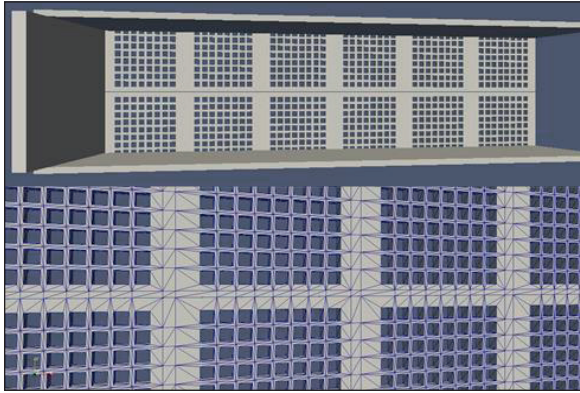
2.3. Simülasyon Koşullarının Belirlenmesi ve Sonuçların Değerlendirilmesi

Üç boyutlu elek tasarımlarının hazırlanmasını takiben, simülasyonlarda kullanılacak malzeme özelliklerinin ve model parametrelerinin belirlenmesi gerekmektedir. Bu doğrultuda belirlenen tane şekli, boyut dağılımı, tanelerin fiziksel özellikleri (yoğunluk, sürtünme katsayısı vd.), zaman

aralığı, eleğin titreşim şekli vb. bilgiler Çizelge 1’de verilmektedir. Gerçekleştirilen simülasyonlarda taneler arasında mevcut olabilecek kohezyon ihmal edilmiştir.



Şekil 4. Pilot ölçekli elek ve besleme sistemi



Şekil 5. Pilot ölçekli eleğin üç boyutlu çizimi (üst), elek yüzeyindeki ağ (mesh) yapısı (alt)

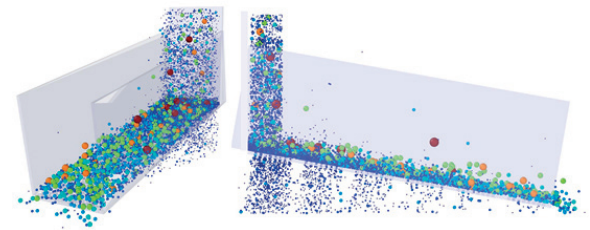
Bir simülasyon, tanelerin besleyicide yaratılması ve eleğe beslenmesi ile başlamaktadır. Elek yüzeyine ulaşan taneler ya elek yüzeyini geçerek elek-altı ürüne ya da elek boyunca ilerleyerek elek-üstü ürüne gitmektedir. Tanelerin hareket verilerinin değerlendirilmesi için sistemin dengeye gelmesi önem taşımaktadır. Denge durumunda, sisteme beslenen tanelerin sayısı ve kütlesi, sistemden çıkan tanelerin (alt akımdan çıkan taneler + üst akımdan çıkan taneler) sayısı ve kütlesine eşit olmalıdır.

Simülasyonlar sonucunda sağlanan veriler, simülasyonun her zaman adımında her tanenin konu-

mu, hızı, açılma hızı, vb. büyük miktarda verinin elde edilmesini sağlar ve bu veriler uygun yazılımlar vasıtasıyla görselleştirilebilmektedir. Bu çalışma kapsamında, bu amaçla OVITO ve PARAVIEW yazılımları kullanılmıştır. Bu yazılımlar, ayrık elemanlar yöntemi, hesaplamalı akışkanlar dinamiği, vb. yöntemlerle gerçekleştirilen simülasyonlardan elde edilen verilerin değerlendirilmesi amacıyla kullanılabilir. Şekil 6’da, gerçekleştirilen simülasyonların sonucunda üretilen bir animasyonun görüntüsü verilmektedir.

Çizelge 1. Simülasyonlarda kullanılan ortak veriler

Besleme yüksekliği (mm)	275
Titreşim tipi	Doğrusal
Elek açıklığı (mm)	10,5 ve 13,0
Elek yüzeyinin boyutları (mm)	300×900
Tanelerin yoğunluğu (kg/m ³)	2700
Tanelerin şekli	Küresel ve küresel olmayan
Elastisite modülü (N/m ²)	5×10 ⁷
Poisson oranı	0,45
Geri sıçrama katsayısı	0,3
Sürtünme katsayısı	0,5
Sürtünme katsayısı (yuvarlanma)	0,01
Zaman aralığı (s)	5×10 ⁻⁶
Simülasyon süresi (s)	25-35 s aralığında



Şekil 6. Simülasyon sonucu üretilen bir animasyon

AEY ile gerçekleştirilen simülasyonlar sonucunda üretilen zamansal verilerden elek-altı ve elek-üstüne giden ürünlerin tane boyu dağılımları ve konumlarına ait verilerin üretilmesi için MS Visual Studio yazılımı kullanılarak bir progr kodu hazırlanmıştır. Bu progr sayesinde, simülasyonda üretilen veriler kullanarak sistemin kararlı duruma gelip gelmediği, bir tanenin alt akıma mı yoksa üst

akıma mı gittiği, alt akım ve üst akımlarının tane boyu dağılımları ve her bir tanenin elek üzerinde kalma süresi gibi ayrıntılı bilgiler elde edilmektedir.

Elde edilen bu veriler değerlendirilirken, eleme işleminin genel verimliliği Eşitlik 19 kullanılarak hesaplanmıştır.

$$E = \frac{c - f}{c(1 - f)} \quad (19)$$

Burada, f , beslemede bulunan kesme boyundan iri malzeme miktarını, ve c , üst akımda bulunan kesme boyundan iri malzeme miktarını göstermektedir. Ayrıca, fraksiyonel bazda eleme işleminin değerlendirilmesi amacıyla, her koşul için partiyon eğrileri oluşturulmuştur. Partiyon katsayısı, beslemedeki belirli bir boyuttaki tanelerin üst akıma giden kısmının yüzdesi olarak belirlenir ve partiyon eğrisi eleğin kesme boyunun yanı sıra eleme işleminin verimliliğini de göstermektedir.

Buna ek olarak, alt akıma geçen tanelerin elek yüzeyinde ortalama kalma süreleri (OKS) de hesaplanmıştır.

Simülasyon çalışmalarının ilk aşamasında, küresel tanelerle simülasyonlar gerçekleştirilmiştir. (Şekil 6). Küresel taneler, simülasyon süresi açısından oldukça önemli avantajlar sağlamaktadır. İlerleyen aşamalarda ise, küresel olmayan taneler ile simülasyonlar gerçekleştirilmiştir. Eleme işleminde iri ve ince tanelerin ayırımında önemli parametrelerden birinin tane şekli olduğu düşünüldüğünde, bu simülasyonlar sayesinde, hem eleme işleminin daha gerçekçi bir simülasyonunun yapılması, hem de küresel ve şekilsiz tanelerin simülasyon sonuçlarının karşılaştırılması mümkün olmuştur. Elde edilen sonuçlar, literatürde rastlanılan ve küresel tanelerin kullanıldığı simülasyon sonuçlarının doğruluğu hakkında da fikir edinilmesini sağlamaktadır.

3. Simülasyonların Doğrulanması

Çeşitli tasarım ve işlem değişkenlerinin eleme performansındaki etkilerini simülasyon yardımıyla incelemeye önce, simülatörün tahmin gücünün sınanması amacıyla pilot ölçekli eğimli titreşimli bir elek (Şekil 4) kullanılarak testler ya-

pılmıştır. 10° yüzey eğimine sahip olan bu eleğin yüzey boyutları (en x boy) 30×90 cm'dir. Farklı elek yüzeyleri kullanımına uygun olan bu elekte 10,5 ve 13mm (kare) açıklıklara sahip olan poliüretan elek yüzeyleri kullanılmıştır. Doğrusal titreşim şekline sahip olan bu eleğin titreşim genliği, titreşim frekansı ve titreşim yönü (yatay yöne göre) sırayla 5mm, 25Hz ve 110° olarak ölçülmüştür. Bu elekte titreşim özelliklerinden sadece titreşim frekansının kontrol edilmesi mümkün olmaktadır. Eleğin güç girişine eklenen frekans dönüştürücü sayesinde titreşim frekansının 0 ve 25 Hz aralığında değiştirilmesi mümkün olmaktadır.

Eleğin besleme sisteminde kullanılan titreşimli besleyicinin akış hızı kontrolü mümkün olduğundan dolayı eleme işleminin farklı tonajlarla yapılması mümkün olmaktadır (maksimum 20 t/saat). Deneysel çalışmalar için bir agrega ocağından -30mm agrega ürünü tedarik edilmiş ve bütün numune elenerek 8 farklı boyut fraksiyonuna (+22,6, -22,6+19, -19+13, -13+11,2, -11,2+8, -8+5,6, -5,6+4, -4+2mm) ayrılmıştır. Elde edilen fraksiyonların orantılı karıştırılması sonucunda istenilen tane boyu dağılımına sahip olan yeterli besleme elde edilmiştir. Bu sayede simülasyonlarda kullanılan aynı tane boyu dağılımına sahip malzeme oluşturulmuş ve simülasyon sonuçları ile karşılaştırılabilmesi amacıyla pilot ölçekli testler yapılmıştır.

Doğrulama çalışmalarını gerçekleştirmek amacıyla kontrol edilebilen parametrelerin (besleme akış hızı, elek açıklığı boyu ve titreşim frekansı) farklı değerlerinde deneyler yapılmıştır. Deneylerde kullanılan bütün parametreler ve malzeme özellikleri birebir kullanılarak her pilot teste eşdeğer olan simülasyonlar gerçekleştirilerek, elde edilen sonuçlar karşılaştırılmıştır.

3.1. Besleme Akış Hızı

Simülasyonların tahmin gücünü incelemek amacıyla pilot ölçekli elekte farklı besleme akış hızlarına sahip deneyler gerçekleştirilmiştir. Voltaj regülatörü sayesinde titreşimli besleyicinin besleme hızı değiştirilebilmektedir. Çizelge 2, deneylerde kullanılan besleme akış hızlarını göstermektedir.

Çizelge 2. Doğrulama deneylerinde kullanılan besleme akış hızları

	Deney 1	Deney 2	Deney 3	Deney 4
Besleme akış hızı (ton/saat)	0,24	3,99	5,33	8,96

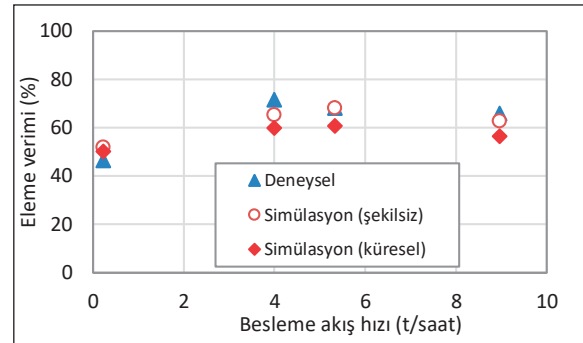
Sistem dengeye geldikten sonra, aynı zamanda alt ve üst akımlardan numuneler alınarak, alınan numunelerin ağırlıkları kaydedildikten sonra bu ürünlerin tane boyu dağılımları belirlenmiştir. Numune alma işleminin süre tutularak yapılması sayesinde ürün akışlarının akış hızları hesaplanmıştır. Elde edilen veriler kullanılarak geri hesaplanmış beslemenin tonajı ve tane boyu dağılımı, eleme işleminin verimliliği ve partiyon katsayıları hesaplanmıştır.

Deneylerde kullanılan besleme akış hızı, besleme tane boyu dağılımı, malzeme özellikleri, titreşim özellikleri, elek yüzeyi boyutları ve eğimi ve elek açıklığı gibi parametrelerin değerleri birebir olarak simülasyon koduna girilerek simülasyonlar gerçekleştirilmiştir.

Farklı tane şekillerinin (küresel ya da küresel olmayan) simülasyon sonuçlarının gerçeğe yakınlığını ne ölçüde etkilediğini belirlemek amacıyla, simülasyonlar hem küresel tanelerle hem de şekilsiz (12 ve 5 küreden oluşan küresel olmayan tane şablonları, "küre kümeleri") tanelerle gerçekleştirilmiştir. Şekil 7'da pilot testler ve simülasyonlar sonucunda elde edilen verilerle hesaplanan eleme verimleri sunulmaktadır.

Şekil 7'ye göre, pilot eleklerle gerçekleştirilen deneylerin eleme verimleri küresel ve şekilsiz tanelerle yapılan simülasyonların sonuçlarına oldukça yakındır. Tüm sonuçlar benzer bir eğilim göstermektedir. Verimlilik en düşük besleme hızında (0,24 t/saat) en düşük değere sahiptir. Pilot test sırasında da, bu besleme hızında bir yatak oluşumunun elde edilemediği gözlenmiştir. Ancak besleme hızının artışıyla eleme verimliliği de artmakta ve yaklaşık 4 t/saat'lik besleme hızında bir tepe değerine ulaşmaktadır. Daha yüksek besleme akış hızlarında eleme verimliliği azalmaktadır. Öte yandan, şekilsiz tanelerle yapılan simülasyon sonuçlarının, pilot ölçekli eleme sonuçlarına çok daha yakın olduğu ortaya çıkmaktadır. Bu durum,

şekilsiz tanelerin AEY simülasyonlarında kullanımının daha başarılı tahminler sağladığını ortaya koymaktadır.



Şekil 7. Çeşitli besleme akış hızlarında gerçekleştirilen pilot test ve simülasyonların eleme verimlilikleri

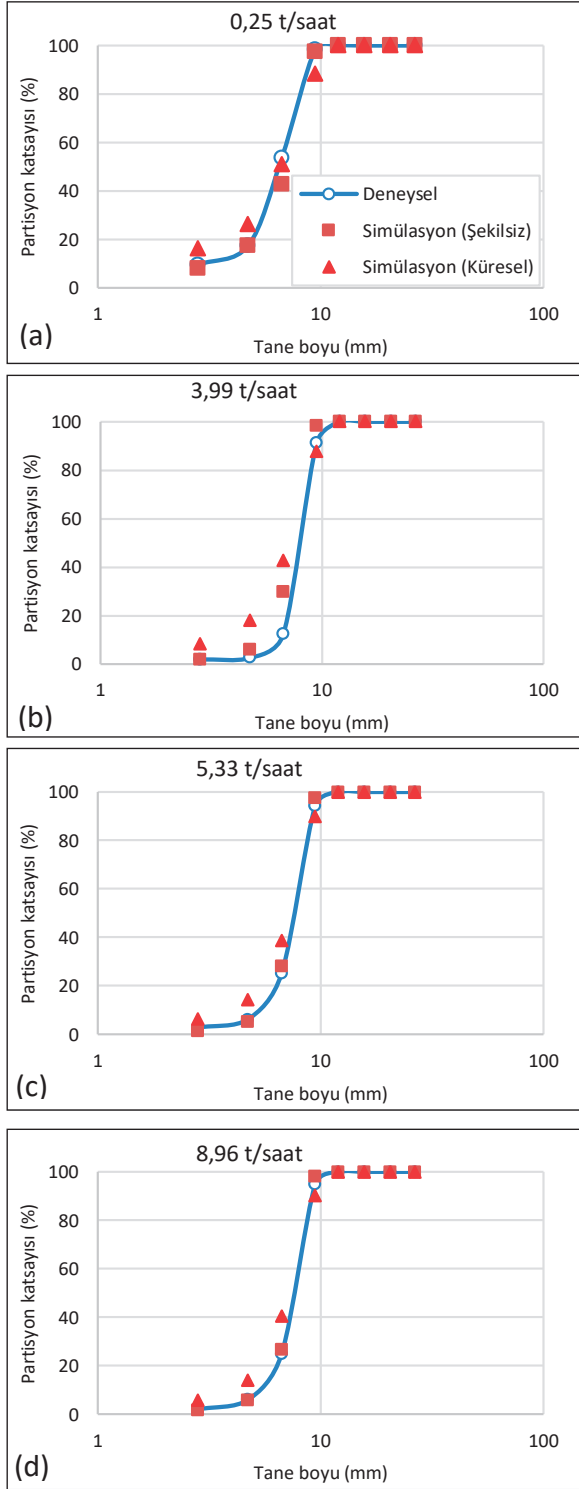
Deneylerde gözlemlendiği üzere, en düşük besleme hızında (0,24 ton/saat) elek yüzeyinde herhangi bir malzeme yatağı oluşmamaktadır. Besleme hızının artışıyla birlikte elek yüzeyinde oluşan malzeme yatağının kalınlığı artmaktadır. Bu durum, tanelerin elek yüzeyi boyunca taşınmasını ve ayrılmasını sağlayan optimum yatak kalınlığının önemini göstermektedir. Simülasyon sonuçlarının da aynı eğilimi takip etmesi, AEY simülasyonunun, eleme işlemi ile ilişkili dinamik süreçleri hassas olarak belirleyebildiğini ortaya koymaktadır.

Şekil 8, farklı besleme hızlarında yapılan pilot test ve simülasyonların performans eğrilerini göstermektedir. Verimlilik eğrilerine benzer bir şekilde, partiyon eğrilerinde de, pilot test ve simülasyonların sonuçları arasında oldukça yüksek bir uyum gözlenmektedir. Ayrıca şekilsiz tanelerle yapılan simülasyonların performans eğrilerinin de pilot test sonuçlarına daha yakın olduğu görülmektedir.

3.2. Elek Açıklığı

AEY ile geliştirilen modelin tahmin gücünün sınanması amacıyla 10,5 ve 13mm açıklıklarına sahip olan elek yüzeyleri ile pilot testler gerçekleştirilmiştir. Besleme akış hızı, besleme tane boyu dağılımı ve diğer parametreler bu deneylerde sabit tutularak yapılan pilot testlerde, sistem dengeye geldikten sonra alt ve üst akımlardan numuneler alınmıştır. Bu numunelerin tane boyu

dağılımları belirlenerek, besleme tane boyu dağılımı, elek verimliliği ve partiyon katsayısı verileri hesaplanmıştır.

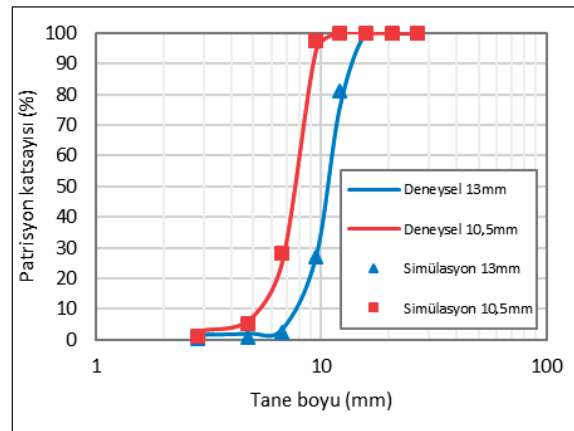


Şekil 8. Çeşitli besleme hızlarında yapılan pilot testler ve simülasyonların partiyon eğrileri

Deneylerde kullanılan koşullar bire bir olarak AEY modeline girilerek simülasyonlar yapılmıştır. Bu simülasyonlarda da, pilot testlere benzer şekilde, besleme tane boyu dağılımı, elek verimliliği ve partiyon katsayıları hesaplanmıştır. Simülasyonların gerçeklik payını artırmak amacıyla şekilsiz taneler (küre-kümelere) kullanılmıştır.

Elek açıklığının 10,5mm'den 13mm'ye artmasıyla, pilot test sonuçlarına göre eleme verimliliği %68,13'ten %80,50'ye yükselmektedir. Simülasyon sonuçlarında ise, eleme verimliliği sırasıyla %67,11 ve %78,38 olarak belirlenmiştir.

Farklı elek açıklıklarında yapılan pilot test ve simülasyonların partiyon eğrileri Şekil 9'da verilmektedir. Görüleceği üzere, pilot test ve simülasyon sonuçlarından hesaplanan partiyon katsayıları arasında çok iyi bir uyum ortaya çıkmaktadır.



Şekil 9. Farklı elek açıklıklarında yapılan deneyler ve simülasyonların partiyon eğrileri

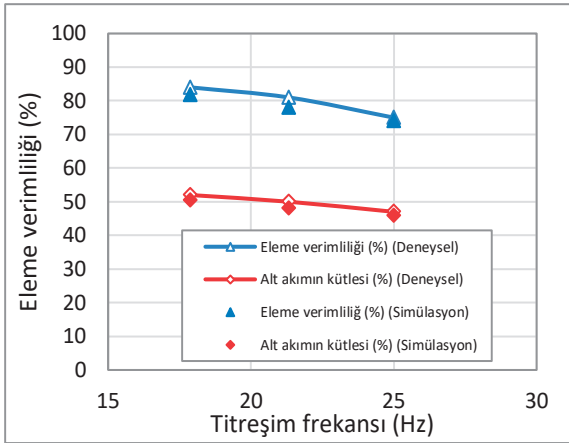
Elek açıklığının artışıyla beklendiği üzere kesme boyu (d_{50}) da artmakta ve partiyon eğrisi sağ tarafa kaymaktadır. Yapılan pilot testlerde 10,5mm'lik eleğin kesme boyu 7,65mm ve 13mm'lik eleğin kesme boyu 10,70mm olarak hesaplanmıştır. Simülasyon sonuçlarına göre, 10,5 ve 13mm'lik eleklerin kesme boyları sırasıyla 7,5 ve 10,30mm olarak hesaplanmıştır.

3.3. Titreşim Frekansı

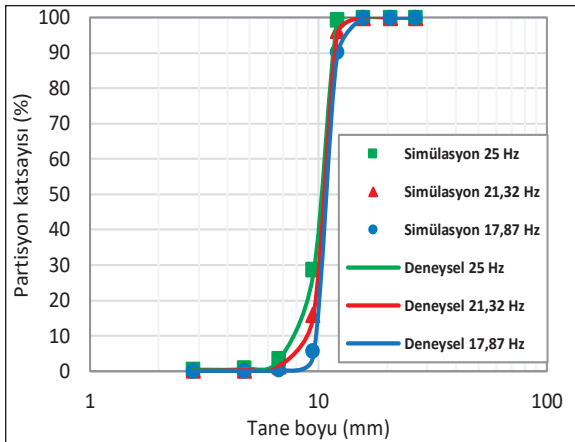
AEY temel alınarak yapılan simülasyonların tahmin gücünün sınanması amacıyla, bir frekans dönüştürücüsü kullanarak 17,87, 21,32 ve 25Hz

titreşim frekanslarında pilot ölçekli testler gerçekleştirilmiştir. Tane boyu dağılımı, besleme akış hızı ve elek açıklığı (13mm), vb. değişkenler sabit tutularak yapılan pilot testlerin ardından, aynı koşullarda simülasyonlar yapılarak pilot ölçekli testler ile simülasyon sonuçları arasındaki uyum incelenmiştir.

Deneysel çalışmalar ve simülasyonların sonucunda elde edilen bilgilere göre, hem pilot ölçekli deneylerde hem de simülasyonlarda, titreşim frekansının artmasıyla elek verimliliği ve alt akımın kütlesi azaldığı belirlenmiştir. Elde edilen sonuçlar pilot testler ve simülasyon sonuçlarının birbirine oldukça yakın olduğunu göstermektedir (Şekil 10).



Şekil 10. Çeşitli titreşim frekanslarında pilot ölçekli testler ve simülasyonlar için hesaplanan eleme verimliliği ve alt akım kütlesi



Şekil 11. Pilot testler ve simülasyonların çeşitli titreşim frekanslarındaki partiyon eğrileri

Şekil 11, deneysel testler ve simülasyonların çeşitli titreşim frekanslarındaki partiyon eğrilerini göstermektedir. Şekil 10'da görüleceği üzere, titreşim frekansının artmasıyla birlikte partiyon eğrilerinin keskinliğinin hem deneysel hem de simülasyon sonuçlarında azaldığı belirlenmiştir. Ayrıca pilot ölçekli ve simülasyon sonuçları arasında oldukça yüksek bir uyum bulunmaktadır.

Çeşitli besleme akış hızı, elek açıklığı ve titreşim frekanslarında yapılan pilot ölçekli doğrulama deneylerin sonucu, AEY'in gerçek eleme işlemini yüksek doğrulukla tahmin edebildiğini göstermektedir. Küresel tanelerle yapılan simülasyon sonuçları gerçek eleme sonuçlarına yakın olmakla birlikte, küresel olmayan tanelerle yapılan simülasyon sonuçlarının gerçek eleme işlemi sonuçlarına daha da yakın olduğu görülmektedir.

SONUÇLAR

Bu çalışma kapsamında sayısal bir modelleme tekniği olan ayrık elemanlar yöntemi (AEY) ile endüstriyel eleme işleminin modellenmesi amacıyla pilot testler ve simülasyonlar gerçekleştirilmiştir.

Geliştirilen simülatörün geçerliliğini sınamak amacıyla yapılan pilot ölçekli testlerde, besleme akış hızı, elek açıklığı ve titreşim frekansı gibi parametrelerin etkileri, aynı koşullarda gerçekleştirilen simülasyon sonuçları ile karşılaştırıldığında, simülasyon sonuçlarının pilot test sonuçlarına yüksek uyum sergilediği belirlenmiştir. Özellikle, küresel olmayan taneler ile gerçekleştirilen simülasyon sonuçlarının, küresel tanelere kıyasla gerçeğe daha yakın sonuçlar ürettiği ortaya çıkmaktadır.

Geliştirilen bu sayısal modelleme yönteminin gerçek deneylerle gösterdiği uyumluluk, sonraki çalışmalarda sadece simülasyon yöntemi ile çeşitli tasarımsal ve işletme parametrelerinin eleme işlemindeki etkilerinin incelenmesini mümkün kılmıştır.

TEŞEKKÜR

Yazarlar, Türkiye Bilimsel ve Teknolojik Araştırma Kurumu'na (TUBİTAK), "Endüstriyel Elemanın Sayısal Modellemesi" (215M368) başlıklı projeye desteğinden dolayı teşekkür eder.

KAYNAKLAR

- Aghlmandi Harzanagh, A., Orhan, E.C., Ergun, S.L., 2018. Discrete Element Modelling of Vibrating Screens. *Miner. Eng.*, 121, 107-121.
- Alkhalidi, H., Ergenzinger, C., Fleißner, F., Eberhard, P., 2008. Comparison Between Two Different Mesh Descriptions Used for Simulation of Sieving Processes. *Granular Matter.*, 10 (3), 223-229.
- Balevičius, R., Džiugys, A., Kačianauskas, R., Maknickas, A., Vislavičius, K., 2006. Investigation of Performance of Programming Approaches and Languages used for Numerical Simulation of Granular Material by the Discrete Element Method. *Computer Physics Communications*, 175 (6), 404–415.
- Cleary, P.W., 1998. Predicting Charge Motion, Power Draw, Segregation and Wear in Ball Mills Using Discrete Element Methods. *Miner. Eng.*, 11, 1061–1080.
- Cleary, P.W., Morrison, R., Morrell, S., 2003. Comparison of DEM and Experiment for a Scale Model SAG Mill. *Int. J. Miner. Process.*, 68, 129–165.
- Cleary, P.W., Sinnott, M.D., Morrison, R.D., 2009. Separation Performance of Double Deck Banana Screens - Part 1: Flow and Separation for Different Accelerations. *Miner. Eng.*, 22, 1218–1229.
- Cundall, P.A., Strack, O.D.L., 1979. A Discrete Numerical Model for Granular Assemblies. *Géotechnique*, 29, 47–65.
- Delaney, G.W., Morrison, R.D., Sinnott, M.D., Cummins, S., Cleary, P.W., 2015. DEM Modelling of Non-Spherical Particle Breakage and Flow in an Industrial Scale Cone Crusher. *Miner. Eng.*, 74, 112–122.
- Elskamp, F., Kruggel-Emden, H., 2014. Review and Benchmarking of Process Models for Batch Screening Based on Discrete Element Simulations. *Adv. Powder Technol.*, 1–19.
- Fernandez, J.W., Cleary, P.W., Sinnott, M.D., Morrison, R.D., 2011. Using SPH One-Way Coupled to DEM to Model Wet Industrial Banana Screens. *Miner. Eng.*, 24, 741–753.
- Gera, D., Gautam, M., Tsuji, Y., Kawaguchi, T., Tanaka, T., 1998. Computer Simulation of Bubbles in Large-Particle Fluidized Beds. *Powder Technol.*, 98, 38–47.
- Goniva, C., Kloss, C., Deen, N., Kuipers, J., Pirker, S., 2012. Influence of Rolling Friction on Single Spout Fluidized Bed Simulation. *Particuology*, 10 (5), 582-591.
- Kuwabara, G., Kono, K., 1987. Restitution Coefficient in a Collision Between Two Spheres. *Jpn. J. Appl. Phys.*, 26, 1230–1233.
- LAMMPS, 2017. Large-scale Atomic/Molecular Massively Parallel Simulator Documentation. Bağlantı adresi: <http://lammps.sandia.gov/doc/Manual.html> (erişim tarihi: 10.04.2017).
- Langston, P.A., Tüzün, U., Heyes, D.M., 1995. Discrete Element Simulation of Granular Flow in 2d and 3d Hoppers: Dependence of Discharge Rate and Wall Stress on Particle Interactions. *Chem. Eng. Sci.*, 50, 967–987.
- Liffman, K., Nguyen, M., Metcalfe, G., Cleary, P., 2001. Forces in Piles of Granular Material: An Analytic and 3D DEM Study. *Granul. Matter*, 3, 165–176.
- Liu, C., Wang, H., Zhao, Y., Zhao, L., Dong, H., 2013. DEM Simulation of Particle Flow on a Single Deck Banana Screen. *Int. J. Min. Sci. Technol.*, 23, 273–277.
- Mio, H., Kano, J., Saito, F., Kaneko, K., 2002. Effects of Rotational Direction and Rotation-to-Revolution Speed Ratio in Planetary Ball Milling. *Mater. Sci. Eng.*, 332, 75–80.
- Mishra, B.K., Mehrotra, S.P., 2001. A Jig Model Based on the Discrete Element Method and its Experimental Validation. *Int. J. Miner. Process.*, 63, 177–189.
- Mishra, B.K., Rajamani, R.K., 1992. The Discrete Element Method for the Simulation of Ball Mills. *Appl. Math. Model.*, 16, 598–604.
- Mular, A.L., Halbe, D.N., Barratt, D.J., 2002. Mineral Processing Plant Design, Practice, and Control. SME, Vancouver, British Columbia.
- Nesbit, P.Q., Moys, M.H., 1998. Load Behaviour in the Hicom Nutating Mill. *Miner. Eng.*, 11, 979–988.
- Orhan, E.C., 2008. Yüksek Alan Şiddetli Kalıncı Miknatıslı Rulo Tipi Kuru Manyetik Ayırıcıların Ayırık Elemanlar Yöntemi ile Modellenmesi. Doktora Tezi, Hacettepe Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü Maden Mühendisliği Bölümü.
- Orhan, E.C., 2018. Endüstriyel Elemanın Sayısal Modellemesi. TÜBİTAK, Proje No: 215M368, Ankara.
- Sinnott, M.D., Cleary, P.W., Morrison, R.D., 2011. Is Media Shape Important for Grinding Performance in Stirred Mills?. *Miner. Eng.*, 24, 138–151.
- Ting, J.M., Corkum, B.T., 1992. Computational Laboratory for Discrete Element Geomechanics. *J. Comput. Civ. Eng.*, 6, 129–146.

Tung, K.L., Chang, T.H., Lin, Y.-F., Chyang, C.-S., 2011. DEM Simulation of a 3D Vertical Vibratory Screening Process: The Study of a Simulated Woven-Mesh Structure. *AIChE J.*, 57, 918–928.

Xiao, J., Tong, X., 2012. Particle Stratification and Penetration of a Linear Vibrating Screen by the Discrete Element Method. *Int. J. Min. Sci. Technol.*, 22, 357–362.

Yang, R.Y., Zou, R.P., Yu, A.B., 2003. Microdynamic Analysis of Particle Flow in a Horizontal Rotating Drum. *Powder Technol.*, 130, 138–146.

Yokoyama, T., Tamura, K., Usui, H., Jimbo, G., 1996. Simulation of Ball Behavior in a Vibration Mill in Relation With its Grinding Rate: Effects of Fractional Ball Filling and Liquid Viscosity. *Int. J. Miner. Process.*, 44–45, 413–424.

Zhang, D., Whiten, W. J., 1996. The Calculation of Contact Forces Between Particles Using Spring and Damping Models. *Powder Technology*, 88 (1), 59-64.

Zhao, L., Zhao, Y., Liu, C., Li, J., Dong, H., 2011. Simulation of the Screening Process on a Circularly Vibrating Screen Using 3D-DEM. *Min. Sci. Technol.*, 21, 677–680.



Orijinal Araştırma / Original Research

ENDÜSTRİYEL ELEMANIN SAYISAL MODELLEMESİ (2. BÖLÜM): TASARIM VE İŞLETME DEĞİŞKENLERİNİN ELEME PERFORMANSI ÜZERİNE ETKİLERİ

NUMERICAL MODELLING OF INDUSTRIAL SCREENING (PART 2): EFFECTS OF DESIGN AND OPERATIONAL VARIABLES ON SCREENING PERFORMANCE

E. Caner Orhan^{a,*}, Ahad Aghlmandi Harzanagh^{a,**}, Ş. Levent Ergün^{a,***}

^a Hacettepe Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Ankara, TÜRKİYE

Geliş Tarihi / Received : 16 Ağustos / August 2018

Kabul Tarihi / Accepted : 23 Kasım / November 2018

Anahtar Sözcükler:

Modelleme,
Simülasyon,
Ayrık elemanlar yöntemi,
Endüstriyel eleme.

ÖZ

Cevher hazırlama tesislerinde yaygın olarak kullanılan eleme işlemi, kırma devrelerinin etkin çalışmasında çok önemli bir yere sahiptir. Eleklerin seçiminde, performanslarının ve ürün boyut dağılımlarının tahmininde yaygın olarak konvansiyonel ampirik ya da yarı-ampirik modeller kullanılmaktadır. Bu modeller, başlıca parametrelerin etkilerini dikkate almakla beraber, bazı tasarım-işletme değişkenlerinin (örn., eleğin eğimi, titreşim sıklığı, yönü ve genliği) ve malzeme özelliklerinin (örn. tane şekli) ürün özelliklerine etkisini sayısal olarak ifade etmekte yetersiz kalmaktadır. Taneli malzemelerin hareketini modelleme amacıyla cevher hazırlama alanında da yaygın olarak kullanılan Ayrık Elemanlar Yöntemi (AEY), eleklerin tasarım ve işletme değişkenlerinin yanı sıra, malzeme ile ilgili değişkenlerin (tane boyu dağılımı, tane şekli, vb.) de ürünlerin özellikleri üzerine etkisini başarıyla tahmin edebilmektedir. Bu çalışma kapsamında, AEY kullanılarak, pilot ölçekli bir eleme işleminde, çeşitli tasarım ve işletme değişkenlerinin eleme performansı ve ürünler üzerine etkileri incelenmektedir.

ABSTRACT

Screening operation, which is widely used in mineral processing plants, is essential in efficient operation of crushing circuits. In the selection of screens and the estimation of screening performance and product size distributions, conventional empirical or semi-empirical models are being widely used. Although these models take into account the effects of major parameters, they are insufficient in numerically expressing the effects of some design-operating variables (such as screen slope, vibration frequency, direction and amplitude) and material characteristics (such as particle shape). Discrete Element Modelling (DEM), which has been widely used also in mineral processing field for the modelling of the motion of the particulate materials, can successfully predict the effects of design and operating parameters and material related variables (size distribution, particle shape, etc.) on the product characteristics. In this study, the effects of various design and operating parameters on screening performance and products are investigated using DEM.

Keywords:

Modelling,
Simulation,
Discrete element modelling,
Industrial screening.

* Sorumlu yazar / Corresponding author: eco@hacettepe.edu.tr • <https://orcid.org/0000-0003-2741-0782>

** ahad@hacettepe.edu.tr • <https://orcid.org/0000-0003-3475-7338>

*** lergun@hacettepe.edu.tr • <https://orcid.org/0000-0002-6500-7540>

GİRİŞ

Eleme işlemi, cevher hazırlama tesislerinde, çeşitli amaçlarla, bir malzemenin içerdiği belirli bir boyuttan ince ya da iri fraksiyonların ayrılması amacını gütmektedir. Eleklerin, 3 boyutta hassas olarak ifade edilebilen bir geometriye sahip olması ve besleme malzemesini oluşturan tanelerin elek üzerinde çoğunlukla temel fiziksel prensiplerle (Newton'un hareket kanunları) hareket ediyor olması, eleme işleminin ayrık elemanlar yöntemi (AEY) ile modellenebilmesini mümkün kılmaktadır.

AEY'in eleme işlemine yönelik ilk uygulamalarından biri Shimosaka vd. (2000)'nin çalışmalarına dayanmaktadır. Bu çalışmada, az sayıda (400 adet) tane içeren ve sürekli olmayan üç boyutlu bir sistem ele alınmakta ve genelleştirilmiş bir model elde etmek amacıyla simülasyonlar gerçekleştirilmektedir. Daha sonraki çalışmalarda ise, sürekli bir eleme işleminde tane boyu ve elek yüzeyinin üzerindeki yatak kalınlığının etkileri modellenmeye çalışılmıştır (Chen ve Tong, 2009; Li vd., 2003). Diğer taraftan küçük çaplı üç boyutlu ve periyodik sınır koşullu bir çalışma Cleary (2004) tarafından gerçekleştirilmiştir. Dong vd. (2009), Alkhalidi ve Eberhard (2007) ve Chen vd. (2010) büyük ölçekli (yüksek kapasiteli) eleme işlemine yönelik modelleme çalışmaları yapmıştır. Literatürde bulunan çalışmaların çoğunluğunda, simülasyonu yapılan tanelerin şekli küresel olarak kabul edilmektedir. Sınırlı sayıdaki çalışmalarda farklı boylardaki kürelerin kombinasyonu sonucunda elde edilen daha karmaşık şekillere sahip küre-kümelere (sphere clumps) temel alınarak daha gerçekçi simülasyonlar yapıldığı görülmektedir (Cleary vd., 2009a; Cleary vd., 2009b; Delaney vd., 2012; Kruggel-Emden ve Elskamp, 2014; Aghlmandi Harzanagh vd., 2018).

Eleme işleminin ayrıntılarıyla incelenmesi doğrultusunda, farklı parametrelerin eleme işlemine etkileri ve optimum koşulların belirlenmesi amacıyla son yıllarda AEY'e dayalı çalışmalara rastlanmaktadır. Zhao vd. (2011) dairesel titreşim şeklinin eleme işlemi üzerine etkilerini incelemiştir. Aynı çalışmada, titreşim genliği ve elek eğimi parametreleri de incelenerek optimum eleme koşulları yorumlanmıştır. Tung vd. (2011) ise farklı tel örgü elek yüzeyleri kullanarak sürekli olmayan (kesikli) bir eleme işleminin simülasyonunu

gerçekleştirmiştir. Diğer çalışmalarda ise muz eleklerin simülasyonu (Liu vd., 2013) ve eleme işlemi etkileyen önemli faktörlerden biri olan titreşim şeklinin (eliptik, dairesel veya doğrusal) eleme işlemi üzerine olan etkileri ortaya konmuştur (Xiao ve Tong, 2012; Dong vd., 2013; Xiao ve Tong, 2013).

Yakın zamanda, tane/akışkan etkileşimi ve sıvı köprüleri nedeniyle ortaya çıkan yapışma kuvvetlerini incelemeye çalışan araştırmalar da gerçekleştirilmiştir (Dong ve Yu, 2012; Fernandez vd., 2011; Hilden, 2007). Jahani vd. (2015) ise açık kaynak kodlu LIGGGHTS uygulamasını kullanarak iki katlı muz eleği modellemekte ve çeşitli tasarım ve işlem değişkenlerinin etkilerini incelemektedir. Jafari ve Saljooghi Nezhad (2016) ise ana hatlarıyla elek yüzeyinde meydana gelecek aşınmanın sayısal olarak ifade edilebilmesi amacıyla çeşitli simülasyon çalışmaları gerçekleştirmiştir. Çizgisel ve dairesel titreşim şekillerinin aksine, Yin vd. (2016) eliptik titreşim şekline sahip olan eleklerin performansını araştırmıştır. Elek yüzeyinde bulunan açıklıkların şekil farkının etkisi ise Dong vd. (2016) tarafından incelenmiştir.

Diğer taraftan, AEY ile modellenen eleme işlemine yönelik çalışmalarda, simülasyon sonuçlarının deneysel verilerle karşılaştırıldığı ve üretilen modellerin gerçeğe uygunluğunun sınındığı çalışmalara literatürde ender olarak rastlanmaktadır. Simülasyon sonuçlarının gerçek verilerle karşılaştırıldığı az sayıdaki çalışmadan bazıları Hilden (2007), Kruggel-Emden ve Elskamp (2014), Zhao vd. (2016) ve Aghlmandi Harzanagh vd. (2018) tarafından gerçekleştirilmiştir.

Yazılı literatürde bulunan doğrulama çalışmalarının yanı sıra, bu çalışmanın 1. Bölümü'nde (Orhan vd., 2019) yapılan model sına deneyleri, eleme işleminin modellenmesi çalışmalarında, tasarım ve işletme değişkenlerinin etkilerinin AEY ile kapsamlı olarak incelenebildiğini ve tanelerin hareketi konusunda oldukça ayrıntılı bilgi elde edilebildiğini göstermektedir. AEY'in kullanımı sayesinde, bilgisayar ortamında çeşitli tasarım ve işletme parametrelerinin eleme performansındaki etkilerini araştırmak mümkün olmaktadır.

Bu çalışmanın 1. Bölümü'nde (Orhan vd., 2019) ayrıntıları verilen AEY model alt yapısı kullanılarak, çeşitli parametrelerin eleme performansındaki etkileri araştırılmıştır.

1. SİMÜLASYON KOŞULLARI

Çeşitli işletme ve tasarım parametrelerinin eleme performansındaki etkilerini araştırmak için yapılan simülasyon çalışmalarında kullanılan malzeme özellikleri ve model parametreleri (tane şekli, boyut dağılımı, tanelerin yoğunluğu, sürtünme katsayısı, zaman aralığı, eleğin titreşim şekli, vb.) Çizelge 1’de sunulmaktadır.

Çizelge1. Simülasyonlarda kullanılan ortak veriler

Tane boyu (mm)	26,6 20,6 15,7 12,1 9,5 6,7 4,7 2,8
Tane boyu dağılımı (%)	10 10 20 8 14 14 14 10
Besleme yüksekliği (mm)	275
Titreşim tipi	Doğrusal
Elek açıklığı (mm)	10,5 ve 13,0
Elek yüzeyinin boyutları (mm)	300×900 (genişlik x uzunluk)
Tanelerin yoğunluğu (kg/m ³)	2700
Tanelerin şekli	Küresel ve küresel olmayan
Elastisite modülü (N/m ²)	5×10 ⁷
Poisson oranı	0,45
Geri sıçrama katsayısı	0,3
Sürtünme katsayısı	0,5
Sürtünme katsayısı (yuvarlanma)	0,01
Zaman aralığı (s)	5×10 ⁻⁶
Simülasyon süresi (s)	25-35 s aralığında

Gerçekleştirilen simülasyon çalışmaları kapsamında, eleme işlemi verimini etkileyen aşağıdaki değişkenler incelenmiştir.

Tasarım Değişkenleri:

- Elek eğimi
- Titreşim genliği
- Titreşim sıklığı (frekans)
- Titreşim yönü

İşlem Değişkenleri:

- Besleme akış hızı
- Besleme tane boyu dağılımı

- Tane şekli
- Tane yoğunluğu

Simülasyon çalışmalarında incelenen değişkenlerin değer aralıkları Çizelge 2’de özetlenmektedir. Bazı simülasyonlarda küresel taneler ve diğerlerinde ise küresel olmayan taneler kullanılmıştır. Küresel olmayan taneler, küre kümeleri kullanılarak modellenmiştir.

Çizelge 2. Simülasyonlarda kullanılan parametrelerin değerleri

İşlem değişkeni	Test edilen aralıklar
Besleme hızı	5, 10, 15, 20 ton/saat
Elek eğimi	5°, 10°, 15°, 20°
Titreşim genliği	3, 4, 5, 6 mm
Titreşim frekansı	15, 20, 25, 30 Hz
Titreşim açısı	30°, 45°, 60°, 90°, 120°, 150°
Tane şekli	Küresel ve Küresel olmayan

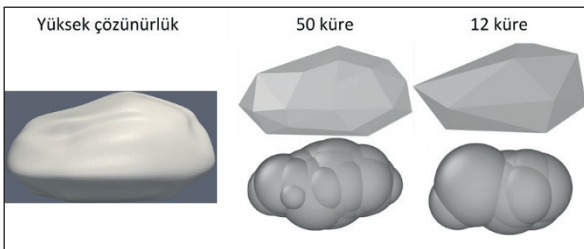
Besleme tane boyu dağılımının etkilerinin incelenmesi amacıyla farklı besleme tane boylarına sahip malzemeler için simülasyonlar gerçekleştirilmiştir. Bu simülasyonlar sırasında Çizelge 1’de verilen boyut dağılımından farklı olarak, elek altına geçmesi gereken fraksiyonların dağılımları farklı olacak şekilde tane boyu dağılımları belirlenmiştir. Bu sayede özellikle, elek açıklığına yakın malzeme miktarının eleme işlem verimine etkileri incelenmiştir (Çizelge 3).

Çizelge 3. Simülasyonlarda kullanılan tane boyu dağılımları

Tane boyu (mm)	Dağılım 1 (%)	Dağılım 2 (%)	Dağılım 3 (%)	Dağılım 4 (%)
26,6	15,0	15,0	15,0	15,0
20,72	10,0	10,0	10,0	10,0
15,72	15,0	15,0	15,0	15,0
11,68	10,0	10,0	10,0	10,0
9,72	50,0	40,0	30,0	20,0
8,49	0	2,5	5,0	7,5
7,48	0	2,5	5,0	7,5
6,48	0	2,5	5,0	7,5
4,9	0	2,5	5,0	7,5
Toplam	100,0	100,0	100,0	100,0

Şekilsiz (küresel olmayan) tanelerin oluşturulmasında LIGGGHTS yazılımının desteklediği çoklu küreler (küre kümeleri, “multispheres” ya da “sphere clumps”) yöntemi kullanılmıştır. Bu yöntem, küreleri birleştirerek, yeni ve küresel olmayan tane şablonlarının oluşturulması prensibine dayanmaktadır. Küre kümelerini oluşturabilmek için kürelerin merkezlerinin koordinatları ve yarıçaplarını içeren bir metin dosyasının LIGGGHTS’a tanımlanması gerekmektedir.

Küresel olmayan taneler gerçeğe daha yakın sonuçlar sağlamakla beraber, bu tane oluşturulan küre kümesinde bulunan küre sayısının çok olması durumunda simülasyonların tamamlanması haftalar mertebesinde süre almaktadır. Dolayısıyla bir şekilsiz tane ifade eden küre kümesinde bulunan küre adedinin de optimize edilmesi gerekmektedir. Buradaki amaç, şekilsiz bir tanenin mümkün olduğunca az sayıda küre ile ifade edilebilmesidir. Bu doğrultuda, optimum sayıda küreyle istenen parçacık şablonlarının oluşturulması amacıyla bir bilgisayar programı hazırlanmıştır. Bu program, gösterilen ayrıntılı ve yüksek çözünürlüklü 3B bir tane modelini alarak, istenen çözünürlüğe ve ayrıntıya göre köşe sayılarını azaltmakta ve daha sonra elde edilen modelin içini kürelerle doldurmaktadır. Bu program algoritmasında, sadeleşmiş tane şeklinin herhangi bir köşesinde bir küre yaratılmakta ve bu küre herhangi diğer bir köşeye temas edene kadar genişletilmekte ve bu işlem bütün köşeler için tekrar edilmektedir. Sonuç olarak istenilen derecede sadeleştirilmiş ve farklı çaplardan oluşan şekilsiz tane şablonu elde edilebilmektedir. Algoritma, ürettiği kürelerin koordinat ve yarıçap bilgisini içeren bir metin dosyasını LIGGGHTS programa uyumlu bir formatta kaydetmektedir. Yüksek çözünürlüklü bir tanenin basitleştirilmesi ve bir küre kümesine dönüştürülmesi Şekil 1’de gösterilmektedir.



Şekil 1. Yüksek çözünürlüklü bir tane şeklinden daha basit bir şekilsiz tanenin elde edilme süreci

Yukarıda belirtildiği üzere, şekilsiz bir tanenin küre kümeleri yöntemi ile oluşturulmasının ardından koordinat-yarıçap dosyası üretilmektedir. Bu dosya LIGGGHTS'ta kullanılırken elde edilen küre-kümesi istenilen ölçüde ölçeklendirilebilmektedir. Bu sayede farklı tane boylarına sahip küre-kümeleri aynı şablon ile üretilebilmektedir. Ancak, bu aşamada ortaya çıkan önemli bir konu, bir küre kümesinin elek boyutunun (sieve diameter) belirlenmesi aşamasıdır. Bu tanenin elek boyutunu doğrudan hesaplamayı sağlayacak bir model ya da yaklaşım bulunmaması sebebiyle, bu çalışma kapsamında yeni bir yaklaşım geliştirilmiştir. Bu yaklaşım, temel olarak, laboratuvarında uygulanan elek analizi işleminin AEY ile simülasyonuna dayanmaktadır. Diğer bir deyişle, oluşturulan bir küre-kümesi AEY ile bilgisayar ortamında elenmiştir. Bu doğrultuda, öncelikle Tyler serisindeki 22,6, 19,0, 13,0, 11,2, 8, 5,6, 4,0, 2,0 mm göz açıklığına sahip ve her biri 10 adet göz içeren eleklerin 3 boyutlu modelleri hazırlanmıştır. Farklı ölçeklerde oluşturulmuş olan bir küre-kümesi bu boyutlu eleklerden AEY kullanılarak bilgisayar ortamında elenmiş ve bu tanenin hangi ölçek değerinde elek altına geçtiği belirlenmiştir. Bu işlem çeşitli ölçek değerleri için tüm elek boylarında tekrar edilerek, bu tane için hangi ölçek değerinin, Tyler serisindeki hangi eleğe denk geldiği hassas bir şekilde belirlenmiştir. Bu sayede endüstriyel eleme işleminin simülasyonu aşamasında, küre-kümeleri arzu edilen tane boyu dağılımında oluşturulabilmektedir.

2. SİMÜLASYON SONUÇLARI VE VERİLERİN DEĞERLENDİRMESİ

Simülasyonlar sonucunda sağlanan veriler, simülasyonun her zaman adımında her tanenin konumu, hızı, açılma hızı, vb. büyük miktarda verinin elde edilmesini sağlamak ve bu veriler uygun yazılımlar vasıtasıyla görselleştirilebilmektedir. Bu proje kapsamında, bu amaçla OVITO ve PARAVIEW yazılımları kullanılmıştır. Bu yazılımlar, ayrık elemanlar yöntemi, hesaplamalı akışkanlar dinamiği, vb. yöntemlerle gerçekleştirilen simülasyonlardan elde edilen verilerin değerlendirilmesi amacıyla kullanılabilir.

AEY ile gerçekleştirilen simülasyonlar sonucunda üretilen zamansal verilerden elek-altı ve elek-üs-

tüne giden ürünlerin tane boyu dağılımları ve konularına ait verilerin üretilebilmesi için MS Visual Studio yazılımı kullanılarak bir program kodu hazırlanmıştır. Bu program sayesinde, simülasyonda üretilen veriler kullanılarak sistemin kararlı duruma gelip gelmediği, bir tanenin alt akıma mı yoksa üst akıma mı gittiği, alt akım ve üst akımların tane boyu dağılımları ve her bir tanenin elek üzerinde kalma süresi gibi ayrıntılı bilgiler elde edilmektedir.

Elde edilen bu veriler değerlendirilirken, eleme işleminin genel verimliliği Eşitlik 1 kullanılarak hesaplanmıştır.

$$E = \frac{c - f}{c(1 - f)} \quad (1)$$

Burada, beslemede bulunan kesme boyundan iri malzeme miktarını, ve üst akımda bulunan kesme boyundan iri malzeme miktarını göstermektedir.

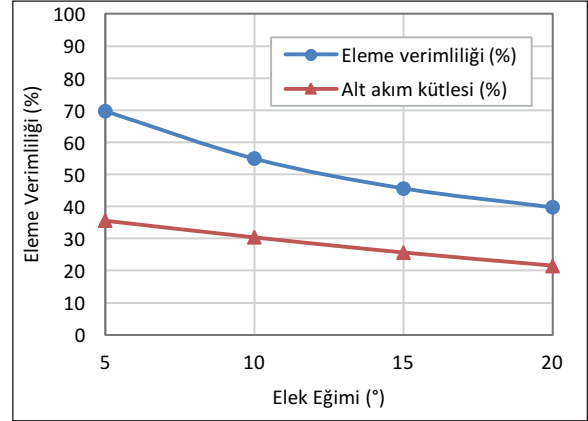
Ayrıca, fraksiyonel bazda eleme işleminin değerlendirilmesi amacıyla, her koşul için partiyon eğrileri oluşturulmuştur. Partiyon katsayısı, beslemeden üst akıma giden tanelerin yüzdesi olarak belirlenir ve partiyon eğrisi eleğin kesme boyunun yanı sıra eleme işleminin verimliliğini de göstermektedir.

Buna ek olarak, alt akıma geçen tanelerin elek yüzeyinde ortalama kalma süreleri (OKS) de hesaplanmıştır.

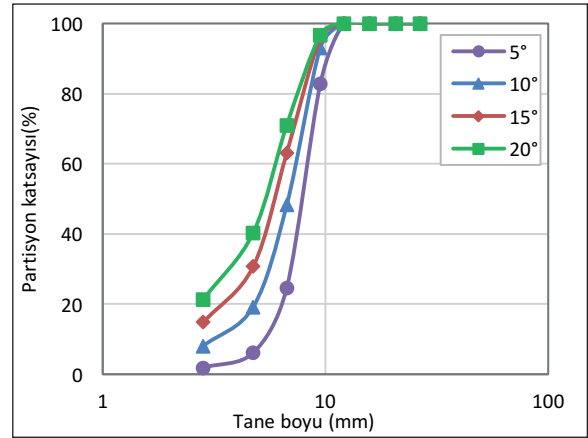
2.1. Elek Eğiminin Etkilerinin İncelenmesi

Elek eğiminin eleme performansı ve ilgili faktörlere olan etkilerini incelemek amacıyla 5°, 10°, 15° ve 20° elek eğimlerinde (Şekil 2) simülasyonlar gerçekleştirilmiştir. Bu simülasyonlarda, cevher özellikleri, eleme geometrisi, eleme hareketi, vb. diğer simülasyon parametreleri sabit tutulmuştur (Çizelge 1).

Şekil 2’te, elek eğimindeki değişimin, elek performansı ve alt akıma giden tanelerin yüzdesi üzerine etkileri gösterilmektedir. Ayrıca Şekil 3’te farklı elek eğimlerinde elde edilen partiyon eğrileri verilmektedir.



Şekil 2. Elek eğiminin elek verimliliği ve alt akımın kütlesi üzerine etkileri

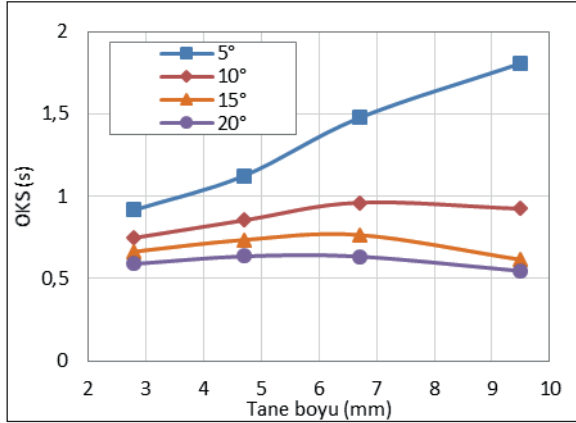


Şekil 3. Farklı elek eğimlerinde elde edilen partiyon eğrileri

Şekil 3’te görüleceği üzere, elek verimliliği ve alt akımın kütlesi elek eğiminin artışıyla azalmaktadır. Şekil 3’te verilen partiyon eğrileri incelendiğinde, eleğin kesme noktasının düşük elek eğimlerinde daha yüksek olduğu ve eleğin daha keskin bir ayırım gerçekleştirdiği görülmektedir. Buna ek olarak, elek açıklığına yakın boyutlu (9,5mm) tanelerin ayırım veriminin, elek eğimi arttıkça azalması, elek eğiminin elek açıklığına yakın boyutta olan tanelerin elenmesinde oldukça etkili olduğunu göstermektedir.

Şekil 4, elek altına geçen tanelerin farklı elek eğimindeki ortalama kalma sürelerini göstermektedir. Beklendiği gibi düşük elek eğimleri, özellikle 5° lik elek eğiminde tanelerin ortalama kalma süreleri (OKS) değerleri daha yüksektir. Bu

da alt akıma geçen tanelerin düşük elek eğimlerinin de elek yüzeyine çarpma ve elek altına geçmek için yeterli zamana sahip olmaları anlamına gelmektedir. Ayrıca elek açıklığına yakın boyutlu tanelerin yüksek OKS'ye sahip olması, bu tanelerin eleğin son kısımlarına dek elek yüzeyinde bulduklarını göstermektedir.

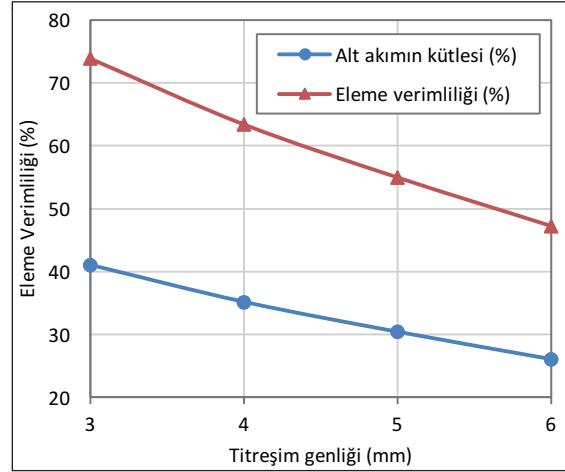


Şekil 4. Tanelerin farklı elek eğimlerinde ortalama kalma süreleri

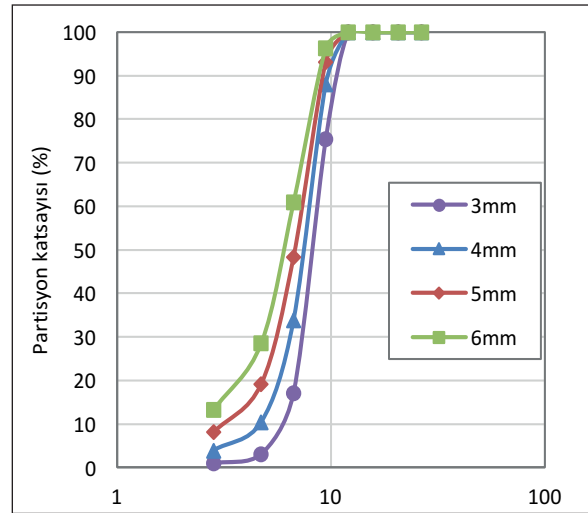
2.2. Titreşim Genliğinin Etkilerinin İncelenmesi

Titreşim genliğinin eleme performansı ve ilgili faktörlere olan etkilerini incelemek amacıyla 3, 4, 5 ve 6mm'lik titreşim genliklerinde simülasyonlar gerçekleştirilmiştir. Şekil 5'te titreşim genliğinin eleme performansı ve alt akıma giden tanelerin miktarı üzerine etkileri verilmekte ve Şekil 6'da ilgili partiyon eğrileri gösterilmektedir.

Şekil 5 ve Şekil 6'da görüleceği üzere, eleme verimliliği ve alt akımın miktarı titreşim genliğiyle azalmaktadır. Yüksek titreşim genliklerinde tanelerin elek yüzeyiyle çarpışma olasılığı düşmekte ve bu nedenle alt akıma geçmesi gereken tanelerin bir kısmı elenmeksizin elek yüzeyini terk etmekte, dolayısıyla eleme verimliliğini düşürmektedir. Partiyon eğrilerinde görüldüğü üzere kesme noktası düşük titreşim genliklerinde daha yüksektir ve daha keskin bir eleme gerçekleşmektedir. Ayrıca elek açıklığına yakın boyutlu tanelerin üst akımdaki verimi düşük titreşim genliklerinde daha düşük olmaktadır. Bu da titreşim genliğinin elek açıklığına yakın boyutlu tanelerin verimli elenmesinde oldukça önemli olduğunu

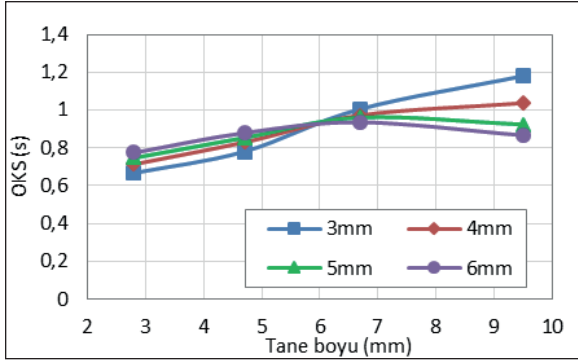


Şekil 5. Titreşim genliğinin eleme verimliliği ve alt akımın kütlelerine etkileri



Şekil 6. Farklı titreşim genliklerinde elde edilen partiyon eğrileri

Şekil 7'de, tanelerin farklı titreşim genliklerinde ortalama kalma süreleri verilmektedir. Görüleceği üzere, ince tanelerin (2,8, 4,7 ve 6,7 mm) ortalama kalma süreleri arasında çok yüksek bir fark bulunmamaktadır. Ancak düşük titreşim genliğiyle elenen tanelerin ortalama kalma süresi iri tanelerde (9,5mm) daha yüksektir. Bu da titreşim genliğinin bir tasarım parametresi olarak eleklerin daha verimli çalıştırılması konusunda oldukça önemli olduğunu göstermektedir.

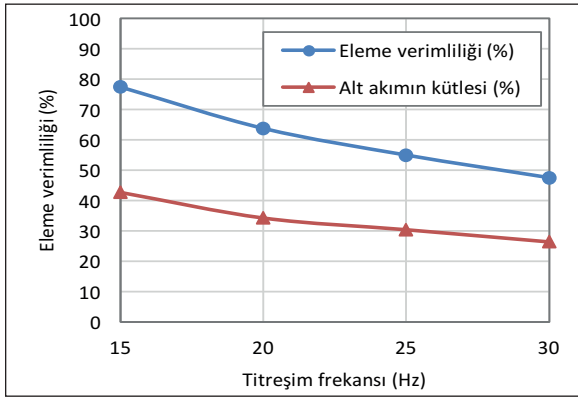


Şekil 7. Tanelerin farklı titreşim genliklerindeki ortalama kalma süreleri

2.3. Titreşim Frekansının Etkilerinin

İncelenmesi

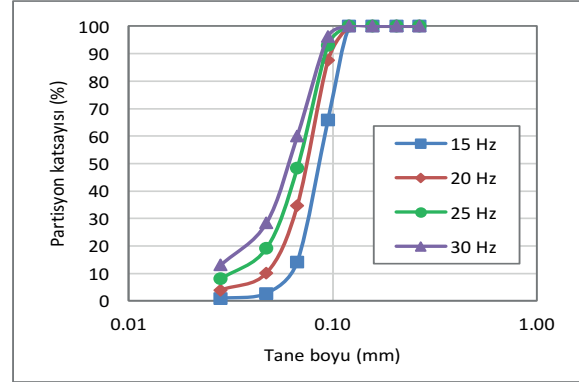
Titreşim sıklığının eleme performansı ve ilgili faktörlere olan etkilerini incelemek amacıyla 15, 20, 25 ve 30 Hz'lik titreşim sıklıklarında, diğer parametreler sabit tutularak (Çizelge 1) simülasyonlar gerçekleştirilmiştir. Şekil 8 eleme verimliliği ve alt akımın kütesinin titreşim frekansına bağlı olarak değişimini göstermektedir. Şekil 9'da ise farklı titreşim sıklıklarında yapılan eleme işlemlerinin partiyon eğrileri verilmektedir.



Şekil 8. Titreşim frekansının eleme verimliliği ve alt akımın kütesine etkileri

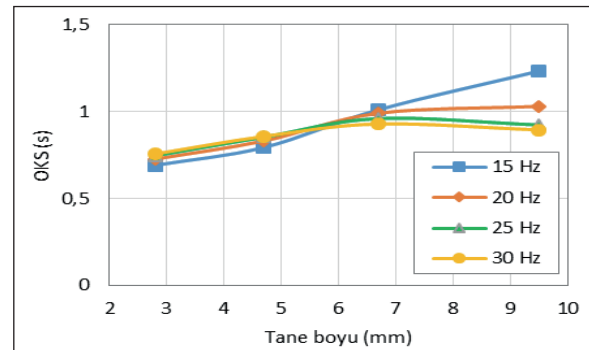
Şekil 8 ve Şekil 9'da görüleceği üzere eleme verimliliği ve alt akımın kütesi titreşim sıklığının artışıyla düşmektedir. Yüksek titreşim sıklıklarında tanelerin elek yüzeyiyle çarpışma olasılığı düşmektedir ve bu nedenle alt akıma geçmesi gereken tanelerin bir kısmı elenmeksizin elek yüzeyini terk etmektedir. Sonuç olarak eleme ve

rimliliğinde azalma ortaya çıkmaktadır. Partiyon eğrileri, kesme noktasının düşük titreşim sıklıklarında daha yüksek olduğunu ve daha keskin bir eleme işleminin gerçekleştiğini göstermektedir. Ayrıca elek altına geçmesi gereken elek açıklığına yakın boyutlu tanelerin (9,5mm), üst akımdaki verimi düşük titreşim sıklıklarında daha düşüktür. Bu da titreşim genliğinin elek açıklığına yakın boyutlu tanelerin verimli elenmesinde oldukça önemli olduğunu göstermektedir.



Şekil 9. Farklı titreşim sıklıklarında elde edilen partiyon eğrileri

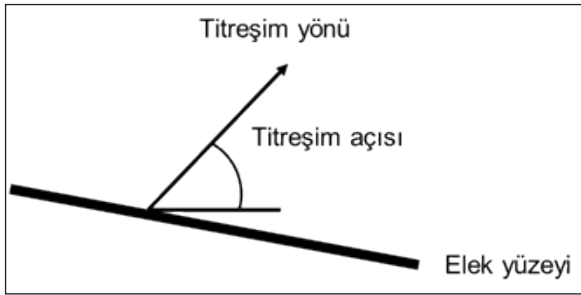
Şekil 10'de, elek açıklığından ince tanelerin farklı titreşim frekanslarında elek üzerinde ortalama kalma sürelerini göstermektedir. Görüldüğü gibi ince tanelerde (2,8, 4,7 ve 6,7 mm), tanelerin ortalama kalma süreleri arasında çok önemli bir fark bulunmamaktadır. Ancak özellikle iri tanelerde (9,5 mm), düşük titreşim sıklığında elenen tanelerin ortalama kalma süresi daha yüksektir. Bu da titreşim sıklığının bir tasarım parametresi olarak elekleri daha verimli çalıştırmak konusunda etkin olduğunu göstermektedir.



Şekil 10. Elek açıklığından ince tanelerin farklı titreşim sıklıklarında elek üzerinde ortalama kalma süreleri

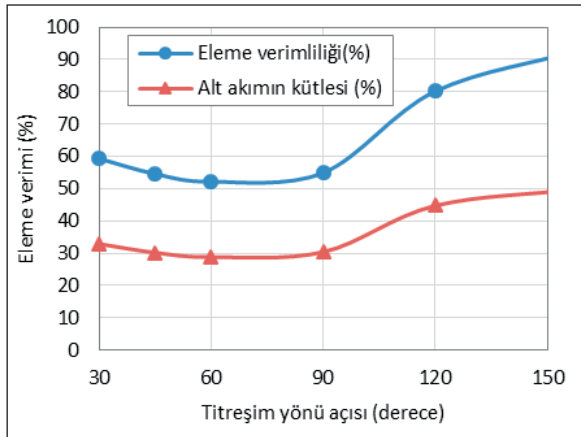
2.4. Titreşim Yönünün Etkilerinin İncelenmesi

Titreşim yönü, tanelere uygulanan kuvvetlerin yönünü ve dolayısıyla tanelerin hızını ve kalma sürelerini kontrol etmesi bakımından, titreşimli eleklerin tasarımında önemli bir parametre olarak ortaya çıkmaktadır. Titreşim yönünün eleme performansındaki etkilerinin incelenmesi amacıyla yatay eksene göre 30°, 45°, 60°, 90°, 120° ve 150° açıyla uygulanan 6 farklı titreşim yönünde simülasyonlar gerçekleştirilmiştir (Şekil 11). Bu simülasyonlarda eleğin titreşim hareketi doğrusal olarak uygulanmıştır.



Şekil 11. Titreşim yönünün şematik gösterimi

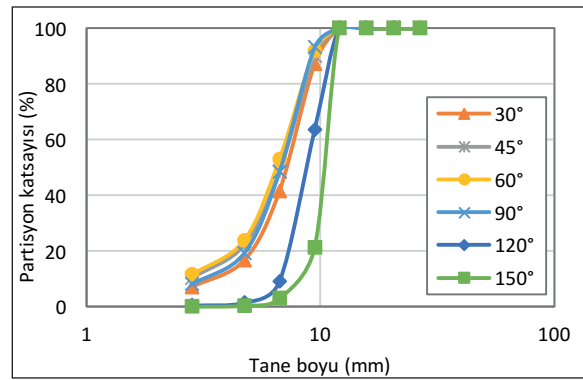
Eleme veriminin ve alt akımın kütesinin titreşim yönüne bağlı olarak değişimi Şekil 12’te verilmektedir. Şekil 13’te ise farklı titreşim yönlerinde yapılan eleme işlemlerinin partiyon eğrileri sunulmaktadır.



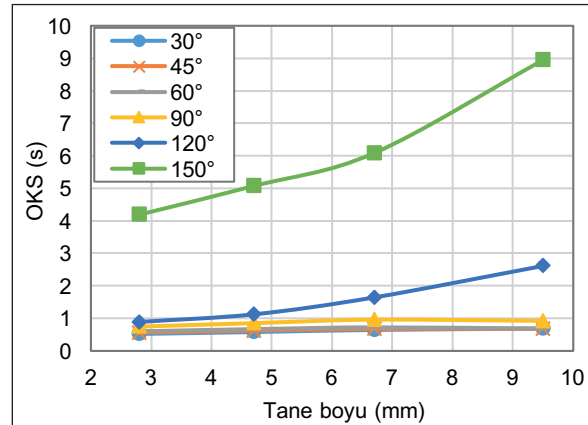
Şekil 12. Titreşim yönünün eleme verimliliği ve alt akımın kütesindeki etkileri

Görülebileceği üzere, 30° ve 90° titreşim yönü aralığında elek verimliliği, alt akımın kütesi ve kesme

noktası değerleri arasında küçük farklılıklar gözlenmekle beraber daha yüksek açılarda (120° ve 150°) bu değerlerde keskin bir artış gözlenmektedir. Yüksek titreşim açılarında, elek üzerindeki tanelere akışa ters yönde bir kuvvet etki etmekte ve taneler elek yüzeyinde daha uzun süre kalmaktadır. Elek üzerinde durma zamanının artması sonucu taneler elek yüzeyi ile daha fazla temas şansı bulmakta ve eleme verimi artmaktadır. 150°’lik açı değerinde yapılan simülasyonun partiyon eğrisi ideal eleme eğrisine yaklaşmakta ve elek açıklığına yakın boyutlu tanelerin yaklaşık %80’i elek altına geçmektedir.

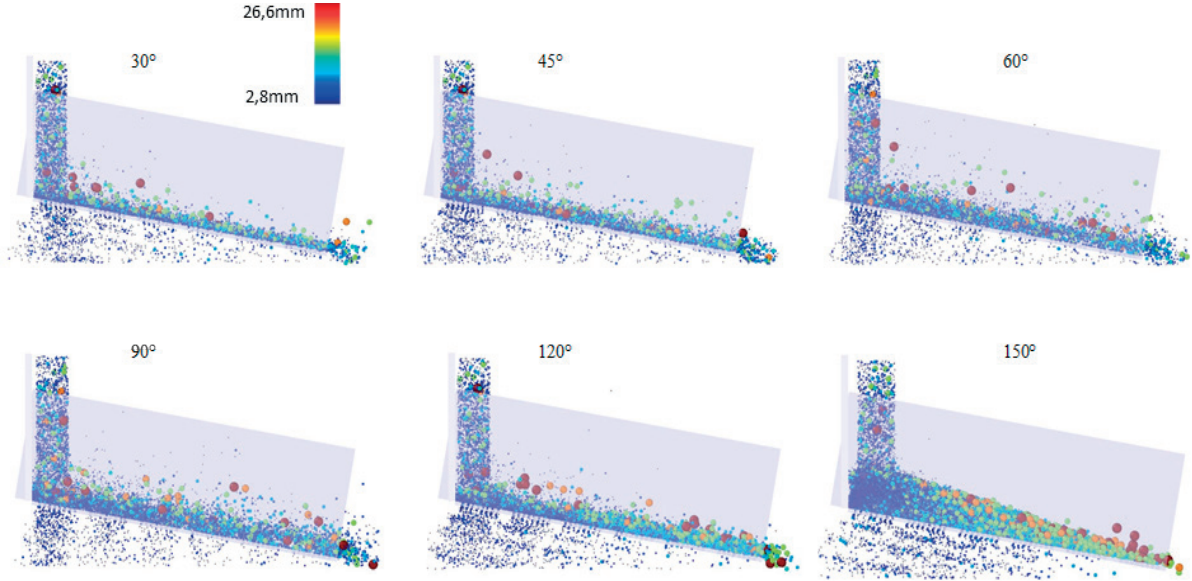


Şekil 13. Farklı titreşim yönlerinde yapılan simülasyonlardan elde edilen partiyon eğrileri



Şekil 14. Tanelerin farklı titreşim yönlerindeki ortalama kalma süreleri

Şekil 14’te elek açıklığından ince tanelerin farklı titreşim yönü değerlerinde elek üzerinde ortalama kalma süreleri verilmektedir. Görüldüğü gibi düşük açılarda (30° - 90°) birbirine yakın ortalama



Şekil 15. Farklı titreşim yönlerinde yapılan simülasyonlarda, sistemin dengeye ulaşmasının ardından elde edilen ekran görüntüleri

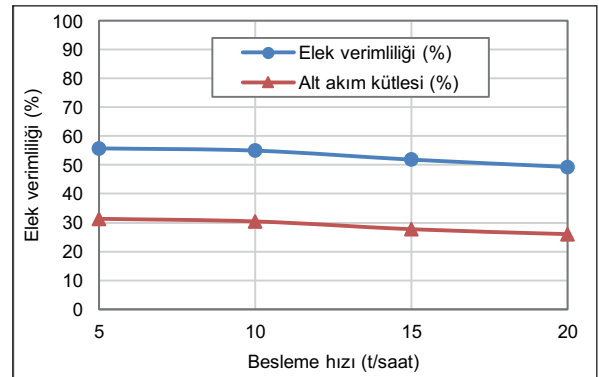
ma kalma süresi değerleri, daha yüksek açılarda (120° ve 150°) oldukça yükselmektedir. 150° açılı simülasyonda iri tanelerin yanı sıra, ince tanelerin de ortalama kalma süreleri diğer simülasyonlara kıyasla oldukça yüksektir. Uzun kalma süresi, eleme performansını artırmasına rağmen eleme kapasitesini düşürmektedir ve eleklerin tasarlanmasında bu iki parametrenin birlikte değerlendirilmesi gerekmektedir.

Şekil 15'da, farklı titreşim yönlerinde yapılan simülasyonlarda, sistemin dengeye gelmesinden sonra elde edilen ekran görüntüleri verilmektedir. Eleme verimliliği, partiyon eğrileri ve tanelerin elek yüzeyinde ortalama kalma süreleri ile uyumlu olarak yatak kalınlığı 120° ve 150° titreşim yönlerinde diğer yönlere kıyasla daha yüksek olmaktadır. Yatak kalınlığının artışıyla taneler elek yüzeyinde daha fazla süre kalmakta ve alt akıma geçme olasılıkları artmaktadır. Her ne kadar test edilen besleme hızı değerinde, 150°'lik titreşim yönü en yüksek verimliliğe sahip olsa da, daha yüksek kapasitelerde yatak kalınlığının çok fazla artmasına paralel olarak elek veriminin azalması kaçınılmaz olacaktır. Sonuç olarak, titreşim yönünün seçiminde verimlilik ve kapasite ölçütlerinin birlikte değerlendirilmesi önem arz etmektedir.

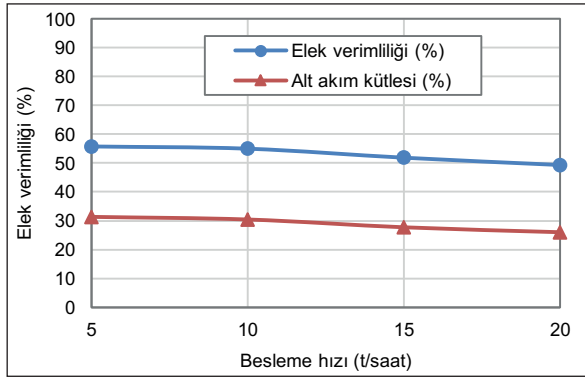
2.5. Besleme Akış Hızının Etkilerinin İncelenmesi

Besleme akış hızındaki değişim, tanelerin arasındaki etkileşimin dinamiği, yatak derinliği gibi parametreleri değiştirmesi sebebiyle eleme işleminin performansını etkilemektedir. Besleme hızının eleme performansı ve ilgili faktörlere olan etkilerini incelemek amacıyla 5, 10, 15 ve 20 ton/saat besleme hızlarında simülasyonlar gerçekleştirilmiştir. Cevher özellikleri, elek geometrisi, eleme hareketi ve benzeri diğer simülasyon parametreleri sabit tutulmuştur.

Şekil 16'de besleme hızının elek performansı ve alt akıma giden tanelerin miktarı üzerine etkisi verilmektedir. Ayrıca, Şekil 17'de farklı besleme hızları için oluşturulmuş partiyon eğrileri verilmektedir.



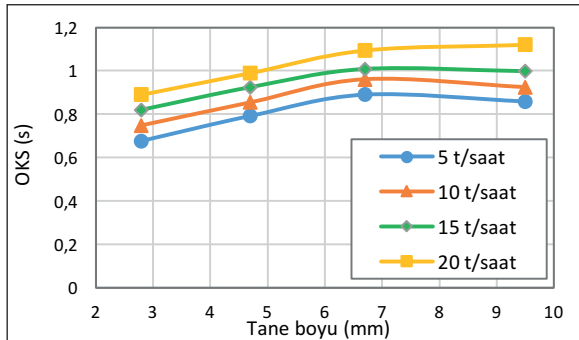
Şekil 16. Besleme hızının elek verimliliği ve alt akımın kütlesi üzerine etkileri



Şekil 17. Farklı besleme hızlarında elde edilen partiyon eğrileri

Görüldüğü gibi, 5 ve 10 ton/saat'lik besleme hızlarında önemli bir farklılık gözlenmemekle beraber, daha yüksek tonajlarda elek verimliliği ve alt akımın kütlesi besleme hızının artışıyla azalmaktadır. Partiyon eğrileri incelendiğinde, besleme hızının artmasıyla, elde edilen kesme boyunun azaldığı görülmektedir.

Alt akıma geçen tanelerin ortalama kalma süresinin (OKS) incelenmesi, OKS'nin besleme hızıyla artışı göstermektedir (Şekil 18). Beklendiği üzere, besleme akış hızının artmasına paralel olarak, tanelerin elek yüzeyine çarpma ve elek-altına geçme olasılığı azalmaktadır. Ayrıca, OKS'nin tane boyu irileştikçe arttığı görülmektedir.



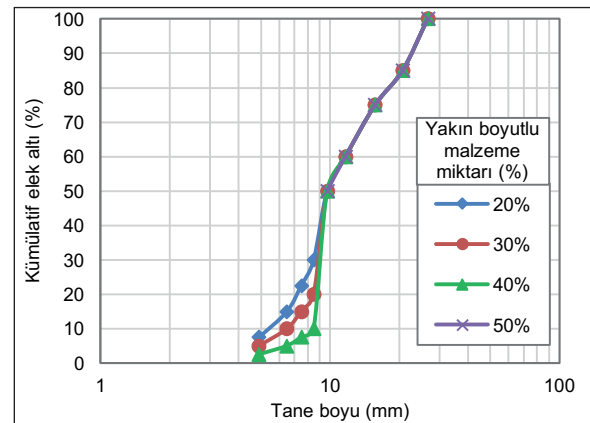
Şekil 18. Tanelerin farklı besleme hızlarında elek üzerinde ortalama kalma süreleri

2.6. Besleme Tane Boyu Dağılımının Etkilerinin İncelenmesi

Önemli işletme parametrelerinden biri olan besleme tane boyu dağılımı eleme performansında etkin bir role sahiptir. Özellikle, elek açıklığına yakın boylara sahip olan tanelerin (near-mesh) miktarının, eleme işleminin verimliliğini önemli

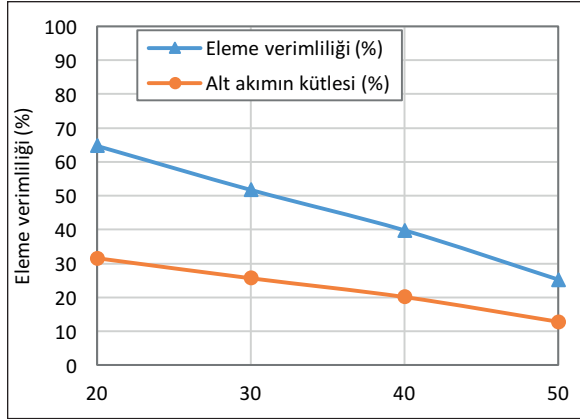
ölçüde etkilediği bilinmektedir. Bu parametrenin etkilerini sayısal olarak araştırmak amacıyla besleme tonajı, besleme fiziksel özellikleri, titreşim özellikleri, yüzey eğimi ve yüzey boyutları gibi tasarım ve işlem değişkenleri sabit tutularak (Çizelge 1), besleme tane boyu dağılımının etkilerinin incelenmesi amacıyla farklı besleme tane boylarına sahip malzemeler için simülasyonlar gerçekleştirilmiştir. Simülasyonlar sırasında kullanılan tane boyu dağılımları, elek altına geçmesi gereken fraksiyonların dağılımları farklı olacak şekilde belirlenmiştir. Bu sayede özellikle, elek açıklığına yakın malzeme miktarlarının eleme işlem verimine etkileri incelenmiştir (Çizelge 3).

Çizelge 3'te belirlenen tane boyu dağılımlarına sahip 4 farklı besleme ile simülasyonlar gerçekleştirilmiştir. Besleme tane boyu dağılımlarında elek açıklığına yakın boya sahip olan tanelerin (9,7 mm) etkisini belirgin olarak incelemek amacıyla, bu tanelerin beslemedeki miktarı sırayla %50, 40, 30 ve 20 olarak varsayılmış ve +9,7 mm'lik tanelerin yüzdesi sabit tutulmuştur. Şekil 19'de hipotetik beslemelerin tane boyu dağılımları verilmektedir.



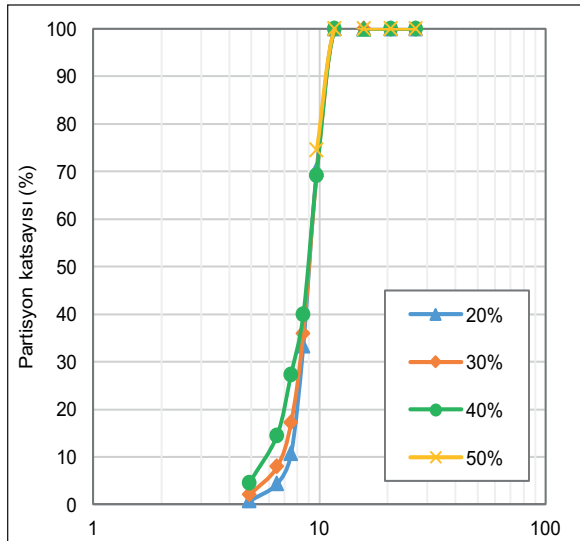
Şekil 19. Farklı yakın boyutlu malzeme içeren beslemelerin tane boyu dağılımları

Simülasyon sonuçlarına göre eleme verimliliği ve alt akımın kütlesi elek açıklığına yakın boya sahip olan tanelerin beslemedeki miktarının artışıyla ciddi bir şekilde azalmaktadır (Şekil 20). Bu tanelerin beslemedeki miktarı arttığı zaman elek gözlerini tıkayarak diğer ince tanelerin de gözlerden geçmesini engellemektedir.



Şekil 20. Farklı yakın boyutlu malzeme içeren beslemelerin eleme verimlilikleri ve alt akım kütleleri

Partisyon eğrileri dikkate alındığında (Şekil 21), elek açıklığına yakın boyutlu tanelerin miktarı arttıkça eğrilerin eğiminin azaldığı, dolayısıyla eleme etkinliğinin azaldığı görülmektedir. Eğriler arasındaki farklılık özellikle ince tane boylarında (4,90, 6,48, 7,48 ve 8,49 mm) ortaya çıkmaktadır. Bu da elek açıklığına yakın boyutlu tanelerin miktarının, ince tanelerin elenmesine de etki ettiğini göstermektedir.

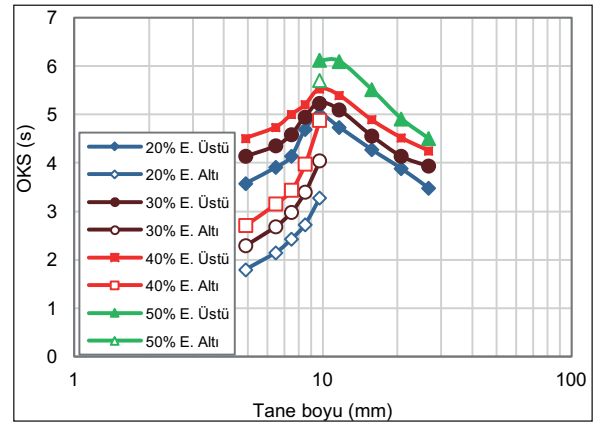


Şekil 21. Farklı miktarda yakın boyutlu malzeme içeren beslemeler için partisyon eğrileri

Farklı elek açıklığına yakın boyutlu taneler içeren beslemelerle yapılan simülasyonlarda, alt ve üst akımlara giden tanelerin, elek yüzeyinde ortalama kalma süreleri Şekil 22'te verilmektedir. Üst

akıma giden tanelerde, elek açıklığına yakın boya sahip olan tanelerin miktarı arttıkça bütün boylardaki tanelerin elek yüzeyinde ortalama kalma süreleri artmaktadır. Ortalama kalma sürelerinin artışı ise elek tonajı ve performansını olumsuz olarak etkilemektedir.

Benzer şekilde, elek açıklığına yakın boya sahip olan tanelerin miktarı arttıkça alt akıma giden tanelerde de ortalama kalma süreleri artış göstermektedir. Elek açıklığına yakın boya sahip tanelerin miktarı arttıkça, elek altına geçmesi gereken taneler, elek altına geçmek için elek yüzeyinde daha uzun süre harcamaktadır. Bu durum, bu koşullarda eleme işleminin zorlaştığını ve ayırım etkinliğinin azaldığını ortaya koymaktadır.

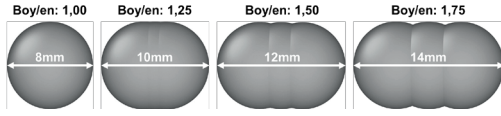


Şekil 22. Farklı oranlarda yakın boyutlu malzeme içeren beslemelerde alt ve üst akıma giden tanelerin elek yüzeyinde ortalama kalma süreleri

2.7. Tane Şeklinin Etkilerinin İncelenmesi

Eleme işleminde, beslemeyi oluşturan tanelerin şeklinin eleme verimi üzerinde etkili olduğu bilinmektedir. Tanelerin şeklinin eleme performansındaki etkilerinin incelenmesi amacıyla, 10mm açıklığa sahip olan elekten elenmek üzere, dört farklı tane şekli tasarlanmıştır. Birinci tane 8mm çapına sahip bir küre ve ikinci tane 3 adet 8mm çaplı küreden oluşturulmuştur. Aynı yönde dizilen bu kürelerin merkezlerinin arasındaki mesafe 1mm olduğunda, elde edilen eliptik şeklin büyük çapı 10mm ve küçük çapı 8mm olmaktadır (Şekil 23). Aynı yaklaşımla oluşturulan üçüncü ve dördüncü tanelerde de kürelerin arasındaki mesafe sırasıyla 2 ve 3mm olarak belirlenmiştir. Bu sayede, elek çapı (sieve diameter) 8mm olan, ancak fark-

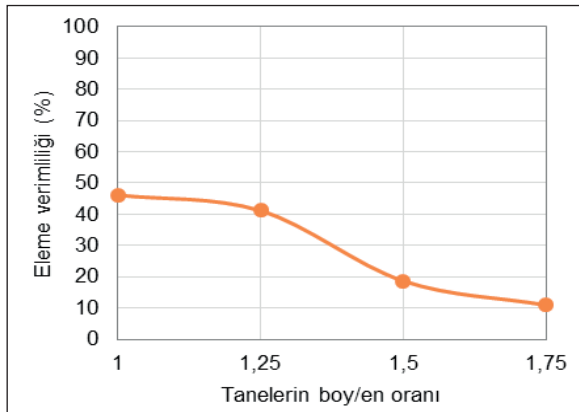
lı boy/en oranlarına sahip taneler elde edilmiştir. Elde edilen tanelerin boy/en oranları sırasıyla 1,0, 1,25, 1,5 ve 1,75 olmaktadır. Şekil faktörleri farklı olmasına rağmen elek çapı 8mm olan bu tanelerin, 10mm'lik elekte elenmesinde ortaya çıkacak sonuçlar AEY simülasyonlarıyla incelenmiştir.



Şekil 23. Farklı boy/en oranlarına sahip tane şekilleri

Tane şeklinin eleme performansındaki etkilerini araştırmak amacıyla gerçekleştirilen simülasyonlarda besleme tonajı, besleme tane boyu dağılımı, tanelerin fiziksel özellikleri, elek yüzeyi eğimi ve titreşim özellikleri gibi değişkenler sabit tutulmuştur (Çizelge 1).

Simülasyon sonuçlarına göre, tanelerin boy/en oranları arttıkça eleme verimliliği düşmektedir (Şekil 24). Boy/en oranı 1,0'den 1,25'e arttığında elek verimliliği yaklaşık %5 azalarak %46,17'den %41,16'ya düşerken, boy/en oranı 1,25'ten 1,5'e arttığında elek verimliliği sert bir düşüşle %18,66'ya gerilemektedir. Boy/en oranının 1,75'e olan çıkması durumunda ise eleme verimliliği %10,94'e düşmektedir (Şekil 24).

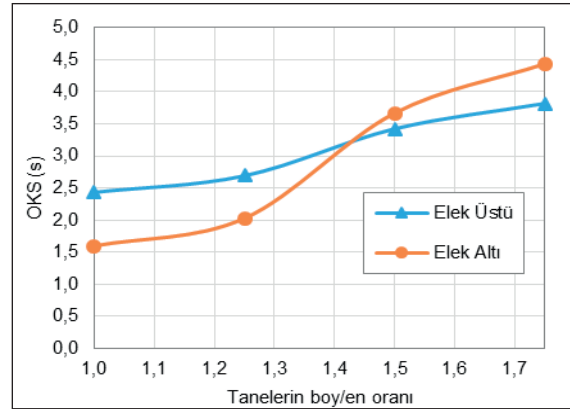


Şekil 24. Farklı boy/en oranlarına sahip olan tanelerin yapılan simülasyonların eleme verimlilikleri

Farklı yönlendirmelerde elek açıklığından geçme ihtimali eşit olan küresel tanelerin aksine, eliptik taneler sadece küçük boyları (elek çapları) yönünde elek açıklığından geçme ihtimaline sahiptir. Bu

yüzden boy/en oranının artışıyla tanelerin alt akıma geçme ihtimali ve dolayısıyla elek verimliliği düşmektedir.

Şekil 25, alt ve üst akımlara giden tanelerin elek yüzeyinde ortalama kalma sürelerini göstermektedir. Boy/en oranının artışıyla alt akıma geçen tanelerin elek yüzeyinde ortalama kalma süreleri artmaktadır. Küresel taneler (boy/en=1) kısa bir sürede elek altına geçerken eliptik taneler (boy/en>1) elek altına geçmek için elek yüzeyinde daha fazla zaman geçirmektedir. Boy/en oranının artışıyla artan ortalama kalma süresi verimlilik düşüğüyle benzer davranışlar göstermektedir. Boy/en oranı 1,0'den 1,25'e çıktığında OKS görece düşük bir artışla 1,6 s'den 2,03 s'ye artarken, boy/en oranı 1,25'ten 1,5'e çıktığında OKS sert bir artışla 3,67 s'ye çıkmaktadır. Boy/en oranının 1,75 olduğu tanelerde ise ortalama kalma süresi 4,44 s'ye çıkmaktadır. Bu benzerlik elek verimliliği ve ortalama kalma süresinin arasındaki ters orantıyı ortaya koymaktadır.



Şekil 25. Farklı boy/en oranlarına sahip beslemeden alt ve üst akıma giden tanelerin elek yüzeyinde ortalama kalma süreleri

SONUÇLAR

Bu çalışma kapsamında sayısal bir modelleme ve simülasyon yöntemi olan ayrık elemanlar yöntemi (AEY) ile endüstriyel eleme işleminin modellemesi amacıyla simülasyonlar gerçekleştirilmiştir. Elek yüzeyinin eğimi, titreşim genliği, titreşim frekansı (sıklığı), titreşim yönü gibi tasarım değişkenlerinin yanı sıra, besleme akış hızı, besleme tane boyu dağılımı, tane şekli gibi işlem değişkenlerinin eleme performansındaki etkilerinin incelenmesi

amacıyla her biri en az 2-3 gün süren (bazı koşullarda 1 haftayı bulan) 40'ı aşkın simülasyon gerçekleştirilmiştir. Yapılan çalışmalarda elde edilen bulgular aşağıda özetlenmektedir.

- Elek yüzeyinin eğiminin artışıyla eleme verimliliği ve alt akımın kütlesi azalmakta ve eleğin kesme boyu azalmaktadır. Daha düşük elek yüzeyi eğimlerinde elek açıklığına yakın boyutlu tanelerin daha verimli elendiği gözlemlenmiştir. Elek yüzeyinin eğimi ve eleme kapasitesinin arasında ters orantı olduğu düşünüldüğünde, belirli bir eleme verimi hedefi için optimum eğimin belirlenmesi mümkün olmaktadır.

- Titreşim genliğinin artması sonucunda, tanelerin elek yüzeyine temas etme olasılığı azalmakta ve eleme verimliliği, alt akımın kütlesi ve eleğin kesme boyu düşmektedir. Eleme verimliliğinde çok önemli olan bir nokta olan elek açıklığına yakın boyutlu tanelerin eleme verimi, titreşim genliğinin azalmasıyla artmaktadır. Diğer taraftan, belirli bir eleme verimi hedefi için, titreşim genliğinin düşük olması durumunda besleme akış hızının da düşük tutulması gerekmektedir. Dolayısıyla istenilen hedefe en uygun titreşim genliği belirlenebilmektedir.

- Titreşim frekansının artışıyla taneler ve elek yüzeyinin çarpışma olasılığının düşmesiyle birlikte eleme verimliliği, alt akımın kütlesi ve eleğin kesme boyu düşmektedir. Eleme verimliliğinde çok önemli olan elek açıklığına yakın boyutlu tanelerin eleme verimi, titreşim frekansının düşüşüyle artmaktadır.

- Titreşim eğiminin 30° ve 90° arasındaki değişimi eleme verimliliğini önemli bir ölçüde etkilemekle beraber, 120° ve 150° titreşim eğimlerinde eleme verimliliği, alt akımın kütlesi ve eleme kesme boyu belirgin oranda artmaktadır. Titreşim yönü açısının artışıyla tanelerin elek yüzeyinde kalma süreleri artmaktadır.

- Çok düşük besleme akış hızlarında elek yüzeyinde malzeme yatağı oluşmaması sebebiyle eleme verimliliği çok düşük olmaktadır. Ancak besleme hızının artışıyla eleme verimliliği, alt akım kütlesi ve eleme kesme boyu artarak bir tepe noktasına ulaşmaktadır. Diğer taraftan, aşırı yüksek besleme akış hızlarında tanelerin elek yüzeyinde yığılmasıyla birlikte malzeme yatağının derinliği artarak elenmesi gereken tanelerin elek

açıklıklarına ulaşma ihtimali azalmakta ve elek verimliliği düşmektedir.

- Elek açıklığına yakın boyutlu tanelerin beslemedeki oranlarının eleme verimi üzerine etkisi incelendiğinde, yakın boyutlu tanelerin beslemedeki miktarının artmasıyla eleme verimliliği ve alt akım kütesinin azaldığı görülmektedir. Ancak eleme kesme boyunda belirgin bir farklılık gözlemlenmemektedir. Bu tanelerin beslemedeki miktarı arttıkça alt akım ve üst akıma giden tanelerin elek yüzeyinde ortalama kalma süreleri de artmaktadır. Dolayısıyla belirli bir verim hedefi için, beslemedeki elek açıklığına yakın boyutlu tanelerin oranının artması durumunda besleme hızının düşürülmesi kaçınılmaz olmaktadır.

- Çeşitli boy/en oranlarına sahip tanelerle yapılan simülasyon sonuçlarına göre, tanelerin boy/en oranının artmasıyla eleme verimliliği ve alt akım kütlesi azalmaktadır. Ayrıca yüksek boy/en oranına sahip tanelerle yapılan eleme işlemlerinde eleme kapasitesi düşmektedir.

Yapılan çalışmalar, AEY yaklaşımının eleme işleminin modellenmesinde yüksek tahmin gücüne sahip olduğunu göstermektedir. Özellikle, cevherleri oluşturan şekilsiz tanelerin küresel kabul edilmesi durumunda tahmin gücü azalmaktadır. Küresel olmayan tanelerin (küre-kümelere) kullanılması durumunda gerçeğe çok yakın sonuçlar elde edilebilmektedir (Orhan, 2019). Küre-kümelere yaklaşımının, cevheri oluşturan tanelerin şekilsizliğini birebir ifade etmekte yetersiz kalması ve bu yaklaşımda köşeli tanelerin oluşturulamaması, gerçek veriler ve simülasyon sonuçları arasında kalan düşük miktardaki farkın, en önemli etkeni olarak ortaya çıkmaktadır.

AEY'in toplam verim, partiyon eğrileri ve ürünlerin tane boyu dağılımlarını yüksek doğrulukla sağlayabilmesinin yanı sıra, herhangi bir tane veya tane boyu fraksiyonunun durma zamanının belirlenmesi, eleğin herhangi bir bölgesindeki yükün belirlenmesi amacıyla tanelerin izlenebilmesi, yatak malzemesinin ve tabakalanmanın incelenmesi, vb. pek çok değişkenin sayısal olarak belirlenmesini sağlamaktadır. Bu çalışma kapsamında geliştirilmiş olan model yapısının, tesis tasarımı, elek tasarımı, optimizasyonu ve performanslarının değerlendirilmesi çalışmalarında kullanılabilecek, yüksek tahmin gücü sağlayan bir araç olduğu ortaya konmaktadır.

TEŞEKKÜR

Yazarlar, Türkiye Bilimsel ve Teknolojik Araştırma Kurumu'na (TUBİTAK), "Endüstriyel Elemenin Sayısal Modellemesi" (215M368) başlıklı projeye desteğinden dolayı teşekkür eder.

KAYNAKLAR

Aghlmandi Harzanagh, A., Orhan, E. C., Ergün, S. L., 2018. Discrete Element Modeling of Vibrating Screens. *Miner. Eng.*, 121, 107-21.

Alkhalidi, H., Eberhard, P., 2007. Particle Screening Phenomena in an Oblique Multi-Level Tumbling Reservoir: A Numerical Study using Discrete Element Simulation. *Granul. Matter*, 9, 415-429.

Chen, Y.H., Tong, X., 2009. Application of the DEM to Screening Process: A 3D Simulation. *Min. Sci. Technol.*, 19, 493-497.

Chen, Y.-S., Hsiao, S.-S., Lee, H.-Y., Chyou, Y.-P., Hsu, C.-J., 2010. Size Separation of Particulates in a Trommel Screen System. *Chem. Eng. Process. Process Intensif.*, 49, 1214-1221.

Cleary, P.W., 2004. Large Scale Industrial DEM Modeling. *Eng. Comput.*, 21, 169-204.

Cleary, P.W., Sinnott, M.D., Morrison, R.D., 2009a. Separation Performance of Double Deck Banana Screens - Part 1: Flow and Separation for Different Accelerations. *Miner. Eng.*, 22, 1218-1229.

Cleary, P.W., Sinnott, M.D., Morrison, R.D., 2009b. Separation Performance of Double Deck Banana Screens - Part 2: Quantitative Predictions. *Miner. Eng.* 22, 1230-1244.

Delaney, G.W., Cleary, P.W., Hilden, M., Morrison, R.D., 2012. Testing the Validity of the Spherical DEM Model in Simulating Real Granular Screening Processes. *Chem. Eng. Sci.*, 68, 215-226.

Dong, H., Liu, C., Zhao, Y., Zhao, L., 2013. Influence of Vibration Mode on the Screening Process. *Int. J. Min. Sci. Technol.*, 23, 95-98.

Dong, K., Esfandiary, A.H., Yu, A.B., 2016. Discrete Particle Simulation of Particle Flow and Separation on a Vibrating Screen: Effect Of Aperture Shape. *Powder Technology*, 317, 195-202.

Dong, K.J., Yu, A.B., 2012. Numerical Simulation of the Particle Flow and Sieving Behaviour on Sieve Bend/Low Head Screen Combination. *Miner. Eng.*, 31, 2-9.

Dong, K.J., Yu, A.B., Brake, I., 2009. DEM Simulation of Particle Flow on a Multi-Deck Banana Screen. *Miner. Eng.*, 22, 910-920.

Fernandez, J.W., Cleary, P.W., Sinnott, M.D., Morrison, R.D., 2011. Using SPH One-Way Coupled to DEM to Model Wet Industrial Banana Screens. *Miner. Eng.*, 24, 741-753.

Hilden, M.M., 2007. A Dimensional Analysis Approach to the Scale-Up and Modelling of Industrial Screens. PhD Thesis, University of Queensland.

Jafari, A., Saljooghi Nezhad, V., 2016. Employing DEM to Study the Impact of Different Parameters on the Screening Efficiency and Mesh Wear. *Powder Technol.*, 297, 126-143.

Jahani, M., Farzanegan, A., Noaparast, M., 2015. Investigation of Screening Performance of Banana Screens Using LIGGGHTS DEM Solver. *Powder Technol.*, 283, 32-47.

Krugger-Emden, H., Elskamp, F., 2014. Modeling of Screening Processes with the Discrete Element Method Involving Non-Spherical Particles. *Chem. Eng. Technol.*, 37, 847-856.

Li, J., Webb, C., Pandiella, S.S., Campbell, G.M., 2003. Discrete Particle Motion on Sieves - A Numerical Study using the DEM Simulation. *Powder Technol.*, 133, 190-202.

Liu, C., Wang, H., Zhao, Y., Zhao, L., Dong, H., 2013. DEM Simulation of Particle Flow on a Single Deck Banana Screen. *Int. J. Min. Sci. Technol.*, 23, 273-277.

Orhan, E.C., Aghlmandi Harzanagh, A., Ergün, L., 2019. Endüstriyel Elemenin Sayısal Modellemesi (1. Bölüm): AEY Modelinin Geliştirilmesi ve Sınanması. *Bilimsel Madencilik Dergisi*, 58 (1), 17-30.

Shimosaka, A., Higashihara, S., Hidaka, J., 2000. Estimation of the Sieving Rate of Powders using Computer Simulation. *Adv. Powder Technol.*, 11, 487-502.

Tung, K.L., Chang, T.H., Lin, Y.-F., Chyang, C.-S., 2011. DEM Simulation of a 3D Vertical Vibratory Screening Process: The Study of a Simulated Woven-Mesh Structure. *AIChE J.*, 57, 918-928.

Xiao, J., Tong, X., 2012. Particle Stratification and Penetration of a Linear Vibrating Screen by the Discrete Element Method. *Int. J. Min. Sci. Technol.*, 22, 357-362.

Xiao, J., Tong, X., 2013. Characteristics and Efficiency of a New Vibrating Screen with a Swing Trace. *Particology*, 11, 601-606.

Yin, Z., Zhang, H., Han, T., 2016. Simulation of Particle Flow on an Elliptical Vibrating Screen Using the Discrete Element Method. *Powder Technol.*, 302, 443-454.

Zhao, L., Zhao, Y., Liu, C., Li, J., Dong, H., 2011. Simulation of the Screening Process on a Circularly Vibrating Screen Using 3D-DEM. *Min. Sci. Technol.*, 21, 677-680.



Orijinal Araştırma / Original Research

EXTRACTION OF NICKEL FROM A MIXED NICKEL-COBALT HYDROXIDE PRECIPITATE

KARIŞIK BİR NİKEL-KOBALT HİDROKSİT ÇÖKELEĞİNDEN NİKEL KAZANIMI

Sait Kurşunoglu^{a,*}

^a Abdullah Gul University, Department of Materials Science & Nanotechnology Engineering, Kayseri, TURKEY

Geliş Tarihi / Received : 11 April / Nisan 2018
Kabul Tarihi / Accepted : 27 Eylül / September 2018

Anahtar Sözcükler:

Nickelextraction,
Mixed nickel-
cobalt hydroxide precipitate,
Sulphuric acid,
Amorphous solid structure.

Keywords:

Nikel kazanımı,
Karışık nikel-kobalt hidroksit
çökeleği,
Sülfürikasit,
Amorfumsu katı yapı.

ÖZ

The extraction of nickel from a mixed nickel-cobalt hydroxide precipitate (MHP) was conceived and experimentally explored. The effect of sulphuric acid concentration, leaching time, leaching temperature and stirring speed on nickel extraction was investigated. After 60 min leaching time, more than 90% of nickel and approximately 80% of cobalt were taken into the leach solution under the following conditions: 0.75M sulphuric acid concentration, 30°C leaching temperature and 400 rpm stirring speed. pH of the leach slurry was determined as 1.23 under the conditions explored. It was observed that there is no beneficial effect of leaching temperature and stirring speed on the extraction of nickel from the MHP sample. The XRD pattern of the fresh MHP sample revealed the data and peak of the sample widening which is indicative of amorphous solid structure.

ABSTRACT

Karışık bir nikel-kobalt hidroksit çökeleğinden (MHP) nikel kazanımı tasarlanmış ve deneysel olarak araştırılmıştır. Nikel kazanımı için sülfürik asit miktarının, liç süresinin, liç sıcaklığının ve karıştırma hızının etkileri incelenmiştir. 0,75M sülfürik asit miktarında, 30°C liç sıcaklığında ve 400 rpm karıştırma hızı şartlarında, 60 dakika liç işleminden sonra %90'dan daha fazla nikel ve yaklaşık %80 kobalt çözeltiye alınmıştır. Araştırılan koşullar altında katı-çözelti karışımının pH değeri 1,23 olarak belirlenmiştir. Liç sıcaklığının ve karıştırma hızının MHP numunesinden nikel kazanımına faydalı etkilerinin olmadığı gözlemlenmiştir. Yeni MHP numunesi üzerinde yapılan XRD incelemeleri sonrasında elde edilen sonuç ve piklerin oldukça geniş olması numunenin amorfumsu katı yapıda olduğunu ortaya çıkartmıştır.

* Sorumlu yazar / Corresponding author: sait.kursunoglu@agu.edu.tr * <http://orcid.org/0000-0002-1680-5482>

INTRODUCTION

Lateritic nickel ore is an important natural mineral resource that contains important amount of nickel and its primary by-product, cobalt. These metals are extensively used in modern metallurgical applications such as stainless steel, nickel coating, non-ferrous alloys, cobalt coating on copper surface, batteries and mobile phones. Due to the decrease in high-grade ore deposits and an increase in demand from metallurgical industry for strategic applications, researchers have concentrated on low-grade lateritic nickel ores.

In the last two decades, several new hydrometallurgical technologies have been proposed for nickel and cobalt extractions from laterite nickel ore such as sulphating atmospheric leaching (SAL), starved acid leaching technology (SALT), bioleaching of oxide ores, and Direct Nickel process (DNi) (Verbaan et al., 2007; Harris et al., 2004; McDonald and Whittington, 2008; Dreisinger and Clucas, 2013; Valix et al., 2001; Kyle, 2010; Brock and McCarthy, 2014). The main novelty of SAL process is that the concentrated sulfuric acid is added directly to lateritic nickel ore in a pug mill. Relatively low levels of sulfuric acid were used to dissolve nickel and cobalt from laterite ores using the SALT method, in conjunction with relatively low levels of iron dissolution. As an alternative to hydrometallurgical process, bio-hydrometallurgy has gained increasing attention because of the potential lower cost, lower energy demand, and safer operation compared to the conventional hydrometallurgical processes. In this process, the extraction of nickel and cobalt from lateritic nickel ore occurs with a range of fungal strains (i.e. *Aspergillus niger*, *Penicilliumfuniculosum*) that produce organic acids such as citric acid, oxalic acid, and acetic acid which enable the complexation of the metals (Tang and Valix, 2006). DNi process has been demonstrated at demonstration scale test plant (Brock and McCarthy, 2014). In this process, nitric acid is used instead of sulfuric acid to dissolve nickel within a few hours and the residual acid is then recycled. The main advantage of the process is that the process treats both limonite

and saprolite ores and it is estimated to have less than half the capital and operating costs of HPAL or ferronickel processes.

There are three leaching methods currently applied for the hydrometallurgical extraction of nickel and cobalt from lateritic nickel ores, namely high pressure acid leaching (HPAL), atmospheric acid leaching (AL) and heap leaching (HL). Each process has its own advantages and disadvantages. The main advantages of HPAL are that the process requires much lower acid consumption, higher nickel and cobalt recoveries and faster dissolution kinetics than the other two methods. The main advantages of AL are that it requires lower capital and energy costs than HPAL but able to provide comparable nickel and cobalt recoveries. Meanwhile, HL requires the least capital and energy costs among the three processes and produces clear leachate solution for downstream processing circumventing the need of a solid-liquid separation unit. This process, however, provides the least metals recoveries among the three, requires long leaching duration, inventory and cycle management (Kyle, 2010).

Recently, nickel and cobalt are dissolved by direct sulphuric acid leaching method from lateritic nickel ore in industrial scale. Nickel and cobalt are extracted from pregnant leach solution (PLS) by one of three methods. These methods are divided into three main categories depending on the downstream route: (i) mixed sulphide precipitation (MSP), (ii) mixed hydroxide precipitation (MHP) and (iii) direct solvent extraction (DSX) (Motteram et al., 1996; Manson et al., 1997; Mihaylov et al., 2000; Donegan, 2006). The MSP route has been in commercial operation for more than 55 years and is now the most used technique to recover the nickel and cobalt as a filter cake of mixed nickel and cobalt sulphides separating them from manganese, magnesium and calcium. It has been used at Moa Bay (Cuba), Murrin Murrin (Australia), Coral Bay (Philippines), Ambatovy (Madagascar) and Taganito (Philippines). The MHP route has been used at Cawse (Australia), Ravenstorphe (Australia) and Ramu

(Papua New Guinea). This process is simpler to operate than the MSP process and is unsuitable for treating feed liquor with high manganese content. The DSX route is the newest addition among the three and has now been used in two commercial operations: Bulong (Australia) and Goro (New Caledonia). This process circumvents the need of intermediate precipitation of the nickel and cobalt and therefore, this approach offers a potential economic advantage over the two intermediate precipitation processes.

Nickel and cobalt are separated from each other and extracted from the resulting solutions by hydrogen reduction, electro-winning (EW) or precipitation. MSP route excludes more of the common impurities whereas MHP is increasingly popular because it omits the costly H₂S precipitation step and its product is easily soluble in ammonia or dilute sulphuric acid with a potential for the application of SX/EW (Taylor, 1995). It was noted that DSX had a high level of impurities like magnesium, calcium and iron (II) as well as considerable amount of gypsum formation and crud build-up formations in solvent extraction settlers (Donegan, 2006; Nofal et al., 2001; O'Callaghan, 2003). Due to high operating cost and technical risk of DSX, MHP route has been developed for refining with a simple and effective nickel and cobalt separation step (Mason and Hawker, 1998).

Hydrometallurgical route of nickel laterite ore is complex because of impurities such as aluminium, chromium, iron, calcium, magnesium and manganese. Cobalt, especially, is a value metal which is always present in lateritic nickel ores. After leaching of lateritic nickel ore, aluminium, chromium and iron are precipitated by CaCO₃, CaO or MgO, leaving nickel, cobalt, manganese, calcium and magnesium in solution. Further, sulphide or hydroxide precipitation is conducted to achieve manganese, calcium, magnesium separation from nickel and cobalt. Hydroxide precipitation; however, is less selective towards manganese (Harvey et al., 2011).

High pressure acid leaching (HPAL) technique is currently used by Meta Nickel, Gordes/Turkey to extract nickel and cobalt from lateritic nickel ore. PLS is fed to first partial neutralisation unit to remove impurities such as iron, aluminium, chromium by increasing pH of the leach solution up to ~3.3. The neutralised leach solution is sent to second neutralisation unit to achieve complete rejection of the impurities by increasing pH of the leach solution from ~3.3 to ~5.5 and then the leach solution is precipitated by using MgO to obtain MHP product. The MHP product depending on PLS consists of ~34-38%Ni and ~1.8-2.1%Co along with other impurities such as manganese, magnesium and calcium. In the present study, the main objective was to investigate the extraction of nickel from the MHP product using direct sulphuric acid leaching under atmospheric conditions to understand the effect of sulphuric acid concentration, leaching temperature, stirring speed and leaching time.

1. MATERIALS AND METHOD

1.1. MHP Sample

The fresh MHP sample was kindly provided by Meta Nickel Plant in Gordes/Turkey. The supplied sample was crushed with a jaw crusher and reduced to less than 425 µm using a laboratory ball mill. The fresh MHP sample was given in Figure 1. The particle size distribution of the sample was measured using Master Sizer 2000 (Malvern). The elemental composition of the sample was analysed using X-ray fluorescence (XRF) spectrometer (Zetium, PANalytical), while its mineralogical composition was examined using X-ray diffraction (XRD) (Empyrean, PANalytical) with CuK_{α1} (wavelength 1.5406 Å) operating at 45 kV and 40 mA. The XRD 2θ diffraction angle was calibrated using 2θ/d-spacing calibration standard. Subsequently, minerals were identified using the ICCD PDF-4 Plus/Minerals software. The wt.% of nickel was determined on a Thermo Scientific 3300 atomic absorption spectrophotometer (AAS) after digestion of the fresh MHP sample in hot aqua regia (3:1, HCl:HNO₃).



Figure 1. Fresh MHP sample

1.2. Experimental Procedure

The leaching tests were performed in an approximately 600 cm³ glass reactor covered with aluminium foil to prevent evaporation. The leach slurry was mixed by an overhead mechanical stirrer (MTOPS-MS3040D) with a three-blade stainless steel impeller (45 mm diameter) at 400 rpm. The reactor and slurry were maintained at the required temperature by a hotplate heater. For each experiment, 50 g ore were transferred into the reactor before adding 500 cm³ of sulphuric acid at a pre-determined concentration and then heated to the desired temperature. At selected time intervals, a fix amount of slurry (10 cm³) was withdrawn, and the pH of the slurry was measured by pH meter (Hach, HQ40d) equipped with IntelliCAL PHC 28101 probe, and lastly the slurry was centrifuged at 7500 rpm. Supernatant liquor was diluted and analysed by AAS. In the leaching tests, analytical grade of sulphuric acid (95-97% purity, Merck) was used in acid preparation. In all leaching tests, solid-to-liquid ratio was maintained at 1/10(w/v). The leaching tests were duplicated to assess the reproducibility of the test results. Extraction of nickel was calculated according to the following equation:

$$\text{Extraction}(\%) = \left[\frac{\text{Metal in the leach liquor by AAS, \%}}{\text{Metal in the fresh MHP sample by AAS, \%}} \times 100 \right] \quad (1)$$

2. RESULTS AND DISCUSSION

2.1. Materials Characterization

The particle size distribution of the sample is shown in Figure 2. The results showed that 90% of the sample is less than 43.1 μm. The elemental composition of the sample was given in Table 1. The elemental concentrations of nickel and cobalt were determined as 34.5 and 1.9%, respectively by AAS. Figure 3 shows a XRD pattern of the MHP sample.

Table 1. Elemental composition of the MHP by XRF

Elements (MHP)	wt. %
Mn	5.63
Fe	0.56
Cr	0.04
Sc	0.02
Zn	0.45
Cu	0.22
Co	2.1
Ni	37.7
Mg	2.42
Al	0.9

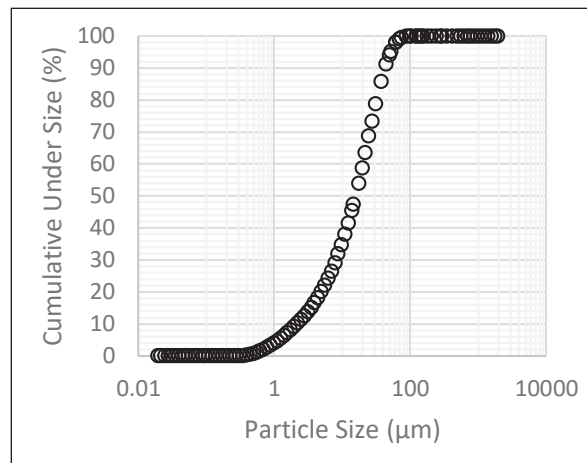


Figure 2. Particle size distribution of the MHP sample

The XRD results revealed the data and peak of the sample widening which is indicative of amorphous solid structure. It is known that determination of amorphous structure of solid sample is difficult. The characteristic peaks of α-Ni(OH)₂·0.75H₂O

(card No: 00-038-0715-Jamborite) nickel hydroxide obtained from sulphate solution achieved at $2\text{-Theta} = 34$ and 59 . The peaks at $2\text{-Theta} = 12$ and 23 were also determined as characteristics of $\alpha\text{-Ni(OH)}_2 \cdot 0.75\text{H}_2\text{O}$, which is consistent with findings of Rajamathi et al., 1997, Harvey et al., 2011.

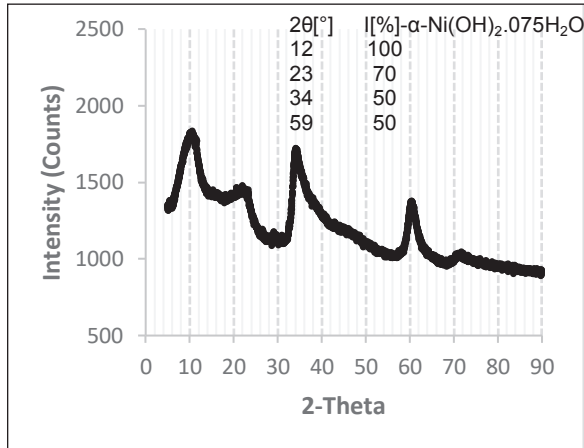


Figure 3. XRD pattern of the MHP sample

2.2. Effect of Sulphuric Acid Concentration on Extraction

A series of leaching tests was carried out at various sulphuric acid concentrations (0.5, 0.75 and 1.0M). The leaching time, temperature, stirring speed and solid-to-liquid ratio were fixed at 3h, 70°C , 400 rpm and 1/10, respectively. Equation 2 shows the precipitation of metals from aqueous solution as hydroxides. M is the metal cation and n is the cation charge. According to Equation 3, nickel hydroxide precipitate can dissolve in aqueous sulphuric acid solution.

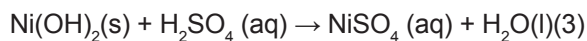
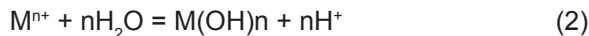


Figure 4 shows the effect of sulphuric acid concentration on the nickel extraction from the MHP sample at 70°C . The extraction rate of the nickel significantly increased with increasing concentration of sulphuric acid. The extraction of nickel increased from 83.2% to 96.2% when the acid concentration increased from 0.5 M to 0.75 M at

70°C for 3h and then relatively maintained constant. It may be due to acid consuming alkaline phases such as magnesium and calcium hydroxide in the product. Figure 5 shows the slurry pH changes. The pH of the slurry decreased from 4.9 to 1.0 when the acid concentration increased. Thus, nickel extraction rate increased depending on ionic activity of the solution.

2.3. Effect of Leaching Time on Extraction

Leaching experiments was conducted with sulphuric acid concentration of 0.75M and temperature of 70°C as a function of time with a 1/10 (w/v) solid-to-liquid ratio and a stirring speed of 400 rpm. Figure 6 shows the effect of leaching time on the nickel extraction from the MHP sample. The extraction of nickel increased with increasing leaching time up to 60 min and then slightly increased until 180 min. As can be seen from Figure 6, the extraction of nickel is achieved within 60 min. Therefore, the leaching time should be selected as 60 min for the extraction of nickel from the MHP sample. Figure 7 shows the slurry pH changes during the leaching process. The pH of the slurry slightly increased within the first 30 min and then stayed relatively constant. This means that the ionic activity of the solution remained constant when the leaching time extended from 60 min to 180 min.

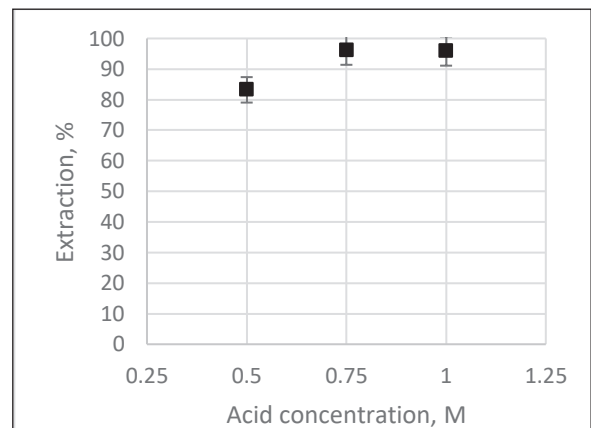


Figure 4. Effect of sulphuric acid concentration on extraction (Conditions: Temperature of 70°C , leaching time of 180 min, solid-to-liquid ratio of 1/10, stirring speed 400 rpm)

2.4. Effect of Stirring Speed on Extraction

The effect of the stirring speed on the nickel extraction was evaluated at 500-600 rpm and 70°C with 0.75 M sulphuric acid as a function of leaching time (Figure 8). The solid-to-liquid ratio was held constant at 1/10 (w/v). Nickel extraction slightly increased with increasing leaching time. As can understand from the Figure 8, there was no beneficial effect of stirring speed on the extraction of nickel. Therefore, the stirring speed can be held at 400 rpm to achieve homogenous mixing of the leach slurry.

2.5. Effect of Temperature on Extraction

The leaching curves of nickel and cobalt at different temperatures are shown in Figure 9. The following conditions were performed in the effect of temperature studies: a 1/10 (w/v) solid-to-liquid ratio, 0.75 M sulphuric acid, 180 min leaching time and a constant stirring speed of 400 rpm. The extraction of nickel slightly increased with increasing leaching temperature whereas the extraction of cobalt remained relatively constant. As can be seen from the Figure 9, there is no benefit gained in the leaching of nickel and cobalt by increasing leaching temperature. Therefore, the extraction of nickel can be achieved at 30°C. These results are in agreement with the finding of Harvey et al., 2011.

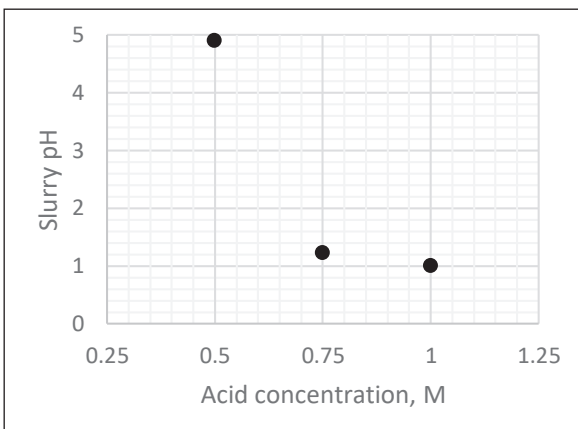


Figure 5. pH changes of the leach slurry

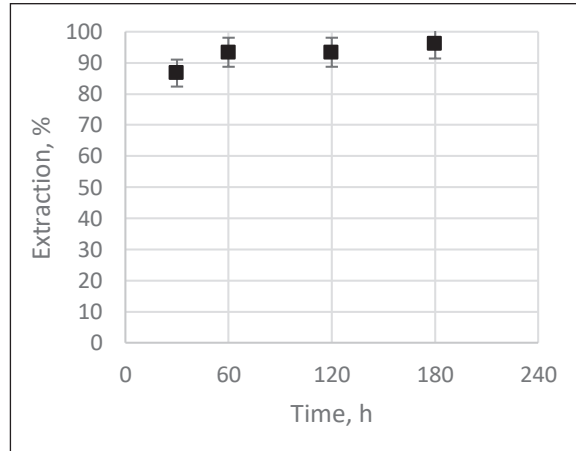


Figure 6. Effect of leaching time on extraction (Conditions: Sulphuric acid concentration of 0.75M, temperature of 70°C, solid-to-liquid ratio of 1/10, stirring speed of 400 rpm)

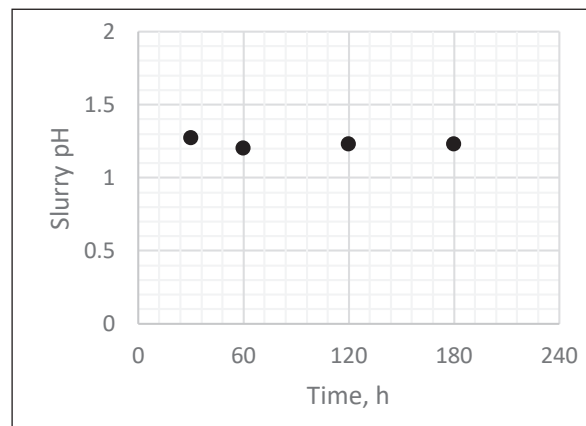


Figure 7. pH changes of the leach slurry

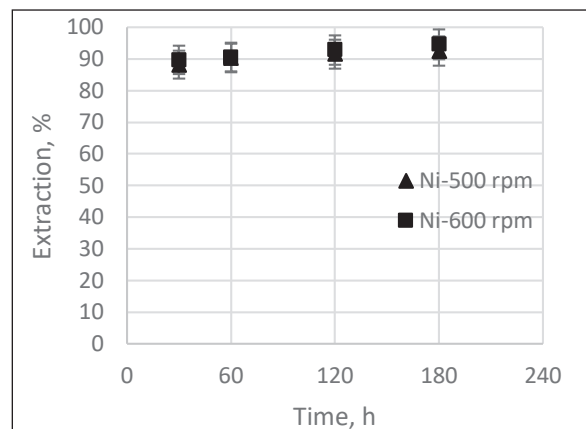


Figure 8. Effect of stirring speed on extraction (Conditions: Sulphuric acid concentration of 0.75M, temperature of 70°C, solid-to-liquid ratio of 1/10)

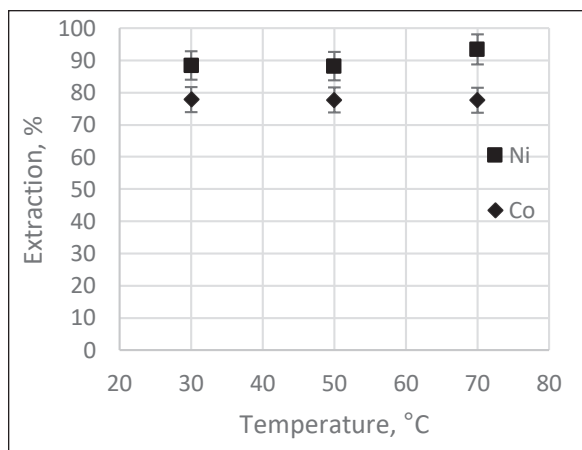


Figure 9. Effect of temperature on extraction (Conditions: Sulphuric acid concentration of 0.75M, leaching time of 180 min, solid-to-liquid ratio of 1/10, stirring speed 400 rpm)

CONCLUSIONS

Nickel was extracted from a mixed nickel-cobalt hydroxide precipitate with excellent extraction under atmospheric pressure acidic leaching conditions. The effects of four experimental variables were evaluated. After leaching experiments, the maximum nickel extraction in this study was achieved under the following conditions: 0.75 M sulphuric acid, 30°C, a 1/10 solid-to-liquid ratio (w/v), a leaching time of 60 min, and a stirring speed of 400 rpm. Under these conditions, more than 90% of the nickel and approximately 80% of cobalt were taken into the leach solution. The extraction of nickel slightly increased after 30 min leaching time and then remained constant while the extraction of cobalt was relatively stable. It was found that there is no influential effect of leaching temperature and stirring speed on the extraction of nickel. Effective nickel extraction could be achieved using 30°C leaching temperature from the mixed nickel-cobalt hydroxide product under the conditions explored. The XRD result of the MHP sample demonstrated that sample has an amorphous solid structure.

ACKNOWLEDGEMENTS

Author thanks Dr. H. S. Gokcen and Dr. Y. H. Gursoy from Eskisehir Osmangazi University, Department of Mining Engineering for PSA, XRF

and XRD analyses, and Meta Nickel for supplying the MHP sample. Author is also grateful to A. F. Yazici from Abdullah Gul University for proofreading of the manuscript.

REFERENCES

- Brock, G., Mccarthy, F., 2014. Direct Nickel Test Plant Progr: 2013 in review. In: ALTA Nickel-Cobalt-Copper Conference, Perth, Western Australia.
- Donegan, S., 2006. Direct Solvent Extraction of Nickel at Bulong operations. *Miner. Eng.*, 19, 1234–1245.
- Dreisinger, D., Clucas, J. In: Battle, T., et al. (Eds.), 2013. *The Starved Acid Leaching Technology (Salt) for Recovery of Nickel and Cobalt from Saprolites and Caron Plant Residues*. John Wiley & Sons, Inc., Hoboken, NJ, USA.
- Harris, G.B., Magee, T.J., Lakshmanan, V.I., Sridhar, R. 2004. The Jaguar Nickel Inc. Sechol Laterite Project Atmospheric Chloride Leach Process. In: Imrie, W.P., et al. (Eds.), *International Laterite Nickel Symposium*. TMS, Warrendale, 219–241.
- Harvey, R., Hannah, R., Vaughan, J., 2011. Selective Precipitation of Mixed Nickel-Cobalt Hydroxide. *Hydrometallurgy*, 105, 222–228.
- Kyle, J., 2010. Nickel Laterite Processing Technologies-Where to Next? *Alta Nickel/Cobalt/ Copper Conference*, 24-27 May, Perth, Western Australia.
- Manson, P.G., Groutsch, J.V., Mayze, R.S., White, D., 1997. Process Development & Plant Design for the Cause Nickel Project. *Alta Nickel/Cobalt Forum*, 1-14.
- Mason, P., Hawker, M., 1998. Ramu Nickel Process Piloting. *Proceeding of ALTA Nickel Cobalt Pressure Leaching and Hydrometallurgy Forum*. ALTA Metallurgical Services, 1-38.
- Mcdonald, R.G., Whittington, B.I., 2008 Atmospheric Acid Leaching of Nickel Laterites Review Part I. Sulphuric Acid Technologies. *Hydrometallurgy*, 91, 35–55.
- Mihaylov, I., Krause, E., Colton, D.F., Okita, Y., Dute-rque, J.P., Perraud, J.J., 2000. The Development of a Novel Hydrometallurgical Process for Nickel and Cobalt Recovery from Goro Laterite Ore. *Metall. Soc. CIM*, 93, 124–130.

- Motteram, G., Ryan, M., Berezowsky, R., Raudsepp, R., 1996. Murrin Nickel/Cobalt Project Development Overview. *Alta Nickel/Cobalt Forum*, 1-17.
- Nofal, P., Allen, S., Hosking, P., Showell, T., 2001. Gypsum Control at Bulong: the final hurdle?. *Proceedings of ALTA Nickel Cobalt Conference. ALTA Metallurgical Services*, 1-15.
- O'Callghan, J., 2003. Process Improvements at Bulong Operations. Pty Ltd. *Alta Nickel/Cobalt Forum*, 1-23.
- Rajamathi, M., Gonur, N., Subbannab, N., Kamatha, P. V., 1997. *J. Mater. Chem.*, 7, 2293–2296.
- Tang, J.A., Valix, M., 2006. Leaching of Low Grade Li-monite and Nontronite Ores by Fungi Metabolic Acids. *Miner. Eng.*, 19, 1274–1279.
- Taylor, A., 1995. Laterites-Has the Time Finally Come? *Min. Mag.*, 172 (3), 167-170.
- Valix, M., Usai, F., Malik, R., 2001. Fungal Bio-Leaching of Low Grade Laterite Ores. *Miner. Eng.*, 14 (2), 197-203.
- Verbaan, N., Sist, F., Mackie, S., Todd, I., 2007. Development and Plotting of Skye Resources' Atmospheric Leach (SAL) Process at SGS Minerals. *Alta Nickel/Cobalt Conference, Perth. Alta Metallurgical Services, Melbourne.*



Derleme / Review

LİÇ ATIKLARINDAN SİYANÜRÜN GERİ KAZANIMI YÖNTEMLERİ PROCESSES FOR CYANIDE RECOVERY FROM LEACH EFFLUENTS

Elif Yılmaz^{a,*}, Ersin Y. Yazıcı^{a,**}, Oktay Celep^{a,***}, Hacı Deveci^{a,****}

^a Hydromet B&PM Araştırma Grubu, Karadeniz Teknik Üniv., Çevher-Kömür Haz. Abd., Maden Müh. Böl., Trabzon, TÜRKİYE

Geliş Tarihi / Received : 12 Temmuz / July 2018

Kabul Tarihi / Accepted : 01 Ekim / October 2018

Anahtar Sözcükler:

Altın cevherleri,
 Liç,
 Siyanür,
 Bakır,
 Geri kazanım,
 AVR.

ÖZ

Cevherlerden altın ve gümüş kazanımı amacıyla kullanılan en yaygın endüstriyel yöntem siyanür liçidir. Cevherde bulunan bakır, çinko vb. minerallerinin de siyanür liçinde çözünmesi siyanür tüketimini artırmakta ve altın kazanımını olumsuz yönde etkilemektedir. Çözünen bu metaller, liç sonrası çözelti saflaştırma ve metal kazanımı süreçlerinde de teknik sorunlara neden olmaktadır. Siyanür liçi sonucunda, serbest siyanür ve metal-siyanür komplekslerini içeren atık çözelti (pulp) açığa çıkmaktadır. Bu atıklar, kimyasal bozundurma (INCO SO₂/Hava, H₂O₂ gibi) veya siyanür geri kazanım proseslerine tabi tutularak siyanür içeriklerinin yasal olarak belirlenen sınırların (CN WAD<10 mg/L) altına indirilmesi gerekmektedir. Siyanürün geri kazanımı ile siyanür derişiminin gerekli seviyeye indirilmesinin yanı sıra reaktif maliyetleri de azaltılabilir. Bu amaçla, aktif karbon adsorpsiyonu, iyon değişimi (IX), solvent ekstraksiyonu (SX), elektro-kazanım, asitleştirme-absorpsiyon temelli prosesler (AVR, Cyanisorb) ve SART gibi farklı siyanür geri kazanım yöntemleri geliştirilmiştir. Endüstriyel siyanür geri kazanım teknikleri (AVR, SART vd.) ile siyanür tüketimi %50-75 azaltılabilmektedir. Fakat bu proseslerin tesiste uygulanması sırasında çeşitli problemlerle karşılaşmaktadır. Bu nedenle, yeni ve daha etkin yöntemlerin geliştirilmesine ihtiyaç duyulmaktadır. Bu çalışmada, siyanür geri kazanımı için geliştirilen bu yöntemlerin/proseslerin teknik özellikleri, birbirine göre olumlu ve olumsuz yanları detaylı olarak tartışılmıştır.

ABSTRACT

The most common industrial method used in extraction of gold from ores is cyanide leaching. Dissolution of minerals (copper, zinc etc.) present in the ore during cyanide leaching results in an increase in cyanide consumption and adversely affects the extraction of gold. Dissolved metals also lead to technical problems in solution purification and metal recovery stage. An effluent (solution/pulp) containing free and metal-cyanide species is produced after cyanide leaching. This effluent should be treated through chemical destruction (e.g., INCO SO₂/Air, H₂O₂) or cyanide recovery processes to decrease its cyanide content down to regulatory limits (i.e., CN WAD<10 mg/L). Recovery of cyanide allows a decrease of the concentration of cyanide level to required levels as well as the reagent costs. Various processes e.g. activated carbon adsorption, ion exchange (IX), solvent extraction (SX), electro-winning, acidification-absorption based processes (AVR, Cyanisorb), SART etc. have been developed for recovery of cyanide. Consumption of cyanide can be reduced by 50-75% by implementation of industrially applied cyanide recovery techniques (e.g., AVR, SART). However, during the application of these processes in plants, various problems have been faced. Therefore, new and more effective methods need to be developed. In this study, technical features and advantages/disadvantages of cyanide recovery methods/processes were discussed in detail.

Keywords:

Gold ores,
 Leaching,
 Cyanide,
 Copper,
 Recovery,
 AVR.

* Sorumlu yazar / Corresponding author : elifkoc@ktu.edu.tr * <https://orcid.org/0000-0001-8789-0007>

** eyazici@ktu.edu.tr * <https://orcid.org/0000-0002-8711-0784>

*** ocelep@ktu.edu.tr * <https://orcid.org/0000-0001-9024-4196>

**** hdeveci@ktu.edu.tr * <https://orcid.org/0000-0003-4105-0912>

GİRİŞ

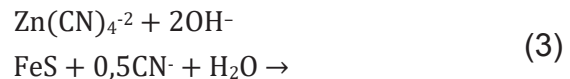
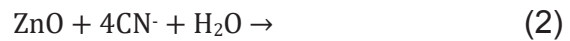
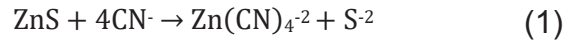
Siyanür liçi, cevherlerden altın ve gümüş kazanımında yüz yılı aşan bir süredir kullanılmaktadır (Habashi, 2016). Bu yöntem, siyanürün birim reaktif maliyetinin düşük olması ve düşük tenörlü cevherlerden ekonomik olarak altın üretimine olanak sağlaması başta olmak üzere birçok teknik ve ekonomik üstünlüğe sahiptir (Botz vd., 2005; Marsden ve House, 2006; Celep, 2015; Fleming, 2016). Siyanür liçi sonucunda, farklı türlerde siyanür (serbest ve bakır, çinko vd. metaller ile kompleks halinde) içeren atık çözelti ve/veya palp açığa çıkmaktadır (Mudder ve Botz, 2001a). Cevherin çinko, bakır vd. mineral içeriğinin yüksek olması siyanür tüketimini artırmaktadır (Sceresini ve Breuer, 2016). Siyanürün zehirli özelliği nedeniyle atık çözeltilerin ve/veya palpların kimyasal bozundurma veya siyanür geri kazanım proseslerine tabi tutularak siyanür içeriklerinin yasal sınırların altına düşürülmesi gerekmektedir. Siyanürü, daha az zehirli türlere dönüştürmek için farklı kimyasal (INCO SO₂/Hava, H₂O₂ gibi) ve biyolojik bozundurma yöntemleri uygulanmaktadır (Mudder ve Botz 2001a; Yazıcı, 2005; Botz vd., 2005; Kuyucak ve Akcil, 2013). Siyanürün bozundurulması yerine geri kazanılarak tesiste yeniden kullanılması hem siyanürün yasal sınırlara düşürülmesini hem de maliyetlerin azalmasını sağlamaktadır (SGS, 2013a; Fleming, 2016).

Bu çalışmada, siyanür liçinde reaktif tüketimini artıran minerallerin çözünürlüğü ve liç işleme etkileri tartışılmıştır. Siyanür geri kazanım yöntemlerinin kimyasal bozundurma yöntemlerine göre avantajları irdelenmiş ve potansiyel siyanür geri kazanım yöntemlerinin (aktif karbon adsorpsiyonu, iyon değişimi (IX), solvent ekstraksiyonu (SX), elektro-kazanım, AVR) özellikleri detaylı olarak sunulmuştur.

1. ALTIN CEVHERLERİNDE SİYANÜR TÜKETİMİ

Serbest altın içeren cevherlerin azalması nedeniyle refrakter cevherlerden (doğrudan siyanür liçinde <%80 Au kazanımı) altın üretimi giderek artmaya devam etmektedir. Refrakterliğin temel nedenlerinden birisi, cevherde bulunan bakır ve çinko gibi elementleri içeren minerallerin siyanür liçinde çözünmesidir (Henley, 1975; Fleming, 2011; Sceresini ve Breuer, 2016; Dai, 2016).

Altın ve gümüş ile birlikte bulunan bakır, çinko, demir, arsenik, antimon ve kurşun içeren minerallerin siyanür çözeltilerindeki çözünme oranları Çizelge 1'de sunulmuştur. Görüldüğü gibi, çinko, demir, arsenik ve antimon içeren mineraller siyanür çözeltilerinde belirli oranlarda çözünmektedir (Habashi, 2009). Sfalerit, zinkit ve pirotin siyanür ile çözünme tepkimeleri (1)-(3) no'lu eşitliklerde verilmiştir (SGS, 2006).



Siyanür liç çözeltilerinde oksitli/karbonatlı ve ikincil sülfürlü bakır minerallerinin çözünürlüğü (%94,5) diğer minerallere göre daha yüksektir (Çizelge 1). Siyanür liçinde çözünen bakır mineralleri reaktif tüketimini artırmakta ve liç sonrası saflaştırma, metal kazanımı ve atıkların rehabilitasyonu gibi süreçleri olumsuz yönde etkilemektedir (Shantz ve Reich, 1978; Sceresini, 2005; Bas vd., 2012; Bas vd., 2015). Yüklü liç çözeltilerinden altının aktif karbon adsorpsiyonu ile kazanımı esnasında bakırın da adsorpsiyonuyla birlikte, altın kazanımını da düşmektedir (Dai ve Breuer, 2009).

Özellikle son yıllarda, bakır içeriği yüksek cevherlerden altın kazanımının önem kazanması ile birlikte, bakır minerallerinin siyanür liçi üzerindeki olumsuz etkileri daha çok tartışılmaya başlanmıştır (Fleming, 2010, 2011; Nodwell vd., 2012; Hedjazi ve Monhemius, 2013). Günümüzde altın üretiminin önemli bir kısmı (2009 yılı itibarıyla %20'den fazlası) bakır mineralleri içeren altın cevherlerinden gerçekleştirilmektedir (La Brooy vd., 1994; Marsden ve House, 2006; Fleming, 2011). Bu cevherlerin çoğu porfiri bakır yataklarıdır. Porfiri bakır yataklarının tipik bakır ve altın içerikleri %0,2-1 Cu ve 0,2-2 g/ton Au arasında değişmektedir (Kesler vd., 2002; Sinclair, 2007; Fleming, 2011). Kanada'da 1970'li yıllardan bu yana porfiri yataklar önemli bir altın kaynağı haline gelmiş ve 2000 yılında porfiri yataklar tek başına toplam altın üretiminin yaklaşık %10'unu karşılamıştır (Sinclair, 2007). Sahip olduğu altın rezerviyle (2017 yılı itibarıyla 495,6 ton) (WGC, 2018) dünyada önemli bir potansiyele sahip olan ülkemizde, bakır içe-

ren cevherlerden altın üretimi hızla artmaktadır. Çizelge 2’de ülkemizde bulunan bazı Au-Cu cevherlerinin metal tenörleri ve uygulanan liç yöntemleri sunulmuştur. Bu madenlerin bazılarında, cevherin yüksek bakır içeriği nedeniyle siyanür liçi ve takip eden çözelti saflaştırma ve metal kazanımı aşamasında önemli teknik ve ekonomik zorluklarla karşılaşıldığı bildirilmiştir (Corrans ve Kyle, 2000; Fleming, 2011). Bakır içeriği yüksek (>%0,5 Cu) altın cevherlerinin siyanür liçinde bakır minerallerinin de çözünmesi nedeniyle liç işleminin yüksek siyanür konsantrasyonlarında (CN:Cu>4) gerçekleştirilmesi reaktif maliyetini arttırmaktadır. Liç sonrası atık siyanür çözeltilerinin veya palpının siyanür derişimi yüksek olduğu için siyanür bozundurma maliyetleri de yükselmektedir. Ayrıca, altının yüklü liç çözeltilerinden kazanımı sırasında bakır da aktif karbonlara adsorplandığından dolayı altının adsorpsiyonu olumsuz yönde etkilenmektedir (Adams vd., 2008; Fleming, 2011).

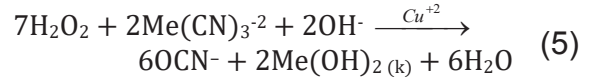
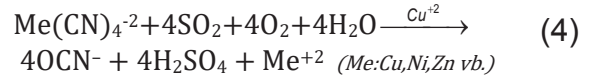
2. SIYANÜR GERİ KAZANIMI YÖNTEMLERİ

Liç işleminden sonra altının çözeltilerinden kazanımını (aktif karbon adsorpsiyonu veya Zn sementasyonu (Merrill-Crowe prosesi) takiben açığa çıkan atık çözelti ve/veya palp serbest (tipik 100-200 mg/L) ve metal siyanür kompleksleri (genellikle bakır, çinko, demir ve bazen nikel siyanürleri) içermektedir (Ritcey, 2005; Fleming, 2016).

Siyanür kompleksleri zayıf asitte ayrışan ($\log K < 30$) ve kuvvetli asitte ayrışan ($\log K > 30$) kompleksler olarak sınıflandırılmaktadır (Çizelge 3). Atık çözeltilerinin ve/veya palplarının bir atık havuzuna deşarjından önce siyanür içeriğinin çevresel açıdan kabul edilebilir yasal sınırlara indirilmesi gerekmektedir. Dünya Bankası, atık havuzu ve çevreye boşaltım için zayıf asitte ayrışan siyanür derişiminin sırasıyla 50 ve 0,5 mg/L’den düşük olmasını önermektedir (Kuyucak ve Akcil, 2013; ICMI, 2016). Avrupa Birliği’ne üye ülkelerde atık barajlarına deşarj edilen atıkların siyanür (CN_{WAD}) içeriği 10 mg/L’den düşük olmalıdır (EU, 2006). Ülkemizde de yasal olarak bu deşarj sınırı uygulanmaktadır (Resmi Gazete, 2015).

Kimyasal bozundurma prosesleri yardımıyla siyanürün daha az zehirli formlara (OCN⁻ gibi) dönüştürülmesi sağlanmaktadır (Botz vd., 2005; Yazıcı, 2005). Endüstriyel olarak yaygın kimyasal bozundurma proseslerine örnek olarak “INCO SO₂/

Hava” (Eşitlik 4) ve “H₂O₂ ile oksidasyon” (Eşitlik 5) verilebilir (Ritcey, 2005; Yazıcı vd., 2006, 2007; Kuyucak ve Akcil, 2013).



Siyanürün bozundurma yöntemleri ile uzaklaştırılması, tesis ilk yatırım ve işletme maliyetlerini arttırmaktadır (SGS, 2013a). Özellikle, Au-Cu cevherlerinin liçinde karşılaşılan yüksek siyanür tüketimleri göz önüne alındığında, siyanür bozundurma yöntemlerinin bu tesislerde kullanılması teknik ve ekonomik açıdan mümkün olmamaktadır (Kuyucak ve Akcil, 2013). Bu tür cevherler için siyanür bozundurma işleminin diğer bir dezavantajı da çözeltilerde bulunan bakır gibi ekonomik değeri olan metallerin atığa gitmesidir (Dai vd., 2012). Bu nedenlerden dolayı, bakır içeren altın cevherleri için genellikle siyanür geri kazanım yöntemleri tercih edilmektedir (Kuyucak ve Akcil, 2013). Geri kazanılan siyanürün maliyeti yeni satın alınan siyanüre göre 2-3 kat daha düşük olmaktadır (SGS, 2013a; Fleming, 2016). Siyanür geri kazanımı için yapılan yatırımın 2 yıldan daha kısa sürede kendini finanse ettiği bildirilmiştir (Mudder ve Botz, 2001a; Fleming, 2003). Ayrıca, siyanürün geri kazanılarak yeniden tesiste kullanılması çevresel açıdan da daha az risk oluşturmaktadır (Mudder ve Botz, 2001a; SGS, 2013a). Endüstriyel olarak uygulanan siyanür geri kazanım yöntemleri (AVR, SART vd.) ile siyanür tüketimi %50-75 azaltılabilmekte ve atık çözeltilerdeki siyanür derişimi <30 mg/L’ye indirilebilmektedir (Fleming, 2016).

Çözeltilerden siyanürün geri kazanımı için aktif karbon adsorpsiyonu, iyon derişimi (Hannah, AuGMENT, Vitrokele, Elutech, CSIRO ve RECYN Prosesleri), solvent ekstraksiyonu, elektro-kazanım, çöktürme ve asitleştirme/buharlaştırma (AVR (Acidification-Volatilization-Regeneration) prosesi, MNR (Metallgesellschaft Natural Resources) prosesi, SART (Sulphidisation-Acidification-Recycling-Thickening) prosesi yöntemleri önerilmiştir. Bu yöntemler aşağıda sunulmuş ve teknik özellikleri ile avantajları/ dezavantajları irdelenmiştir.

Çizelge 1. Bazı minerallerin siyanür çözeltisindeki çözünürlükleri (Habashi, 2009)

	Mineral Adı	Formülü	Çözünürlük (% , 24 sa.)	
Altın	Kalaverit	$AuTe_2$	Kolay	
	Arjantit	Ag_2S	Kolay	
Gümüş	Seranjirit	$AgCl$	Kolay	
	Proustit	Ag_3AsS_3	Az	
	Pirarjirit	Ag_3SbS_3		
	Azurit	$Cu_3(CO_3)_2(OH)_2$	94,5	
	Malahit	$Cu_2CO_3(OH)_2$	90,2	
	Kalkozin	Cu_2S	90,2	
	Kuprit	Cu_2O	85,5	
Bakır Mineralleri	Bornit	Cu_5FeS_4	70,0	
	Enarjit	Cu_3AsS_4	65,8	
	Tetraedrit	$Cu_6[Cu_4(Fe,Zn)_2]Sb_4S_{13}$	21,9	
	Krizokol	$CuSiO_2 \cdot 2H_2O$	11,8	
	Kalkopirit	$CuFeS_2$	5,6	
	Simitsonit	$ZnCO_3$	40,2	
	Zinkit	ZnO	35,2	
	Hidrozinik	$2ZnCO_3 \cdot 3Zn(OH)_2$	35,1	
	Çinko	Franklinit	$ZnFe^{3+}_2O_4$	20,2
		Sfalerit	ZnS	18,4
Kalamin		$H_2Zn_2SiO_5$	13,4	
Vilemit		Zn_2SiO_4	13,1	
Pirotit		Fe_7S_8	Kolay	
Demir	Pirit	FeS_2	Sınırlı	
	Hematit	Fe_2O_3		
	Manyetit	Fe_3O_4	Çözünmez	
	Siderit	$FeCO_3$		
Arsenik	Orpiment	As_2S_3	73,0	
	Realgar	As_2S_2	9,4	
	Arsenopirit	$FeAsS$	0,9	
Antimon	Stibnit	Sb_2S_3	21,1	
Kurşun	Galen	PbS	Yüksek alkali ortamda	

Çizelge 2. Ülkemizdeki bazı bakır içeren altın cevherlerinin metal tenörleri ve uygulanan liç yöntemleri

Maden adı / Konum	Metal tenörü	Yöntem	Kaynak
Çöpler (Çukurdere) / Erzincan	1,4 g/t Au ¹ %0,03 Cu (Bazı zonlar ≤%0,9 Cu)	Yığın liçi	Bascombe vd. (2013)
Efemçukuru / İzmir	13,31 g/t Au ² 62 g/t Au ³ 110 g/t Ag ³ %0,31 Cu ³	Flotasyon+Liç	Yiğit (2006)
Mastra / Gümüşhane	12,13 g/t Au ² 5,5 g/t Ag ² <%1,1 Cu ³	Tank liçi	Bas vd. (2012) Koza Altın (2013)
Gümüşhane / Artvin	0,3 g/t Au ¹ %0,3 Cu ¹	Proje aşamasında	Akçay ve Gündüz (2004) Yiğit (2006)
Cerattepe / Artvin	4,2 g/t Au ² 151g/t Ag ² %5,2 Cu ²	-	Yiğit (2006)

¹ Kaynak² Rezerv³ Flotasyon konsantrinesine ait tenörler (Celep vd., 2016)

Çizelge 3. Metal-siyanür komplekslerinin kararlılıklarına göre sınıflandırılması (Marsden ve House, 2006)

Tepkime Eşitliği	Kararlılık sabiti
Serbest Siyanür (CN⁻, HCN)	
CN ⁻ +H ⁺ ↔HCN (20°C, pKa 9,3)	
Zayıf Asitte Ayrışan Siyanürler (Weak Acid Dissociable Cyanides, WAD)	
Ni ²⁺ +4CN ⁻ ↔Ni(CN) ₄ ²⁻	logβ ₄ =30,22
Cu ⁺ +4CN ⁻ ↔Cu(CN) ₄ ³⁻	logβ ₄ =23,10
Cu ⁺ +3CN ⁻ ↔Cu(CN) ₃ ²⁻	logβ ₃ =21,66
Ag ⁺ +2CN ⁻ ↔Ag(CN) ₂ ⁻	logβ ₂ =20,48
Cu ⁺ +2CN ⁻ ↔Cu(CN) ₂ ⁻	logβ ₂ =16,26
Zn ²⁺ +3CN ⁻ ↔Zn(CN) ₃ ⁻	logβ ₃ =16,05
Zn ²⁺ +4CN ⁻ ↔Zn(CN) ₄ ²⁻	logβ ₄ =19,62
Cd ⁺ +4CN ⁻ ↔Cd(CN) ₄ ³⁻	logβ ₄ =17,92
Kuvvetli Asitte Ayrışan Siyanürler (Strong Acid Dissociable Cyanides, SAD)	
Co ³⁺ +6CN ⁻ ↔Co(CN) ₆ ³⁻	logβ ₆ =64,0
Fe ³⁺ +6CN ⁻ ↔Fe(CN) ₆ ³⁻	logβ ₆ =43,6
Fe ²⁺ +6CN ⁻ ↔Fe(CN) ₆ ⁴⁻	logβ ₆ =35,4
Au ⁺ +2CN ⁻ ↔Au(CN) ₂ ⁻	logβ ₂ =38,8

2.1. Aktif Karbon Adsorpsiyonu

Altının aktif karbona yüksek adsorpsiyon eğilimi nedeniyle yüklü siyanür liçi çözeltilerinden altının kazanılması amacıyla aktif karbonlar, endüstriyel olarak (CIL/CIP/CIC) kullanılmaktadır (Marsden ve House, 2006). Siyanür içeren tesis atıkları asitleştirilerek doğrudan siyanürün geri kazanımı mümkün olmaktadır. Ancak, palp halindeki atıkların asitleştirilmesi suretiyle siyanürün geri kazanımı, özellikle katı/sıvı ayırımının zor olduğu (kil, şlam vb. içeriğinden dolayı) ve/veya asit tüketen minerallerin bulunduğu durumlarda hem ekonomik hem de teknik açıdan uygun olmamaktadır (Bkz. Bölüm 2.6. AVR Prosesi) (Davis vd., 1999; SGS, 2013a; Fleming, 2016). Bu tür durumlarda, aktif karbonlar veya anyon-değiştirici reçineler yardımıyla siyanür dolaylı olarak geri kazanılabilir (Leão ve Ciminelli, 2010; Fleming, 2016).

Serbest siyanürün aktif karbona adsorpsiyon eğilimi düşüktür (<5 mg CN⁻/g karbon) (Marsden ve House, 2006). Aktif karbonlara metal (Al, Cu, Ag, Ni vd.) emdirilmesi suretiyle adsorpsiyon kapasiteleri artırılabilir (Deveci vd., 2006; Yazıcı vd., 2009; Xie vd., 2013). Siyanürün aktif karbona adsorpsiyonunu artırmanın diğer bir yolu ise çözeltiye metal iyonları eklenerek siyanürün metal-siyanür bileşikleri halinde bulunmasını sağlamaktır. Metal-siyanür komplekslerinin aktif karbona adsorpsiyon eğilim sıralaması Au(CN)₂⁻ > Hg(CN)₂⁻ > Ag(CN)₂⁻ > Cu(CN)₃²⁻ > Zn(CN)₄²⁻

$> \text{Ni}(\text{CN})_4^{-2} > \text{Fe}(\text{CN})_6^{-4}$ şeklindedir (Marsden ve House, 2006; Souza vd., 2018).

Aktif karbonlar, metal-siyanür bileşiklerine yüksek ilgileri nedeniyle, liç+adsorpsiyon sonrası boş çözültiden siyanür ve bakır-siyanür vb. bileşiklerin geri kazanımı için de test edilmiştir (Xie, 2010). Bakır-siyanür türlerinin adsorpsiyon eğilimi $\text{Cu}(\text{CN})_2^- > \text{Cu}(\text{CN})_3^{2-} > \text{Cu}(\text{CN})_4^{3-}$ şeklindedir. Bu nedenle, bakır-siyanürün aktif karbon ile kazanılabilmesi için bakırın $\text{Cu}(\text{CN})_2^-$ formunda olması ve bunun için de çözültideki CN:Cu oranının <3 olması gerekmektedir (Dai vd., 2012). Diğer taraftan, aktif karbon yüzeyine adsorbe olan serbest siyanürün bir kısmı, özellikle bakırın katalitik etkisi ile siyanata oksitlenmektedir (Marsden ve House, 2006).

Bakır-siyanür yüklü aktif karbon, alkali siyanür çözültisi ile sıyırılarak yüksek derişimde bakır/siyanür içeren bir çözülti elde edilebilmektedir (Breuer vd., 2005). Elde edilen bu çözültiden elektro-kazanım ile metalik bakır ve serbest siyanür çözültisi üretilebilir veya çözülti doğrudan SART prosesine beslenerek siyanür ve bakır geri kazanılabilir (Dai ve Breuer, 2009; Dai vd., 2012).

2.2. İyon Değişimi

Aktif karbonlarda olduğu gibi, metal siyanür komplekslerinin anyon-değiştirici reçinelere adsorpsiyon eğilimi serbest siyanüre göre daha yüksektir (Lukey vd., 2000; Leão ve Ciminelli, 2010; Fleming, 2016). Reçinelerin tane boyutu aktif karbonlara göre daha küçüktür, ancak adsorpsiyon kapasiteleri daha fazladır (O'Malley, 2002). Özellikle son yıllarda, altına seçimli anyon-değiştirici reçineler, siyanür liçi sonrası çözültiden/palptan altının seçimli olarak kazanılmasında (RIL/RIP) aktif karbon adsorpsiyonuna alternatif olarak kullanılmaya başlanmıştır (Riveros, 1993; Conradie vd., 1995; Fleming, 1998; Xie vd., 2013).

Siyanür geri kazanımında yaygın olarak anyon-değiştirici kuvvetli bazik reçineler kullanılmaktadır (Fleming, 2016; Sceresini ve Breuer, 2016; Ahlatcı vd., 2017). İyon değişimi (IX) yöntemlerinin temel aşamaları şunlardır: (1) reçinelere adsorbe edilen metal-siyanür bileşikleri uygun bir reaktif ile sıyırılarak metal (genellikle bakır) ve siyanür derişimi yüksek bir çözülti elde edilir, (2) bu çözültiden uygun teknikler ile bakır vd. metaller kazanıldıktan sonra elde edilen serbest siyanür çözültisi

yeniden liç işleminde kullanılır (Fleming, 2016). İyon değişimi yönteminin önemli dezavantajları arasında reçinelerin maliyetinin yüksek olması ve sıyırma aşamasında zarar görmelerinden dolayı yeniden kullanımlarında yaşanan zorluklar sayılabilmektedir (Ritcey, 2005).

Aşağıda iyon değişimi temelli Hannah, Elutech, AuGMENT, Vitrokele, CSIRO ve RECYN proseslerinin özellikleri tartışılmış ve birbirlerine göre üstün ve zayıf yönleri özetlenmiştir. Çizelge 4'te bu proseslerin özellikleri, sıyırma- rejenerasyon çözültileri ve işlem sırasında karşılaşılan problemler sunulmuştur.

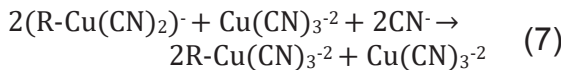
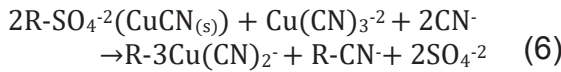
2.2.1. Hannah Prosesi

Bu proses, SGS Lakefield Research'te çalışan John A. Thorpe tarafından geliştirilmiştir. Kuvvetli bazik anyon-değiştirici reçineler ile serbest siyanür ile birlikte bakır-siyanür, çinko-siyanür ve tiyosiyanat geri kazanılabilmektedir. Proses, çözülti veya palpa uygulanabilmektedir (Dai vd., 2012; SGS, 2013a,b; Fleming, 2016). Bu proses sayesinde yüksek (>90) verimle siyanürün uzaklaştırıldığı/kazanıldığı belirtilmiştir. Adsorpsiyon sonrası çözültideki siyanür, bakır ve çinko derişimi <1 mg/L'ye düşürülmektedir (Sceresini ve Breuer, 2016). Proses 1 mol geri kazanılan siyanür başına 0,6-1,2 L reçine kullanılmaktadır. Adsorpsiyon tankında reçinelerin alıkonma süresi 1-2 saattir. Reçinelerin sıyırılması 8 saat süresince oda sıcaklığında siyanür çözültisiyle gerçekleştirilmektedir. Metal-siyanür kompleksleri içeren sıyırma çözültisi, metallerin çöktürülerek siyanürün serbestleştirilmesi sonrası yeniden liç işleminde kullanılabilir veya alternatif olarak AVR vb. prosesler ile siyanür geri kazanılabilir (Sceresini ve Breuer, 2016). Rejenerasyon işleminde (2 saat), sülfürik asit çözültisi kullanılmaktadır. Prosesin ticari uygulaması mevcut değildir (SGS, 2013a,b; Fleming, 2016).

2.2.2. AuGMENT Prosesi

SGS Lakefield Research ve DuPont Corporation tarafından altın tesis atıklarından (palp veya çözülti) bakır ve siyanürün geri kazanılması için kullanılmak üzere geliştirilmiştir (SGS, 2013a; Xie vd., 2013). Proses, aktif karbon adsorpsiyonu (CIP) sonrası açığa çıkan atıklara uygulanabilir.

Proseste kuvvetli bazik reçineler kullanılmaktadır. Bakır siyanür içeren çözeltilerden siyanürün yüksek verimlerle (%95-99) kazanılmasına olanak sağlamaktadır (SGS, 2013a). Proses CN:Cu (molar) oranının ~3 olduğu çözeltiler için uygundur (Xie vd., 2013). İstenen CN:Cu oranını sağlayabilmek için siyanür derişimi kontrol edilmelidir. Özellikle çok düşük CN:Cu oranlarında oluşan CuCN siyanür sarfiyatını artırmakta ve reçinelerin gözeneklerinin tıkanmasına neden olmaktadır (Leão ve Ciminelli, 2010; SGS, 2013a; Fleming, 2016). Reçinelere bakır-siyanür komplekslerinin adsorpsiyonu, Eşitlik (2.3)'te sunulmuştur. Rejenerasyon aşamasında sülfürik asit kullanılmaktadır (Davis vd., 1999; Xie, 2010; Xie vd., 2013). Asitle muamele sürecinde HCN gazına dönüşen siyanür alkali çözeltilerde geri kazanılmaktadır. Rejenerasyon sonrasında bir kısım CuCN reçinenin gözeneklerine çökerek kalmaktadır (Eşitlik 6). Çökelen CuCN 'nin adsorpsiyon aşamasında reçinenin siyanür adsorpsiyonunu artırdığı bildirilmiştir (Sceresini ve Breuer, 2016).



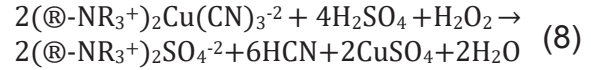
(R: Reçine matriksi ve fonksiyonel grubu temsil etmektedir)

Yüklü reçinelerin sıyırılması aşamasında bakır-siyanür çözeltileri (CN:Cu>4) kullanılmaktadır (Eşitlik 7). Bakır-siyanür kompleksleri içeren sıyırma çözeltisi elektro-kazanım ünitesine gönderilerek katot bakır üretilmektedir. Yapılan pilot testlerde, çözeltideki serbest/bakır-siyanür derişimi <10 mg/L'ye kadar düşürülmüş, elektro-kazanım ile ~%99,9 saflıkta bakır katotlar üretilmiş ve liç işlemi için seyreltilerek kullanılmaya hazır çözelti (~100 g/L NaCN eşdeğeri) elde edildiği bildirilmiştir (Fleming, 2016). Proses endüstriyel ölçekte uygulanmamıştır.

2.2.3. Elutech Prosesi

Bu proses, altın, bakır ve diğer baz metalleri içeren siyanür çözeltilerinden siyanürün kazanımı için geliştirilmiştir. Proseste kuvvetli bazik reçineler kullanılmaktadır. Sıyırma aşamasında

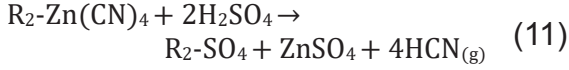
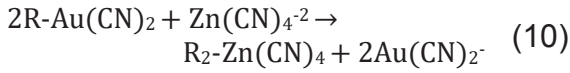
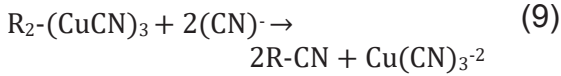
bakır, oksitleyici bir asit çözeltisi ($H_2SO_4 + H_2O_2$) yardımıyla bakır sülfat haline dönüştürülmekte ve daha sonra SX-EW ile veya hidroksit olarak çöktürülerek kazanılmaktadır (Eşitlik 8) (Dai vd., 2012; Sceresini ve Breuer, 2016).



Bu sıyırma yönteminin bakıra karşı seçiciliğinin yüksek (>%99 Cu ve <%0,2 Au sıyırma verimi) olduğu belirtilmiştir (Dai vd., 2012). Açığa çıkan HCN gazı NaOH çözeltisinde (0,1 M) absorbe edilmek suretiyle geri kazanılmaktadır. Yüklü reçineden altın ve gümüş, sıcak çinko siyanür ($Zn(CN)_4^{2-}$) çözeltisi (60°C) ile sıyırıldıktan sonra çözelti, elektro-kazanım hücresine gönderilmektedir. Altının reçinelerden sıyırılması için alternatif olarak bakır-siyanür çözeltisi ve sıyırma çözeltisinden altın kazanımı için de bakır tozu ile semantasyon yöntemi kullanılabilir (Dai vd., 2012; Sceresini ve Breuer, 2016). Prosesin olumsuz yönleri, oksitleyici sıyırma işlemi sırasında siyanürün bir kısmının oksitlenerek kaybedilmesi ve yine aynı aşamada Cu^{+2} varlığında reçinenin adsorpsiyon bölgelerinin oksitlenmesine bağlı olarak adsorpsiyon kapasitesinin düşmesidir. Ayrıca, yüksek demir içeriğine sahip çözeltilerde oluşan $Cu_2Fe(CN)_6$ çökelekleri reçine kapasitesini düşürmektedir. Proses endüstriyel ölçekte uygulanmamıştır (Dai vd., 2012; Sceresini ve Breuer, 2016).

2.2.4 Vitrokele Prosesi

Bu proseste kuvvetli bazik reçineler kullanılarak çözelti ve palptan siyanür ve WAD-siyanür bileşikleri (bakır-siyanür gibi) kazanılmaktadır (Eşitlik 9). WAD-siyanürlerin yanı sıra altın ve diğer SAD-siyanürler de reçineye adsorbe olduğu için reçine sarfiyatı artabilmektedir. Reçinelerin sıyırılması için serbest siyanür (Eşitlik 9) ve adsorbe olmuş altın gibi SAD-siyanürler için çinko siyanür ($Zn(CN)_4^{2-}$) çözeltisi kullanılmaktadır (Eşitlik 10) (Xie vd., 2013; Sceresini ve Breuer, 2016). Adsorpsiyon ve sıyırma aşamasında gerçekleşen tepkimeler Eşitlik (9) ve Eşitlik (10)'da sunulmuştur. Rejenerasyon aşamasında sülfürik asit kullanılmaktadır (Eşitlik 11) (Fleming, 1998; Xie vd., 2013).



(R: Reçine matrisi ve fonksiyonel grubu temsil etmektedir)

Pilot ölçekli testlerde yüksek siyanür ve bakır geri kazanımına (>%99) ulaşılmıştır (Sceresini ve Breuer, 2016). Prosesin önemli dezavantajları; bakırın reçineden yüksek verimle sıyrılamaması ve rejenerasyon aşamasında bakırın CuCN halinde çökmesidir (Davis vd., 1999; Xie vd., 2013). Vitro kele prosesi kısa bir süre (1997-1998) yığın liçi sonrası berrak çözeltiliye uygulanmıştır. Ancak, sıyırma aşamasında reçinelerin körelmesine bağlı olarak düşük bakır sıyırma verimleri elde edilmesi nedeniyle procesten vazgeçilmiştir (Xie, 2010).

2.2.5. CSIRO Prosesi

Sıyırma aşamasında asit çözeltileri kullanıldığında bazı teknik sorunlar (reçinenin tıkanması, zarar görek adsorpsiyon kapasitenin düşmesi vb.) ile karşılaşmaktadır. CSIRO prosesi kuvvetli bazik reçinelerden sıyırma aşamasında klorür bazlı çözeltilerin (pH 10,5) kullanılmasını önermektedir (Dai vd., 2010a).

Dai vd. (2010a) tarafından yapılan araştırmada, yüklü reçinelerin ilk olarak NaCN veya NaCN+NaCl çözeltileri ile muamele edilmesinden sonra NaCl+SCN çözeltileri ile sıyırma işlemine tabi tutulması araştırılmıştır. Ön muamele için en uygun çözeltilerin NaCN (1 M) ve sıyırma çözeltilisinin de 4 M NaCl+20 mM SCN olduğu belirlenmiştir. Bu koşullarda %86,8 bakır sıyırma verimine ulaşılmıştır. Sceresini ve Breuer (2016) sıyırma işleminde demirin davranışını incelememesine rağmen bakır-siyanür ile birlikte hareket ettiğini ileri sürmüşlerdir. CSIRO prosesi, laboratuvar ölçekte test edilmiştir.

2.2.6. RECYN Prosesi

Green Gold Engineering tarafından geliştirilen iyon değişimi temelli bu prosesin siyanür mali-

yetini (satın alma ve nakliye) %50 azaltabileceği ileri sürülmüştür (Paterson, 2017; Green Gold, 2018a,b). Prosesin ilk yatırım maliyetini siyanür bozundurma devresinin maliyetine yakındır. Bununla beraber, bu maliyetin 1 yılda geri karşılanacağı belirtilmiştir (Paterson, 2017).

Proses, Endonezya'da 1 milyon ton/yıl kapasiteli endüstriyel ölçekli bir altın tesisinde yaklaşık 2 yıldır uygulanmaktadır. Tesiste gerçekleştirilen ortalama 1 ton/gün NaCN geri kazanımının maliyetinin, yeni siyanür alımı için harcanan maliyetin yarısına karşılık geldiği bildirilmiştir (Paterson, 2017). Proses sonrası açığa çıkan atığın siyanür içeriğinin yasal sınırların altında olduğu ve ilave bir oksitleme işlemine gerek duyulmadığı belirtilmiştir. Prosesin, kurulumu devam etmekte olan ikinci endüstriyel uygulamasında 1,5 t/gün NaCN geri kazanımı hedeflenmiştir. (Paterson, 2017; Green Gold, 2018b). Bu proses kullanılarak CIL çıkışı bir palpın serbest siyanür derişimi 350 mg/L'den 20 mg/L'ye ve WAD siyanür derişimi 360 mg/L'den 30 mg/L'ye düşürülmüştür (Paterson, 2017).

Reçine ile siyanür geri kazanımının yaygın olarak uygulanmasının önündeki en büyük sorunların başında reçinelerin gözeneklerinin tıkanmasına (Çizelge 4) bağlı olarak reçine sarfiyatının ve dolayısıyla işletme maliyetinin artması gelmektedir (Xie vd., 2013). Bu prosesler (Çizelge 4) arasında günümüzde endüstriyel uygulaması olan tek yöntem RECYN prosesidir.

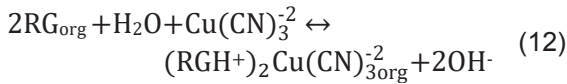
2.3. Solvent Ekstraksiyonu

Aktif karbonların düşük adsorpsiyon kapasitesine sahip olması ve reçine proseslerinin yüksek maliyeti, alternatif yöntemlere olan ihtiyacı arttırmaktadır. Solvent ekstraksiyonu yöntemi ile siyanür çözeltilerinden bakır-siyanür kompleksleri seçimli olarak kazanılarak yüksek bakır ve siyanür derişiminde çözeltili üretilebilmektedir (Xie ve Dreisinger, 2010). LIX serisi reaktiflerin bakır-siyanür ekstraksiyonunda kullanımı üzerine farklı çalışmalar yapılmıştır (Xie ve Dreisinger, 2009a,b,c; Xie ve Dreisinger, 2010). Ekstraksiyon aşamasında bakır-siyanür kompleksleri siyanür çözeltilerinden seçimli olarak organik faza alınmakta ve takip eden sıyırma aşamasında yüklü organik fazdan bakır ve siyanür sıyırılarak yüksek derişimli bir çözeltili elde edilmektedir (Flett, 1992;

Çizelge 4. İyon değişimi temelli proseslerin karşılaştırılması (Dai vd., 2012; Fleming, 2016; Sceresini ve Breuer, 2016; Paterson, 2017; Green Gold, 2018a,b)

Proses	Serbest CN ⁻ Kazanımı	Sıyırma Çözeltisi	Rejenerasyon Çözeltisi	Karşılaşılan Problem	Uygulama Seviyesi
AUGMENT	Evet (Sıyırma aşamasında gözeneklere çökelen CuCN → Rejenerasyon → HCN)	Bakır-siyanür	H ₂ SO ₄	-Ozmotik şok -Reçine körelmesi	Pilot Ölçek
Vitrokele	Sınırlı	Zn(CN) ₄ ⁻² veya NaCN + NaOH	H ₂ SO ₄	-Düşük bakır sıyırma verimi -Reçine körelmesi -AVR uygulanması gerekli -Ozmotik şok -Siyanürün oksitlenmesi	Ticari Ölçek (geçmişte)
Elutech	Sınırlı	H ₂ O ₂ + H ₂ SO ₄	-	-Reçine kapasitesinin azalması -Ozmotik şok	Pilot Ölçek
Hannah	Evet	Siyanür	H ₂ SO ₄	-Ozmotik şok -Reçine körelmesi	Pilot Ölçek
CSIRO	Evet	NaCN sonrası NaCl	-	-	Laboratuvar Ölçek
RECYN	Evet	-	-	-	Ticari Ölçek (Günümüzde)

Xie, 2010; Dai vd., 2012; Sceresini ve Breuer, 2016). Ekstraksiyon ve sıyırma tepkimeleri Eşitlik (12) (R: Organik reaktif) ile ifade edilmiştir (Sceresini ve Breuer, 2016).



Solvent ekstraksiyonu yönteminin olumsuz yönleri arasında; organik reaktif kayıpları nedeniyle artan maliyet, sıyırma sonrası sulu fazın organik reaktif ile kirlenmesi sonucu oluşan sorunlar (örn., çözelti CIL/CIP tanklarına beslendiğinde aktif karbonun körelmesi ve altın kazanımının olumsuz etkilenmesi) ve yüksek bakır veya tiyosiyanat içeren çözeltilerden bakır ekstraksiyonunun düşük olması gibi bazı sorunlar sayılmaktadır (Dai vd., 2012; Xie vd., 2013).

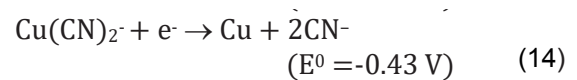
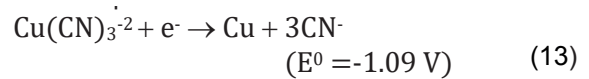
2.4. Elektro-kazanım

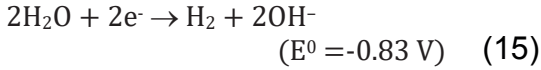
Elektro-kazanım yöntemi ile bakır, doğrudan atık çözeltilerden veya tercihen ön bir zenginleştirme işlemi (iyon değişimi veya solvent ekstraksiyonu gibi) ile zenginleştirilmiş bakır-siyanür çözeltilerinden metalik halde elde edilmekte ve açığa çıkan

serbest siyanür bir membran hücresinde ayrılarak geri kazanılabilmektedir (Lemos vd., 2006; Dai vd., 2012). Yöntemin, bir ön zenginleştirme işlemi sonrası kullanılmasının yüksek akım verimi ve düşük enerji tüketimi için daha uygun olabileceği belirtilmiştir (Dai vd., 2012; Xie vd., 2013).

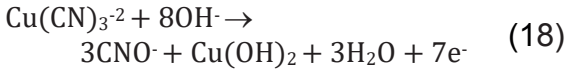
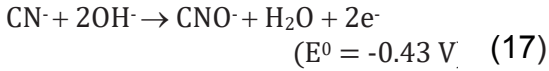
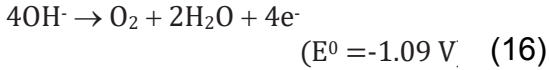
Elektro-kazanım, alkali veya asidik koşullarda gerçekleştirilebilmektedir. Alkali koşullarda yapılan elektro-kazanım işlemi, asidik koşullara göre daha düşük akım verimi ve yüksek enerji tüketimine sahiptir. Elektro-kazanım ile uygun koşullarda (pH 5) bakır, yüksek akım verimi ile katotta kazanılabilir (Dai vd., 2010b). Anot (genellikle kurşun) ve katotta gerçekleşen tepkimeler ve standart elektrot potansiyelleri (E⁰, 25°C) Eşitlik (13-18)'de sunulmuştur (Dai vd., 2012; Sceresini ve Breuer, 2016). Bakırın katotta indirgenmesi sonucunda siyanür serbestleşerek yeniden kullanıma uygun hale gelmektedir.

Katot Tepkimeleri:





Anot Tepkimeleri:



Elektro-kazanım sırasında serbest siyanür ve bakır-siyanür kompleksleri, anotta siyanata oksitlenerek siyanür tüketimini artırmakta ve akım verimini olumsuz etkilemektedir (Lu, 1999; Dai vd., 2012; Kyle ve Hefter, 2015). Bakır varlığının siyanürün oksitlenmesini hızlandırmasına karşı sülfid (SO_3^{2-}) ilavesinin olumlu etkisi gözlenmiştir (Dai vd., 2012).

2.5. Çöktürme

Bakırın siyanür bileşikler halinde çöktürülmesi suretiyle siyanürün geri kazanımını hedefleyen farklı yaklaşımlar bulunmaktadır. Örneğin; bakır siyanür çözeltisine asidik ortamda tiyosiyanat ilave edildiğinde CuSCN çökmekte ve HCN gazı oluşmaktadır. Asidik koşullarda ve oksijen varlığında demir(II)-siyanür ilave edildiğinde ise bakır $\text{Cu}_2\text{Fe}(\text{CN})_6$ olarak çökmekte ve HCN gazı açığa çıkmaktadır. Oluşan HCN alkali çözeltilerde absorplanarak yeniden liç işleminde kullanılabilir (Breuer, 2015; Sceresini ve Breuer, 2016).

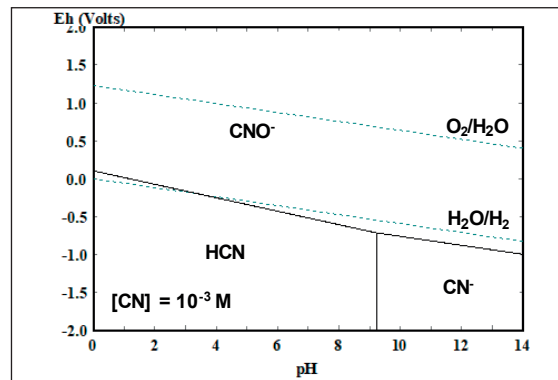
Cu-Tech prosesi, yüklü liç çözeltilerinden altın ve bakırın çöktürülmesi ve aynı zamanda siyanürün geri kazanımı için geliştirilmiştir. Bu amaçla, Katı/Sıvı ayırımı sonrası berrak çözeltiliye bakır(I) klorür (CuCl) ilave edilerek metallerin metal-siyanür bileşikler halinde çökmesi sağlanmaktadır. Çöken katı kısım yüksek sıcaklıkta çözündürüldüğünde CuCl sıvı fazda yeniden üretilmektedir. Bu esnada, gaz fazına geçen siyanür (HCN) alkali çözeltide absorbe edilerek geri kazanılmakta ve katı fazda kalan altın çökeleği de ergitmeye gönderilmektedir. Bu proses, geleneksel siyanür liçinde uygulanan "aktif karbon adsorpsiyonu+sıyırma+elektro-kazanım" yöntemine bir alternatif sunmaktadır.

Proses, 60 L/saat kapasiteli bir pilot tesiste sentetik çözeltiler kullanılarak test edilmiştir. Tikinerleme ve filtrasyonu kolay olan cevherler için uygun bir prostedir. Prosesin, özellikle küçük ölçekli ve yüksek tenörlü cevherler için uygulama potansiyeli olduğu değerlendirilmektedir (Sceresini ve Breuer, 2016).

2.6. AVR Prosesi

AVR prosesinin temelleri 1930'lu yıllarda geliştirilen Mills Crowe prosesine (Asitleştirme-Hava ile sıyırma-Alkali çözeltide absorpsiyon) dayanmaktadır. AVR prosesi 1970'li yıllarda Mills Crowe prosesinin modernize edilmesiyle geliştirilmiştir (Mudder ve Botz, 2001b). Literatürde farklı araştırmacılar tarafından AVR prosesi ile siyanürün geri kazanımına dair çalışmalar bulunmaktadır (Riveros vd., 1996; Bayat vd., 2002; Gönen vd., 2004; Vapur vd., 2005; Vapur ve Bayat, 2007).

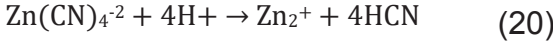
$\text{CN-H}_2\text{O}$ sistemi için Eh-pH diyagrı Şekil 1'de sunulmuştur. AVR prosesinin ilk aşamasında, indirgeyici koşullar altında çözeltili asidik hale getirilerek serbest siyanür (CN^-) HCN 'ye dönüştürülür (Eşitlik 19).



Şekil 1. $\text{CN-H}_2\text{O}$ sistemine ait Eh-pH diyagrı ($[\text{CN}^-] = 0,02 \text{ M}$) (HSC Chemistry, 2011).

pH 'ya göre HCN-CN değişimi Şekil 2'de görülmektedir. Siyanür çözeltisinin pH'sı 9,4'ün (pK_a) altına düştüğünde HCN gazı oluşmaya başlar (Şekil 2) (Mudder ve Botz, 2001a; Logsdon vd., 2001). Serbest siyanürün %99'u pH 7'de HCN gazına dönüşmektedir (Şekil 2). Ancak, atık çözeltilerdeki siyanürün önemli bir kısmı metal-siyanür kompleksleri halinde bulunduğu için, bu

komplekslerin ayrışarak siyanürün serbest hale gelmesi ve HCN gazı oluşması için daha asidik koşullar (<pH 7) gerekmektedir (Şekil 3).



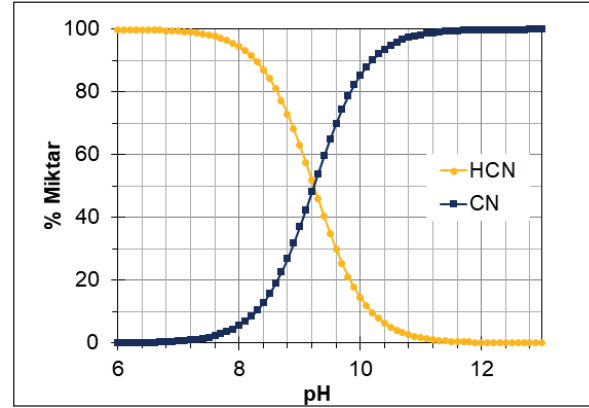
Şekil 3'te pH'nın farklı metal-siyanür komplekslerinin kararlılığına etkisi gösterilmiştir. Kararlılığı düşük ($\log\beta=16,05-19,62$) olan çinko-siyanür kompleksleri (Çizelge 3) <pH 5'te tamamen parçalanmakta (Eşitlik 20) iken kararlılığı yüksek ($\log\beta>30$) nikel, bakır ve demir(III) bileşiklerinin ayrışması daha asidik koşullarda gerçekleşmektedir (Şekil 3). Çözeltide serbest siyanür ve kararlılığı düşük WAD siyanürler bulunuyorsa ($\text{Zn}(\text{CN})_3^-$ gibi) asitleştirme aşaması için pH 4,5-8,5 olması yeterlidir (Mudder ve Botz, 2001a). Endüstriyel uygulamalarda, siyanür içeren çözeltinin serbest ve/veya WAD/SAD siyanür içeriğine göre uygun bir pH belirlenerek H_2SO_4 ilavesi gerekli miktarda yapılmaktadır (Mudder ve Botz, 2001a; Vapur vd., 2005).

Buharlaştırma aşamasında, gaz fazına geçen HCN (Eşitlik 21) düşük basınçlı hava (<0,5 psi) yardımıyla sıyrılarak absorpsiyon aşamasına transfer edilir (Eşitlik 22) (Mudder ve Botz, 2001b). Son yıllarda yapılan bazı araştırmalarda, HCN'nin basınçlı hava ile sıyrılmasına alternatif olarak gaz membranlarının (polipropilen (PP), politetrafloroetilen (PTFE) vb.) kullanılması önerilmiştir. Gaz membranları, asitleştirilmiş çözeltideki $\text{HCN}_{(sulu)}$ 'nin ayrılmasında test edilmiş ve olumlu sonuçlar elde edilmiştir (Shen vd., 2006; Dai ve Breuer, 2013).

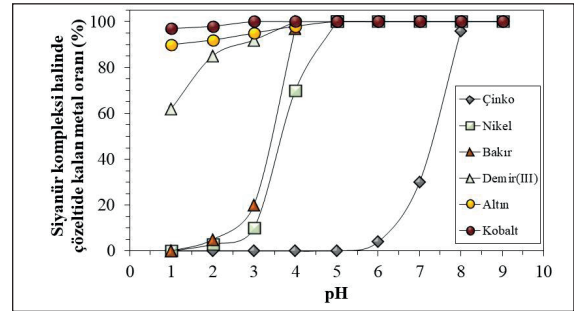


Rejenerasyon aşamasında $\text{HCN}_{(g)}$ alkali çözeltilerde (NaOH veya $\text{Ca}(\text{OH})_2$) absorbe edilerek NaCN veya CaCN_2 olarak geri kazanılmış olur (Eşitlik 22) (Mudder vd., 2001a,b). Alkali çözeltinin hacmi ilk çözelti hacmine göre daha az olduğu için elde edilen çözeltinin siyanür derişimi liç çözeltisine göre daha yüksektir. Bu nedenle, yeniden liç işleminde kullanılması için seyreltilmesi

gerekmektedir (Mudder ve Botz; 2001b; Fleming, 2016).



Şekil 2. HCN ve CN^- oluşumunun çözeltinin pH değerine göre değişimi (Logsdon vd., 2001)



Şekil 3. Metal-siyanür komplekslerinin kararlılığının pH'ya göre değişimi (Her bir metalin toplam derişimi = 10^{-4} M, 20°C) (Fleming ve Cromberge, 1984)

AVR prosesi çözelti ve palplara uygulanabilir. Ancak, palpa uygulandığında siyanür tüketimi ve asit sarfiyatı arttığı (2-10 kat) için çözeltilerde daha etkin bir procestir (SGS, 2013a). Siyanür çözeltisinde bulunan bakır, AVR prosesini olumsuz yönde etkilemektedir. Tipik siyanür liçi koşullarında en baskın bakır-siyanür türü $\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$ 'dir ($\log\beta_3=21,66$) (Çizelge 3). Bakır-siyanür kompleksleri ancak oksitleyici varlığında kuvvetli asidik çözeltilerde parçalanabilmektedir. Oksitleyici olmayan asidik ortamda (<pH 3) kısmi olarak parçalanarak bakır-siyanür kompleksi CuCN halinde çökmektedir (Eşitlik 23). Yani, geri kazanılabilecek siyanürün 1/3'ü bakır ile beraber çökelekte kaybedilmektedir. Bakır içeren çözeltilerde karşılaşılan bu durum, AVR prosesinin önemli dezavantajları arasında yer almaktadır (Fleming, 2016). Riveiros vd. (1996), bir altın tesisine ait bakır içeriği

yüksek (400-900 mg/L Cu) yüklü liç çözeltilerinden AVR prosesi ile siyanür geri kazanımını araştırmıştır. Araştırmacılar, ~%75 siyanür (WAD) geri kazanımına ulaşmışlar; ancak, bakırın büyük kısmının CuCN ve CuSCN halinde çökerek atıkta kaybedildiğini bulmuşlardır. Bakır içeriği yüksek çözeltilerden siyanürün geri kazanımı için bakırın çöktürülmesine ve dolayısıyla siyanürün serbest hale getirilmesine dayalı yöntemler (MNR, SART) geliştirilmiştir (Fleming, 2016).



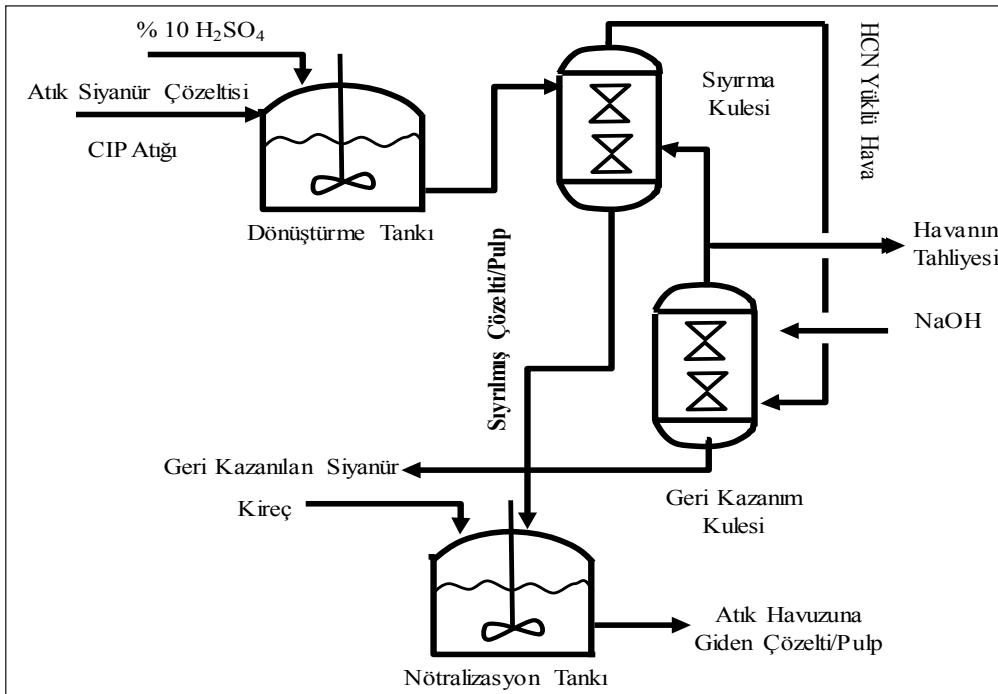
AVR prosesinin temellerine dayanan bazı prosesler de (CRP (Cyanide Regeneration Process) ve Cyanisorb) geliştirilmiştir (Mudder ve Botz, 2001a,b). Cyanisorb prosesi palptan siyanür geri kazanımı için geliştirilmiştir ve bu amaçla endüstriyel olarak uygulanan ilk prosestir (Mudder ve Botz, 2001b). Cyanisorb prosesine ait akım şeması gösterilmiştir (Demopoulos ve Cheng, 2004; SGS, 2013a) (Şekil 4). Bu konuyla ilgili Yılmaz vd. (2017) tarafından gerçekleştirilen güncel bir çalışmada, serbest siyanür çözeltilerinin asitleştirilmesi amacıyla karbon dioksit gazı kullanılmış ve yüksek siyanür geri kazanımına ($\leq 95,4$) ulaşılmıştır.

2.7. MNR Prosesi

Metallgesellschaft Natural Resources (MNR) tarafından geliştirilen bu proseste (Potter vd., 1986), siyanür çözeltilerinin pH'sı 1,5-2'ye ayarlandıktan sonra sülfür kaynağı (NaHS veya Na₂S) ilave edilerek bakır sülfür (Cu₂S) çöktürülmektedir (Sceresini ve Breuer, 2016). Oluşan çökelek filtrasyona tabi tutularak sıvı kısımdan ayrılmaktadır. Asidik siyanür çözeltileri alkali hale getirilerek yeniden liç işleminde kullanılmaktadır. İşlemler 1,5-15 bar basınç altında gerçekleştirilmektedir. Bakır, sülfür bileşiği dışında CuCN ve/veya CuSCN olarak da çökerek bakır çökeleğinin saflığını ve ürünün satılabilirliğini olumsuz etkileyebilmektedir. Bakır sülfür çökelekleri ince taneli olduğu için filtrasyonu zordur. Asitleştirme aşamasında oluşması muhtemel jips ve kalsit mineralleri tesiste kireçlenme kaynaklı sorunlara neden olabilir. Proses, 1980'li yıllarda pilot çapta test edilmiş ancak endüstriyel ölçekte uygulanmamıştır (Potter vd., 1986; Xie, 2010; Adams, 2013; Sceresini ve Breuer, 2016).

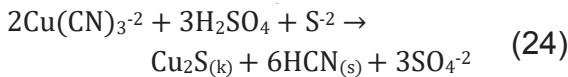
2.8. SART Prosesi

MNR prosesinin esaslarına dayanan SART prosesi (*sulphidisation-acidification-recycling-thicke-*



Şekil 4. Cyanisorb prosesi akım şeması (Demopoulos ve Cheng, 2004)

ning), Lakefield Research şirketi tarafından bakır içeriği yüksek altın cevherlerini ekonomik olarak değerlendirebilmek amacıyla geliştirilmiştir (Fleming ve Melashvili, 2016). Bakır minerallerinin siyanür çözeltilerinde çözünürlüğünün yüksektir ve siyanür tüketimini arttırmaktadır (Bas vd., 2012, 2015). Bu nedenle, bakır içeriği yüksek altın cevherlerinin liçinde yüksek siyanür derişimlerinde (CN:Cu>4) liç işlemleri gerçekleştirilmekte ve liç sonrası elde edilen bakır içeriği yüksek liç çözeltilerinden siyanürün geri kazanımı için SART prosesi uygulanmaktadır. SART prosesi, altın adsorpsiyonu (CIP/CIL/CIC) sonrası boş çözeltilere veya yığın liçi sonrasında elde edilen berrak yüklü çözeltilere uygulanabilmektedir. Proses, sülfürleştirme, asitleştirme, siyanür geri kazanımı ve koyulaştırma olmak üzere dört aşamadan oluşmaktadır. Çözeltiye Na₂S veya NaHS ilave edildikten sonra pH 4-5'e (H₂SO₄ ile) ayarlanarak siyanür ile kompleks halinde olan bakırın Cu₂S olarak çökmesi ve böylece siyanürün de serbest hale getirilmesi sağlanmaktadır (Eşitlik 24) (Şekil 5). Koyulaştırma aşamasında alt akımdan alınan Cu₂S çökeleği yan ürün olarak satılmaktadır. Üst akımdan elde edilen berrak çözelti ise kireç/NaOH ilavesiyle alkali hale (pH 10,5-11) getirilerek siyanür geri kazanılmakta ve liç devresine beslenmektedir (Fleming, 2011; Estay vd., 2012; Xie vd., 2013).



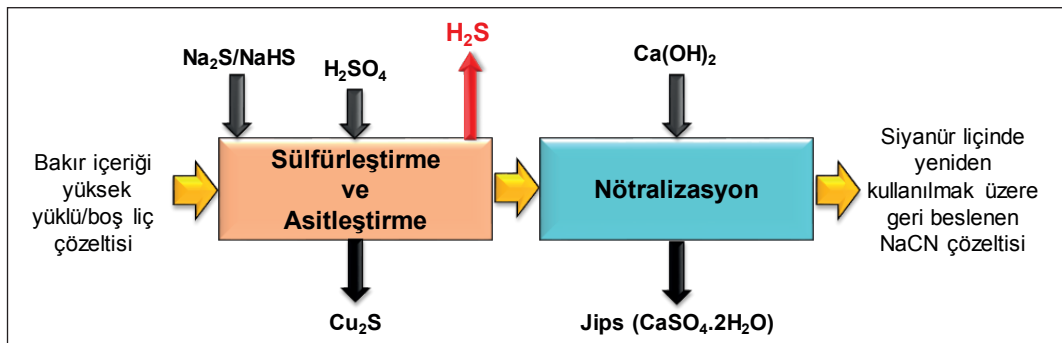
SART prosesi, endüstriyel ölçekte ilk kez 2006 yılından itibaren Telfer madeninde (Avustralya) uygulanmaya başlamıştır (Ford vd., 2008). Günümüzde, Yanacocha (Peru), Lluvia de Oro (Meksika), Gedabek (Azerbaycan), Mastra (Tür-

kiye), Maricunga (Şili) ve Çöpler (Türkiye) altın madenlerinde bakır içeriği yüksek liç çözeltilerinden siyanürün geri kazanımında SART prosesi kullanılmakta ve bu tesislerde %65-95 siyanür geri kazanım oranlarına ulaşılmaktadır (Cuenca vd., 2012; Estay, 2018). SART tesisinin ilk yatırım maliyetini 1,5-2 yıl içinde geri ödeyeceği öngörülmüştür (Ford vd., 2008).

Yukarıda özellikleri irdelenen yöntemlerin karşılaştırılması Çizelge 5'te sunulmuştur. Bu yöntemlerin yanı sıra, son yıllarda, genellikle su arıtma işlemlerinde kullanılan membranların siyanür geri kazanımında kullanımına yönelik çalışmalar artmaktadır. Membranlar, değeri yüksek bakır vd. metal-siyanür kompleksleri ile eksi yüklü tuzları (siyanür, altın/gümüş-siyanür) birbirinden ayrılmasını sağlamaktadır. Bu yöntem ile elde edilen konsantre bakır siyanür çözeltisi elektro-kazanıma veya SART prosesine beslenebilir (Breuer, 2015; Sceresini ve Breuer, 2016). Son yıllarda, bakır-siyanür komplekslerinden bakırı şelatlayarak adsorbe eden polimerler de siyanür geri kazanımı için test edilmiştir (Fleming, 2016). Bakır-siyanürün katerner amonyum tuzları ile çöktürülmesi de araştırılmıştır (Alonso-González vd., 2013).

SONUÇLAR

Altın cevherlerinin siyanür liçi sonrasında açığa çıkan atıkların siyanür içeriğinin yasal sınırların (CN_{WAD}<10 mg/L) altına düşürülmesi gerekmektedir. Bu amaçla kimyasal bozundurma prosesleri endüstriyel olarak kullanılmaktadır. Ancak, özellikle bakır içeriği yüksek cevherlerin liçinde reaktif tüketiminin yüksek olması nedeniyle, siyanürün geri kazanılması teknik, ekonomik ve çevresel



Şekil 5. SART prosesinin şematik akım şeması (Nodwell vd. (2012)'den değiştirilerek)

açısından daha uygundur. Siyanürün geri kazanımı amacıyla aktif karbon adsorpsiyonu, iyon değişimi, solvent ekstraksiyonu, elektro-kazanım, asitleştirme-absorpsiyon temelli prosesler (AVR, Cyanisorb) gibi farklı yöntemler geliştirilmiştir. Genel olarak, aktif karbon adsorpsiyonu, iyon değişimi ve solvent ekstraksiyon yöntemleri AVR veya SART proseslerinden önce, atık çözeltilerin serbest ve/veya bakır vd. metal-siyanür derişimini artırarak bir "ön-zenginleştirme" amacıyla kullanılabilir. Reçinelerin yüksek adsorpsiyon kapasitesi gibi teknik avantajları nedeniyle son yıllarda endüst-

riyel çapta uygulanan yeni siyanür geri kazanımı prosesleri geliştirilmiştir. AVR prosesi özellikle çözeltilerden siyanür geri kazanımında etkin bir proses olmakla birlikte bakır içeriği yüksek çözeltiler için uygun değildir. Bu nedenle, bakır içeriği yüksek altın cevherleri için MNR ve SART prosesleri geliştirilmiştir. SART prosesi endüstriyel ölçekte farklı madenlerde uygulanmaktadır. Günümüzde, özellikle bakır içeriği yüksek çözeltilerden siyanür kazanımı için teknik ve ekonomik açıdan uygun alternatif yöntemlerin geliştirilmesi için çalışmalar devam etmektedir.

Çizelge 5. Siyanür geri kazanımı için önerilen/kullanılan temel yöntemlerin karşılaştırılması (Mudder ve Botz, 2001a,b; Fleming, 2003; Breuer vd., 2005; Ritcey, 2005; Devenci vd., 2006; Marsden ve House, 2006; Botz vd., 2011; Fleming, 2011; Dai vd., 2012; SGS, 2013a; Xie vd., 2013; Simons ve Breuer, 2013; Estay vd., 2013; Scer-esini ve Breuer, 2016; Baker vd., 2017)

Yöntem	Özellikler
SART (Endüstriyel)	<p>Avantajlar</p> <ul style="list-style-type: none"> ● Bakır içeriği yüksek çözeltilerden siyanürün geri kazanımı için uygun ● Bakır, Cu₂S halinde uzaklaştırılarak, yan ürün olarak kazanılıyor <p>Dezavantajlar</p> <ul style="list-style-type: none"> ● İşletme ve ilk yatırım giderleri yüksektir ● Proseste altın kayıpları mümkün (çökelek ≤36 g/t Au içerebilir) ● Berrak çözeltilere uygulanabilir ● Çinko vd. metaller de çökerek Na₂S/NaHS tüketimini artırır ● Reaktif (Na₂S/NaHS) ilavesinin hassas bir şekilde kontrol edilmesi gerekir ● HCN ve H₂S gibi tehlikeli gazlar oluşur. Bu nedenle işlemin kapalı-sızdırmaz tanklarda gerçekleştirilmesi gerekir ● Asit (>pH 10,5'ten pH 4-5'e) ve baz tüketimi (nötralizasyon aşaması) yüksektir
	<p>Avantajlar</p> <ul style="list-style-type: none"> ● Siyanür derişimi düşük seviyelere (<0,1 mg/L) indirilebilir ● Bakır vb. metalleri içermeyen çözeltilerden geri kazanım oranı yüksek <p>Dezavantajlar</p> <ul style="list-style-type: none"> ● Yüksek bakır vd. metal içeren çözeltiler için uygun değil (bakır ve siyanür kayıpları) ● Yatırım ve işletme maliyeti yüksek ● Asitleştirme sonrası HCN'nin sınırlanması için yüksek enerji gerekiyor ● Berrak çözeltiler için uygun. Palpta kullanılırsa asit tüketimi yüksek (2-10 kat) olabilir ● Düşük siyanür içeren (CN_r<100 mg/L) çözeltiler için ekonomik değil ● Yüksek asit (>pH 10,5'ten <pH 5'e) ve baz tüketimi (absorpsiyon aşaması) ● Zararlı HCN gazı oluşuyor. Asitleştirme kapalı-sızdırmaz ortamda yapılmalı
AVR (Endüstriyel)	<p>Avantajlar</p> <ul style="list-style-type: none"> ● Aktif karbona göre kapasitesi yüksek ● Serbest siyanür ve metal siyanürlerin kazanımı mümkün ● Yüksek seçicilik sağlanabilir <p>Dezavantajlar</p> <ul style="list-style-type: none"> ● Sadece ön zenginleştirme işlemi olarak uygulanabilir ● İşletme maliyeti yüksek ● Metaller çökerek reçineleri tıkayabilir ● Asitle sıyırma/rejenerasyon aşamasında HCN gazı oluşumu var
İyon değişimi (Endüstriyel)	<p>Avantajlar</p> <ul style="list-style-type: none"> ● Aktif karbona göre kapasitesi yüksek ● Serbest siyanür ve metal siyanürlerin kazanımı mümkün ● Yüksek seçicilik sağlanabilir <p>Dezavantajlar</p> <ul style="list-style-type: none"> ● Sadece ön zenginleştirme işlemi olarak uygulanabilir ● İşletme maliyeti yüksek ● Metaller çökerek reçineleri tıkayabilir ● Asitle sıyırma/rejenerasyon aşamasında HCN gazı oluşumu var

MNR	<p><u>Avantajlar</u></p> <ul style="list-style-type: none"> ● Bakır-siyanür kompleksleri içeren çözeltiler için uygundur <p><u>Dezavantajlar</u></p> <ul style="list-style-type: none"> ● CuCN ve CuSCN oluşumu çökeleğin saflığını olumsuz yönde etkilemektedir ● Bakır-sülfürün (Cu₂S) filtrasyonu zordur
Aktif karbon adsorpsiyonu	<p><u>Avantajlar</u></p> <ul style="list-style-type: none"> ● CIL/CIP prosesi kurulu tesislerde uygulanması daha kolay <p><u>Dezavantajlar</u></p> <ul style="list-style-type: none"> ● Tek başına bir geri kazanım yöntemi olarak kullanılamaz ● Adsorbe olan siyanür sıyrılarak ileri işleme tabi tutulmalı ● Saf aktif karbonun adsorpsiyon kapasitesi nispeten düşük
Solvent ekstraksiyonu	<p><u>Avantajlar</u></p> <ul style="list-style-type: none"> ● Yüksek seçimliliğe sahip <p><u>Dezavantajlar</u></p> <ul style="list-style-type: none"> ● Reaktif maliyeti yüksek ● Sadece ön işlem olarak berrak çözeltilere uygulanabilir ● Yüksek bakır ve tiyosiyanat varlığında düşük ekstraksiyon ● Sıyırma sonrası sıvı fazın organik reaktif ile kirlenmesi altının aktif karbona adsorpsiyonunu olumsuz etkiler
Elektro-kazanım	<p><u>Avantajlar</u></p> <ul style="list-style-type: none"> ● Doğrudan atık çözeltilerden veya zenginleştirilmiş bakır-siyanür çözeltilerinden bakır ve siyanür geri kazanımı mümkün <p><u>Dezavantajlar</u></p> <ul style="list-style-type: none"> ● Uygun koşullarda (pH 5) bakır, katotta yüksek akım verimi ile kazanılabilir. ● Akım verimi düşük ve enerji tüketimi yüksektir (özellikle alkali koşullarda). ● Siyanür anotta siyanata oksitleniyor (sülfid (SO₃⁻²) ilavesi faydalı). ● Bakır varlığı siyanürün oksitlenmesini hızlandırıyor.

TEŞEKKÜR

Türkiye Bilimsel ve Teknolojik Araştırma Kurumu'na (TÜBİTAK) 213M492 no'lu projesi kapsamında sağladığı desteklerden dolayı teşekkür ederiz.

KAYNAKLAR

Adams, M., Lawrence, R., Bratty, M., 2008. Biogenic Sulphide for Cyanide Recycle and Copper Recovery in Gold-Copper Ore Processing. *Minerals Engineering*, 21/6, 509-517.

Adams, M.D., 2013. Impact of Recycling Cyanide and Its Reaction Products on Upstream Unit Operations. *Minerals Engineering*, 53, 241-255.

Ahlatcı, F., Yılmaz, E., Yazıcı, E.Y., Celep, O., Deveci, H., 2017. Adsorption of Heavy Metals from Waste Cyanide Solutions with Anionic Resins (Atık Siyanür Çözeltilerinden Anyonik Reçineler ile Ağır Metallerin Adsorpsiyonu). *International Symposium of Mining and Environment (ISME)* (Eds: T.Güler, M.Erdemoğlu, E.Polat), 27-29 September, Bodrum, 533-541 (in Turkish).

Akçay, M., Gündüz, Ö., 2004. Porphyry Cu-Au Mineralisation Associated with a Multi-Phase Intrusion and Related Replacement Fronts in Limestones in an Island Arc Setting Near the Gümüşhane Village (Artvin) In The Eastern Black Sea Province (Turkey). *Chemie Der Erde - Geochemistry*, 64, 359-383.

Alonso-González O., Nava-Alonso F., Jimenez-Velasco C., Uribe-Salas A., 2013. Copper Cyanide Removal by Precipitation with Quaternary Ammonium Salts. *Minerals Engineering*, 42, 43-49.

Baker, B., Rodriques, F., Littlejohn, P., 2017. SART Implementation at Gold Mines in Latin America. The Conference of Metallurgists (COM), August 27-30, Paper no: 9489, Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum, 8.

Bas, A.D., Koc, E., Yazıcı, E.Y., Deveci, H., 2015. Treatment of Copper-Rich Gold Ore by Cyanide Leaching, Ammonia Pretreatment and Ammoniacal Cyanide Leaching. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*, 25, 597-607.

Bas, A.D., Yazıcı, E.Y., Deveci, H., 2012. Treatment of a Copper-Rich Gold Ore by Ammonia Assisted Cyanide

Leaching. XXVI. International Mineral Processing Congress (IMPC), New Delhi, 356-365.

Bascombe, L., Mach, L., Altman, K.A., 2013. Technical Report on the Çöpler Mineral Resource Update Erzurum Province. Turkey, No. Canadian National Instrument, 43-101, Alacer Gold.

Bayat, O., Mordogan, H., Vapur, H., Akyol, F., 2002. Gümüş Tesisi Atık Sularından Siyanürün Geri Kazanımının Araştırılması. (TÜBİTAK YDABÇAG No. 199Y102).

Botz, M. M., Mudder, T. I., Akcil, A.U., 2005. Cyanide Treatment: Physical, Chemical and Biological Processes. *Advances in Gold Ore Processing, Western Australia*, Chapter 28, Eds: M. D. Adams ve B. A. Wills, Elsevier.

Botz, M., Kaczmarek, A., Orser, S., 2011. Managing Copper in Leach Solution at the Çöpler Gold Mine: Laboratory Testing and Process Design. *Minerals & Metallurgical Processing*, 28, 133-138.

Breuer, P., 2015. Dealing with Copper in Gold Ores; Implemented and Future Approaches. *ALTA 2015 Gold-Precious Metals Proceedings*, 2-20.

Breuer, P.L., Jeffrey, M.I., Dai, X., 2005. Leaching and Recovery of Copper During the Cyanidation of Copper Containing Gold Ores. In: *Treatment Of Gold Ores - First Int. Symp.*, 44. Annual Conference of Metallurgists of CIM, Alberta, Canada, Eds: G.Deschenes, D.Hodounin, L. Lorenzen, 279-293.

Celep, O., 2015. Altın Cevherlerinin Zenginleştirilmesi. *Türkiye Alim Kitapları*, s.221.

Celep, O., Altinkaya, P., Yazici, E.Y., Deveci, H., 2016. Effect of Ultrafine-Grinding on Cyanide Leaching of Copper Bearing Pyritic Gold Concentrate. *Proceedings of XV. International Mineral Processing Symposium and Exhibition (IMPS)* (Eds: M.S.Çelik, G.Bulut, F.Karakaş, O.Güven, H.Baştürkcü, Z.Tarsus), 19-21 Oct., İstanbul, Turkey, 202-216.

Conradie, P. J., Johns, M. W., Fowles, R. J., 1995. Elution and Electrowinning of Gold from Gold-Selective Strong-Base Resins. *Hydrometallurgy*, 37, 349-366.

Corrans, I.J., Kyle, J.H., 2000. An Overview of Unit Operations and Processes Used for Treating Gold and Copper Ores. Eds: M.D. Adams, *Proc. of the Orestest Colloquium 99*, 10 November, Orestest Pty Ltd, Perth, Australia, 3-16.

Cuenca, H. E., Febre P. C., House, F. A., ARCADIS, 2012. The SART Process: An Attractive Technology to Recover Copper and Cyanide from Gold Mining. 2° International Workshop, 12-13 April 2012, Santiago-Chile.

Dai, X., Breuer, P. L., 2009. Cyanide and Copper Cyanide Recovery by Activated Carbon. *Minerals Engineering*, 22, 469-476.

Dai, X., Breuer, P., 2013. Comparison of AVR and Gas Membrane Technology in Cyanide Recovery. *ALTA 2013 Gold Conference*, Perth, Australia, 25 May-1 June, 253-268.

Dai, X., 2016. The reasons of Gold Refractory, Gold Ore Classification, and Preprocessing Methods. International Sales Engineer at Hot Mining Technology Co. Ltd. (Yayınlanma tarihi 28 Kasım 2016) (<https://www.linkedin.com/pulse/reasons-gold-refractory-ore-classification-methods-elvis-dai>).

Dai, X., Simons, A., Breuer, P., 2012. A Review of Copper Cyanide Recovery Technologies for The Cyanidation of Copper Containing Gold Ores. *Minerals Engineering*, 25, 1-13.

Dai, X.W., Breuer, P.L., Jeffrey, M.I., 2010a. Comparison of Activated Carbon and Ion-Exchange Resins in Recovering Copper from Cyanide Leach Solutions. *Hydrometallurgy*, 101 (1-2), 48-57.

Dai, X.W., Breuer, P.L., Jeffrey, M.I., 2010b. Electrowinning of Copper from Copper Cyanide Solutions at Low Ph. *ECS Transactions*, 28, 6, 281-294.

Davis, M. R., MacKenzie, M. W., Sole, K. C., Virnig, M. J., 1999. Recovery of Cu and CN⁻ by SX from Solutions Produced in Leaching of Cu/Au Ores. (https://www.researchgate.net/publication/237431632_RECOVERY_OF_CU_AND_CN_BY_SX_FROM_SOLUTIONS_PRODUCED_IN_LEACHING_OF_CUAU_ORES).

Demopoulos, G.P., Cheng, T.C., 2004. A Case Study of CIP Tails Slurry Treatment: Comparison of Cyanide Recovery to Cyanide Destruction. *The European Journal of Mineral Processing and Environmental Protection*, 4, No. 1, 1303-0868, 1-9.

Deveci, H., Yazıcı, E.Y., Alp, I., Uslu, T., 2006. Removal of Cyanide from Aqueous Solutions by Plain and Metal-Impregnated Granular Activated Carbons. *International Journal of Mineral Processing*, 79, 198-208.

Estay, H., 2018. Designing the SART Process – A Review. *Hydrometallurgy*, 176, 147-165.

- Estay, H., Carvajal, P., Arriagada, F., 2012. The SART Process: An Attractive Technology to Recover Copper and Cyanide from Gold Mining. M2R2 Workshop, Expomin 2012, April, Santiago, Chile, (http://www.expomin.cl/marketing/pdf/2012/presentacion_arcadis.pdf) (Erişim Tarihi: 01.02.2017).
- Estay, H., Carvajal, P., González, K., Vásquez, V., 2013. A Theoretical Study of SART Precipitate Generation: Operational and Safety Impacts. In: Valenzuela F, Young C (Hrsg.), 5th In. Seminar on Process Hydrometallurgy (Hydroprocess), 10-12 July, Gecamin, Santiago, Chile, 153-160.
- EU, 2006. Directive 2006/21/EC of the European Parliament and of the Council of 15 March 2006 on the Management of Waste from Extractive Industries and Amending Directive 2004/35/EC (Mining Waste Directive), The European Parliament and The Council of the European Union OJotEU, 11.04.2016.
- Fleming, C. A., Cromberge, G., 1984. The Extraction of Gold from Cyanide Solutions by Strong- and Weak-Base Anion-Exchange Resins. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 84, 125-137.
- Fleming, C. A., Melashvili, M., 2016. A Re-Examination of the Sacred Cows in the SART Process. 48th Annual Canadian Mineral Processors Conference, Ottawa, Ontario, 187-205.
- Fleming, C. A., 1998. The Potential Role of Anion Exchange Resins in the Gold Industry. EPD Congress, The Minerals, Metals & Materials Society, 95-117.
- Fleming, C. A., 2016. Cyanide Recovery, *Gold Ore Processing*. 2nd Edition, Chapter 36, Eds: M. D. Adams, Elsevier.
- Fleming, C.A., 2003. The Economic and Environmental Case for Recovering Cyanide from Gold Plant Tailings. SGS Minerals Services, Technical Paper #2003-02.
- Fleming, C.A., 2010. Cyanide Management in the Gold Industry. SGS Minerals Services, Technical Paper #2010-04.
- Fleming, C.A., 2011. Dealing with Cyanide-Soluble Copper in the Gold Mining Industry. Fray International Symposium on Metals and Materials Processing in a Clean Environment, 27 November-01 December, Mexico, 173–190.
- Flett, D., 1992. Solution Purification. *Hydrometallurgy*, 30, 327-344.
- Ford, K., Fleming, C., Henderson, R., 2008. Application of the SART Process to Heap Leaching of Gold-Copper Ores at Maricunga, Chile. In: 40th Annual Meeting of the Canadian Mineral Processors, Ottawa, January 22-24.
- Gönen, N., Kabasakal, O.S., Özdil, G., 2004. Recovery of Cyanide in Gold Leach Waste Solution by Volatilization and Absorption. *Journal of Hazardous Materials*, 113, 231–236.
- Green Gold, 2018a. RECYN Application, PT Green Green Gold Engineering (<https://www.greengoldengineering.com/2017/03/24/recyn-application/>) (Erişim Tarihi: 28.03.2018)
- Green Gold, 2018b. What is the RECYN Process?, Green Gold Engineering (<https://www.greengold-engineering.com/the-recyn-process/>) (Erişim Tarihi: 07.03.2018)
- Habashi, F., 2009. *Gold. History, Metallurgy, Culture*. Laval University, Quebec City.
- Habashi, F., 2016. *Gold – An Historical Introduction, Gold Ore Processing*. 2nd Edition, Chapter 1, Eds: M. D. Adams, Elsevier.
- Hedjazi, F., Monhemius, A.J., 2013. Copper-Gold Ore Processing with Ion Exchange and SART Technology at Anglo Asian's Gedabek Mine in Azerbaijan. In: 23rd International Mining Congress & Exhibition of Turkey (IMCET), 16-19 April, Antalya, Turkey, 1385–1393.
- Henley, K.J., 1975. Gold-Ore Mineralogy and Its Relation to Metallurgical Treatment. *Minerals Science Engineering*, 7, 289–310.
- HSC Chemistry, 2011. *Chemical Reaction and Equilibrium Software*. Outotec Research Oy, v. 7.18.
- ICMI, 2016. Auditor Guidance for the Use of the Mining Operations Verification Protocol. The International Cyanide Management Institute (ICMI).
- Kesler, S.E., Chryssoulis, S.L., Simon, G., 2002. Gold in Porphyry Copper Deposits: Its Abundance and Fate. *Ore Geology Reviews*, 21, 103-124.
- Koza Altın İşletmeleri, 2013. Mastra Altın Madeni, (<http://kozaaltin.com.tr/wp-content/uploads/2011/12/MASTRA1.pdf>).
- Kuyucak, N., Akcil, A., 2013. Cyanide and Removal Options from Effluents in Gold Mining and Metallurgical Processes. *Minerals Engineering*, 50–51, 13-29.
- Kyle, J.H., Hefter, G., 2015. A Critical Review of the Thermodynamics of Hydrogen Cyanide and Copper(I)–

- Cyanide Complexes in Aqueous Solution. *Hydrometallurgy*, 154, 78–87.
- La Brooy, S.R., Linge, H.G., Walker, G.S., 1994. Review of Gold Extraction from Ores, *Minerals Engineering*, 7, 1213–1241.
- Leão, V. A., Ciminelli, V. S. T., 2010. Application of Ion Exchange Resins in Gold Hydrometallurgy: A Tool for Cyanide Recycling. *Solvent Extraction and Ion Exchange*, 18, 3, 567-582.
- Lemos, F. A., Sobral, L. G. S., Dutra, A. J. B., 2006. Copper Electrowinning from Gold Plant Waste Streams. *Minerals Engineering*, 19, 388–398.
- Logsdon, M.J., Hagelstein, K., Mudder, T.I., 2001. The Management of Cyanide in Gold Extraction. *International Council on Metals and the Environment (ICME)*.
- Lu, J., 1999. Copper Electrowinning from Cyanide Solutions. *Doktoral Thesis*, p.306, The University of British Columbia, Vancouver, Canada.
- Lukey, G.C., van Deventer, J.S.J., Shallcross, D.C., 2000. Selective Elution of Copper and Iron Cyanide Complexes from Ion Exchange Resins Using Saline Solutions. *Hydrometallurgy* 56, 217–236.
- Marsden, J., House, I., 2006. *The Chemistry of Gold Extraction*. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, USA.
- Mudder, T. I., Botz, M. M., 2001a. *The Chemistry and Treatment of Cyanidation Wastes*. Mining Journal Books Ltd, London, p.393.
- Mudder, T. I., Botz, M. M., 2001b. *The Cyanide Monograph*. Mining Journal Books Ltd., London, p.605.
- Nodwell, M., Kratochvil, D., Lopez, O., 2012. Risk Management and Mitigation for the SART Copper Cyanide Recovery Process. *HYDROPROCESS 2012*, 4th International Seminar on Process Hydrometallurgy, 12-13 July, Santiago, Chile, 1-7.
- O'Malley, G.P., 2002. Recovery of Gold from Thiosulfate Solutions and Pulpes with Anion Exchange Resins. *Doktoral Thesis*, p.284, Murdoch University, Western Australia.
- Paterson, M. R., 2017. The RECYN Process - Changing The Negative Perception of Cyanide. *Proceedings of Gold Sessions at ALTA 2017*, 20-27 May, Perth, Australia.
- Potter, G.M., Tucson, A., Bergmann, A., Haidlen, U., 1986. Process of Recovering Copper and of Operationally Recovering Gold by Leaching of Oxide and Sulfide-Containing Materials with Water-Soluble Cyanides. *US Patent 4587110*, 6 May.
- Resmi Gazete, 2015. Maden Atıkları Yönetmeliği. Çevre ve Şehircilik Bakanlığı, 15 Temmuz 2015 Çarşamba, Sayı: 29417.
- Ritcey, G.M., 2005. Tailings Management in Gold Plants. *Hydrometallurgy*, 78, 3–20.
- Riveros, P.A., 1993. Selectivity Aspects of the Extraction of Gold from Cyanide Solutions with Ion Exchange Resins. *Hydrometallurgy*, 33, (1–2), 43–58.
- Riveros, P.A., Molnar, A.R., Baša, F., 1996. Treatment of a High-Cyanide Waste Solution for Cyanide and Metal Recovery. *CIM Bulletin*, 89, 153–156.
- Sceresini, B., Breuer, P., 2016. *Gold-Copper Ores, Gold Ore Processing*. 2nd Edition, Chapter 43, Ed: M. D. Adams, Elsevier.
- Sceresini, B., 2005. *Gold-Copper Ores, Advances in Gold Ore Processing*. Western Australia, Chapter 32, Eds: M. D. Adams ve B. A. Wills, Elsevier.
- SGS, 2006. *Gold Processing*. SGS Minerals Services.
- SGS, 2013a. *Cyanide Recovery*. SGS Minerals Services – T3 SGS 019, 11-2013.
- SGS, 2013b. *Hannah Process*, SGS Minerals Services – T3 SGS 001, 10-2013.
- Shantz, R., Reich, J., 1978. A Review of Copper-Cyanide Metallurgy. *Hydrometallurgy*, 3, 99–109.
- Shen, Z., Han, B., Wickramasinghe, S. R., 2006. Cyanide Removal from Industrial Praziquantel Wastewater using Integrated Coagulation–Gas-Filled Membrane Absorption. *Desalination*, 195, 1, 40-50.
- Simons, A., Breuer, P., 2013. Fundamental Investigations of SART for Cyanide and Copper Recovery. *CIM Journals*, 4, 145-152.
- Sinclair, W.D., 2007. *Porphyry Deposits, Mineral Deposits of Canada: A Synthesis of Major Deposit-Types, District Metallogeny, the Evolution of Geological Provinces, and Exploration Methods*. Ed.: Goodfellow, W.D., Geological Association of Canada, Mineral Deposits Division, Special Publication, No. 5, 223–243.
- Souza, C., Majuste, D., Dantas, M.S.S., Ciminelli, V.S.T., 2018. Effect of Zinc Ion On Copper Speciation and Adsorption On Activated Carbon. *Hydrometallurgy*, 176, 78–86.

- Vapur, H., Bayat, O., 2007. Prediction of Cyanide Recovery from Silver Leaching Tailings with AVR using Multivariable Regression Analysis. *Minerals Engineering*, 20, 729–737.
- Vapur, H., Bayat, O., Mordogan, H., Poole, C., 2005. Effects of Stripping Parameters on Cyanide Recovery in Silver Leaching Operations. *Hydrometallurgy*, 77, 279–286.
- World Gold Council (WGC), 2018. Official Gold Reserves (<https://www.gold.org/data/gold-reserves>) (Erişim Tarihi: 07.02.2018; 09.14)
- Xie, F., Dreisinger, D. B., 2010. Copper Solvent Extraction from Alkaline Cyanide Solution with Guanidine Extractant LIX 7950. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*, 20, 1136-1140.
- Xie, F., Dreisinger, D., 2009a. Studies on Solvent Extraction of Copper and Cyanide from Waste Cyanide Solution. *Journal of Hazardous Materials*, 169, 333–338.
- Xie, F., Dreisinger, D., 2009b. Recovery of Copper Cyanide from Waste Cyanide Solution by LIX 7950. *Minerals Engineering*, 22,2, 190-195.
- Xie, F., Dreisinger, D., 2009c. Copper Solvent Extraction from Alkaline Cyanide Solution with Guanidine Extractant LIX 7950. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*, 20, 6, 1136-1140.
- Xie, F., 2010. Solvent Extraction of Copper and Cyanide from Waste Cyanide Solution. *Doktoral Thesis*, p.128, The University of British Columbia, Vancouver, Canada.
- Xie, F., Dreisinger, D., Doyle, F., 2013. A Review on Recovery of Copper and Cyanide from Waste Cyanide Solutions. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 34, 6, 387-411.
- Yazıcı, E. Y., 2005. Atık Sulardaki Siyanürün Hidrojen Peroksit, Aktif Karbon Adsorpsiyonu ve Ses Ötesi Dalgalarla Uzaklaştırılması. Yüksek Lisans Tezi, s.141, Karadeniz Teknik Üniversitesi, Trabzon.
- Yazıcı, E.Y., Deveci, H., Alp, İ., 2009. Treatment of Cyanide Effluents by Oxidation and Adsorption in Batch and Column Studies. *Journal of Hazardous Materials*, 166, 1362–1366.
- Yazıcı, E.Y., Deveci, H., Alp, İ., Uslu, T., 2007. Generation of Hydrogen Peroxide and Removal of Cyanide from Solutions using Ultrasonic Waves. *Desalination*, 216, 209–221.
- Yazıcı, E.Y., Deveci, H., Alp, İ., Uslu, T., Celep O., 2006. Factors Affecting Decomposition of Cyanide by Hydrogen Peroxide. Eds.: Önal, G., Acarkan, N., Çelik, M. S., Arslan, F., Ateşok, G., Güney, A., Sirkeci, A. A., Yüce, A. E., Perek, K.T., Proc. of The XXIII. International Mineral Processing Congress (IMPC), 3, 3-8 September, İstanbul, Turkey, 2439-2444.
- Yılmaz, E., Ahlatcı, F., Yazıcı, E. Y., Celep, O., Deveci, H., 2017. Recovery of Cyanide from Effluents using Carbon Dioxide. *Mugla Journal of Science and Technology*, 3, No 2, 171-177.
- Yiğit, O., 2006. Gold in Turkey—A Missing Link in Tethyan Metallogeny. *Ore Geology Reviews*, 28, 147–179.



Vaka Çalışması / Case Study

CYCLE TIME SEGMENTS OF ELECTRIC ROPE SHOVELS- A CASE STUDY

ELEKTRİKLİ HALATLI YERKAZARIN İŞ DÖNGÜSÜ EVRELERİ-OLAY ÇALIŞMASI

Metin Özdoğan^{a,*}, Hakkı Özdoğan^{a**}

^a İdeal Makina Danışmanlık Ltd. Şti., Ankara, Türkiye

Geliş Tarihi / Received : 24 Nisan / April 2018
Kabul Tarihi / Accepted : 12 Eylül / September 2018

Anahtar Sözcükler:

Electric rope shovel,
Cycle time and segments,
Process rate,
Dig time to cycle time ratio.

Keywords:

Elektrikli halatlı
yerkazı makinesi,
İş döngüsü ve evreleri,
İşlem hızı,
Kazı süresinin döngü
süresine oranı.

ÖZ

Monitored cycle times and cycle time segments of three 35 m³ electric rope shovels are given and discussed from a bituminous coal mine in Kuzbass Coal Basin in Siberia, based on daily monitoring reports of a four days period in May 2015. Furthermore, the results of a 45 m³ shovel operating in Northern Europe; and the results of 12 m³ and 15 m³ electric rope shovels surveyed by other researchers operating at Turkish coal mines are also given. Parameters like cycle times, cycle time segments, dig times, dig time over cycle time ratios and process rates are given and depicted, interpreted and discussed.

ABSTRACT

Sibiry Kuzbass kömür havzasında, bir taşkömürü madeninde çalışan 3 adet 35 m³ kapasiteli elektikli maden yerkazarı döngü süreleri ve döngü süresini oluşturan evreleri dört gün süre ile (Mayıs 2015) günlük izleme belgelerinden izlenmiştir. Ayrıca, Kuzey Avrupa'da bir madende çalışan 45 m³ kapasiteli bir yerkazar ile Türkiye'deki kömür madenlerinde çalışan 12 m³ ve 15 m³ kepçeli elektrikli yerkazı makineleri için başka araştırmacıların sonuçları da verilmiştir. Döngü süresi, döngü süresi evreleri, kazı süreleri, kazı süresinin döngü süresine oranları verilmiş, yorumlanmış ve tartışılmıştır.

*Sorumlu yazar / Corresponding author: metinozdogan@gmail.com *<https://orcid.org/0000-0001-7469-6635>

**Second author: hakkiozdogan@gmail.com

INTRODUCTION

Loading and hauling costs in surface mines are almost over 60% of the operating costs. These machineries perform tens of thousands of cycles annually. Therefore, a small improvement in its cycle time will definitely have a significant effect on its production and productivity. As such, it is imperative to critically analyze the cycle time operation of these machines in order to enhance the speed factor, overall effectiveness and production (Mohammad & Rai, 2015).

For a specific electric rope shovel operating at a specific bench of a mine @ 90° swing angle, swing time to truck for unloading , dump, and swing back to face to dig segments are more or less the same for the same Electric Rope Shovel (ERS) and the material being dug. These segments are governed by the technical specifications of the electric rope shovel in operation, unless smaller swing angle than 90° is achieved. Generally improvement area left is the digging zone to achieve faster dig times through better fragmentation, better dipper digging and filling techniques by training the operators preferably on simulators and utilizing onboard digital smart instruments like Optidig®, LoadWeigh® which optimizes penetration and breakout forces of the dipper.

Digging and loading is the heart of any earthmoving operation. The entire system's productivity is governed by the digging and loading equipment's performance, which is mainly governed by the cycle time and dipper payload. The overall goal is to maximize profit with a digging and loading system that meets targeted hourly production at the lowest cost-per-tonne of material moved.

Focus on the analysis of the components of the cycle time may give hints on the problematic segments of the cycle time. Dig time is a function of bench geometry (bench height), rock characteristics and fragmentation, equipment design features, operator's skill and experience, rake angle etc. Swing is a function of roller circle diameter, number of swing motors and reduction ratio of gearboxes, matching truck size, operator skill and experience. Dumping phase is a function of dipper design, payload, truck spotting, stickiness of material, dumping height and skill and experience of operator. Dig phase is

one of the most important segments of the cycle time (CT) which governs the dipper fill factor and payload; dig segment constitutes about 1/3rd the total cycle time.

1. THE MONITORED ELECTRIC ROPE SHOVELS IN SIBERIA

The electric rope shovels monitored have a rated payload of 60,5 tonnes and a nominal dipper capacity of 35 m³ (Anon (b), 2016) operating at a bituminous coal mine in Kuzbass Coal Basin. Four days are examined in May 2015 for average cycle times, cycle time segments, process rates and dipper payloads, See Photograph 1 and 2. Loose unit weight of the overburden in the dipper is 1,78 tonnes per m³. Bank measure unit weight is 2,23 tonnes per m³. The electric rope shovels operated on two shifts a day basis. Day shift starts at 08.00 AM and ends at 08.00 PM, and night shift is from 08.00 PM to 08.00 AM. Cumulative operating hours on the 2800 electric rope shovels were in the range of 20,000 hours (Anon (a), 2015).



Photograph 1. Dump segment of cycle time of a 35 m³ electric rope shovel (Anon (b), 2015)

The shovels are matched with 180 tonnes and 230 tonnes Belaz trucks. The shovels fill 180 tonnes trucks in (3) three passes and fills 230 tonnes trucks in (4) four passes. The original equipment manufacturers recommend 3 to 4 passes are the best match in filling the off-highway trucks. The average dipper payloads of the electric rope shovels monitored is 58,97±0,02 tonnes.

As the number of passes increase, production decreases while costs increase; the best number

of dippers is around three passes where the production tonnes per hour curve and cost curve USD per tonne intersect. According to Original Equipment Manufacturer (OEM) P&H, the optimum pass number is three (Özdoğan & Özdoğan, 2017).



Photograph 2. Dig segment of cycle time of a 35 m³ electric rope shovel (Anon (b), 2015)

2. CYCLE TIME SEGMENTS OF THE MONITORED ELECTRIC ROPE SHOVELS OPERATING AT KUZBASS IN SIBERIA

One of the Key Performance Indicator of performance is the cycle time. Electrical rope shovel cycle time comprises of dig (DG), swing to dump (STDMP), dump (DMP) and swing back to face (STDG), normally. However, P&H PrevailSystem® progmrs preferred recording the phases as Swing Back To Dig (STDG), Dig

(DG), Swing To Dump (STDMP & DMP) (Tuck time) segments see Table 1. and Figures 1 and 2.

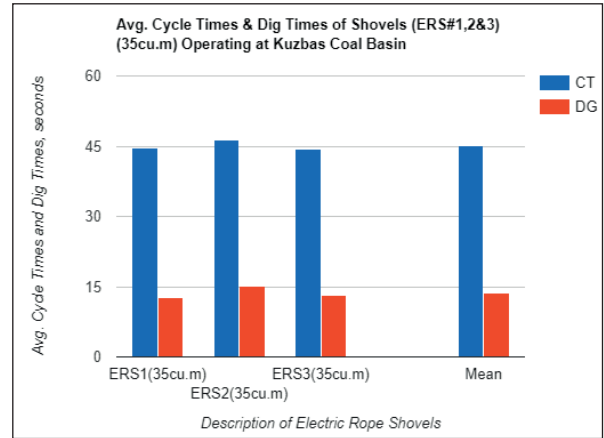


Figure 1. Average cycle and dig times of the electrical rope shovels

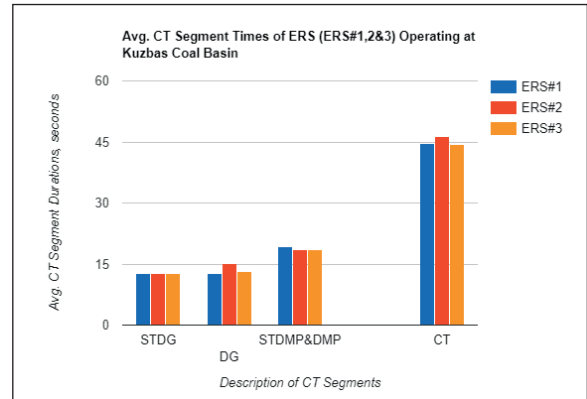


Figure 2. Cycle time segments of the monitored electric rope shovels

Table 1. DG /CT ratios and process rates (PR) of the shovels (35m³) monitored at Kuzbass in Siberia

Shovel Model ▶	ERS # 1	ERS # 2	ERS # 3	Mean
Description ▼				
STDG	12,62±1,47	12,60±2,76	12,65±1,07	12,62±0,02
DG	12,72±0,29	15,22±1,58	13,13±0,77	13,69±1,10
STDMP&DMP	19,35±2,75	18,46±1,01	18,48±1,03	18,76±0,42
CT	44,65±3,92	46,34±0,88	44,28±1,58	45,09±0,90
DG/CT (%)	30	33	29	31±1,7
PR (CT/CT _r) (%)	96	93	97	95±1,9
PYLD, tonnes	59,00	58,95	58,96	58,97±0,02

Please note that rated cycle time of 35 m³ electric rope shovels are assumed to be 43 seconds @90° swing angles, (Binns, 2017).

Tucking is swing to truck to unload the dipper. It includes dumping of dipper over the truck. Swing is swing back to face to dig. Terminology of CT segments slightly vary from one researcher to another. Some researchers include dump (dipper unloading) segment into Tucking (swing to truck) and some researchers consider it as a separate segment “dump” depending on the data acquisition system and the software used. If “swing to dump” segment includes dipper unloading over the truck, then it is called “tucking”segment.

3. CYCLE TIME SEGMENTS OF SOME OTHER ELECTRIC ROPE SHOVELS

Ceylanoğlu (1991) made a survey on 12 m³ capacity 2100BL electric rope shovels in Yatağan area. The researcher explored five cases and reported the CT components in four segments. Dig (DG), Swing to dump (STDMP), Dump (DMP), Swing to dig (STDG). The cycle time related parameters are given in Table 2.; Dig time, s (DG): 9,09±0,79; swing to dump, s (STDMP): 5,73±0,84; dump time, s (DMP): 4,1±0,59; swing to dig, s (STDG): 8,27±1,04. Average cycle time (CT) is 26,94±2,58 seconds.

Table 2. Cycle time segments of the ERSs operating in Turkey (Modified from Ceylanoğlu & Hindistan)

CT Segments	ERSs (12m ³)	ERSs (15m ³)
STDG	8,27±1,04	10,39±0,89
DG, s	9,09±0,79	7,88±1,38
STDMP, s	5,73±0,84	N/A
CT, s	26,94±2,58	28,21±3,29
DG/CT, %	34,00	28,00
PR (CT _r /CT _f)	93,00	92,00
PYLD, tonnes	N/A	N/A

Please note that rated cycle time of 12 m³ and 15 m³ electric rope shovels are assumed to be 25 and 26 seconds @90° swing angles respectively, (Binns, 2017).

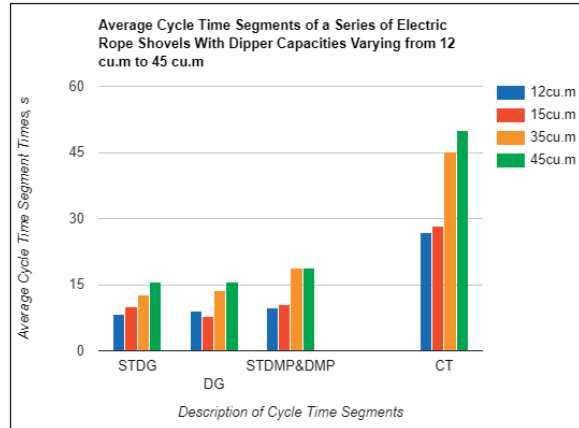


Figure 3. Cycle time segments of some electric rope shovels

Hindistan (1997) investigated 15 m³ 2300XP and M191M electric rope shovels operating at Tuncbilek, Soma and Çan coal basins for CTs and CT segments. Hindistan (1997) cites CT components in three segments. Dig (DG), swing to truck with loaded dipper (STDMP &DMP) and swing back to face with empty dipper (STDG). Average CT of 15 m³ ERSs is 28,21±3,29 seconds. The average CT segments are as follows: Swing to dig segment (STDG) time is 10,39±0,89 (includes dump time) seconds; dig segment (DG) time is

7,88±1,38 seconds; swing to dump (STDMP) time is 9,95±1,39 seconds. See Table 1 and Figure 3.

Average cycle time segments of a 45 m³ electric rope shovels operating in Northern Europe is as follows: STDG segment is 15,55±0,80 seconds, DG segment is 15,67±1,75 seconds, STDMP & DMP (Tuck) segment is 18,72±0,89 seconds and CT is 49,92±2,78 seconds. The average dipper payload of the 45 m³ shovel operating in Northern Europe is 90,70±0,00 tonnes.

4 DIG TIME OVER CYCLE TIME RATIOS OF ELECTRIC ROPE SHOVELS MONITORED

Dig time is a function of bench height and diggability and hoisting characteristic of the equipment. Swing time is a function of roller circle diameter, operator skill, brake system, equipment

design features such as number of swing motors, swing motor powers, gear box reduction ratios etc. Dig time over cycle time ratios may be used as a measure of digging difficulty, see Figure 4. and Table 2.

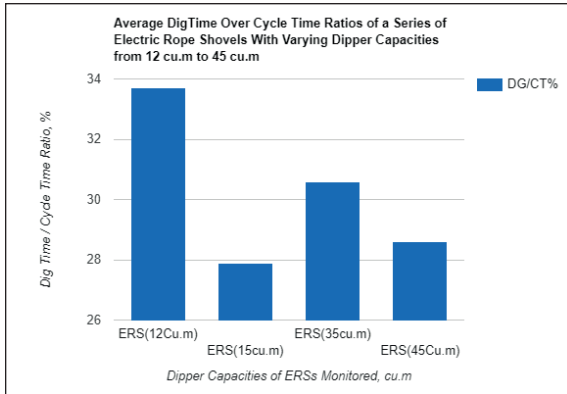


Figure 4. Average dig time/cycle time ratios of some electric rope shovels

Dig time to cycle time ratio may be considered generally as a measure of digging difficulty at the bench for one reason or another. Difficulty may be due to poor fragmentation, equipment crowd and/or hoisting problem, a problem due to the dipper teeth, rake angle, and/or an operator problem. DG/CT time ratios of 12 m³ and 15 m³ electric rope shovels are 0,337 and 0,279 respectively, see Figure 4.

Ratio of dig time segment to cycle time seems to be in the range of 30 percent, for the cases in question, see Table 2 and Figures 4 and 5. Higher ratios than this range may indicate a bottle-neck (digging difficulty) at the face in terms of fragmentation, in the skill of the operator and/or a problem in crowd and/or hoisting systems of the electric rope shovel. Average DG/CT ratio of the 45 m³ electric shovel operating in Northern Europe is 29% (Özdoğan & Özdoğan, 2018), see Figure 4. above

.Swing phase time is affected by swing arc (swing angle), and the radius of the swing gear (roller circle) between the under carriage and upper frame, the number and power of swing motors, and swing gear box reduction ratio, and by the skill and experience of operator. For example, a sho-

vel and truck layout with a 70° swing arc has a shorter swing time than the one having 90°.

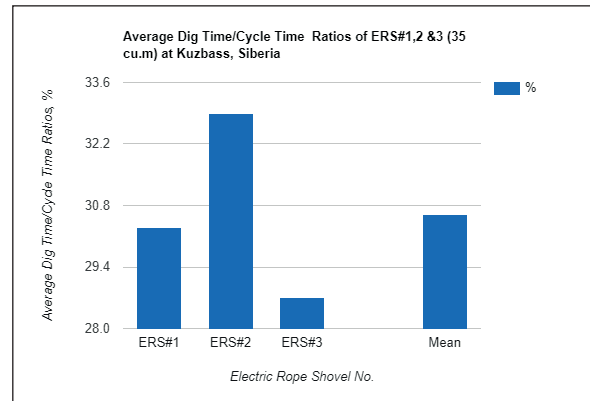


Figure 5. Dig time percentage in the cycle time of 35 m³ electric rope shovels

It is interesting to note that new generation electric rope shovels have shorter swing times with respect to total cycle times, even though, they have bigger roller circle to swing. This might be due to the fact that the new generation ERSs usually have a third swing motor and gear box to have faster swing times. The old generation ERSs had only two swing motors traditionally.

5. PROCESS RATES OF THE ELECTRIC ROPE SHOVELS

Process rate is the ratio of the planned cycle time of the equipment to actual cycle time. It indicates the deviation of actual CT (field CT) from planned cycle time (rated CT). Process rate primarily depends on the system characteristics and related human factors. Mathematically it can be expressed as CT_r / CT_f . Process rate is an indicator that manufacturers use for performance measurement of their industry as a component of Overall Equipment Effectiveness (OEE) (Mohammad & Rai, 2015).

Information on rated cycle times of 35 m³ and 45 m³ electric rope shovels are obtained from the original equipment manufacturer. Please note that rated cycle time of 45 m³ electric rope shovels are assumed to be 45 seconds @90° swing angles, (Binns, 2017).

Cycle time phases are functions of ERS's parameters, design features of equipment age and specifications, dipper and truck match parameters, operator parameters, bench geometry and rock diggability (loadability) characteristics of ERS and rock material, rock blasting and fragmentation parameters, in general.

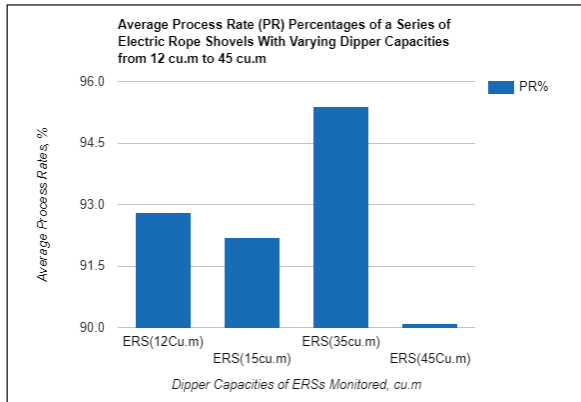


Figure 6. Process rates of the electric rope shovels monitored

Average process rates of the 12 m³ and 15 m³ electric rope shovels operating in Turkey are 0,928 and 0,922 respectively, see Table 2.

CONCLUSIONS

The major factor influencing the total cycle times of the shovel is the average dig times, as expected, as long as the swing angle and the truck shovel layout do not change with respect to the bench face. Swing and dumping phase times do not vary much since @ 90° swing angle. Because of the fact that they are the design features of the equipment which do not vary much as long as the operator is trained, skilled and experienced. Therefore, dig time duration is the main factor influencing the total cycle time of the equipment as long as the dipper fill factors are favorable and consistent.

Cycle time segments and cycle time are impacted by equipment parameters, shovel and truck match parameters, operator parameters, bench geometry and rock parameters, diggability (loadability) and rock blasting and fragmentation parameters, in general.

Average cycle time segments of the three electric rope shovels (35 m³) monitored are as follows: Swing to dig segment time is 12,62±0,02 seconds; Dig segment time is 13,69±1,10 seconds; Tucking segment time is 18,76±0,42 and cycle time is 45,09±0,90 seconds. Cycle time is the major performance indicator of both the operator and the electric rope shovel. Focusing on the analysis of the components of the cycle time is of supreme importance in improving cycle time. Another major productivity indicator is the dipper payload. The cycle time secured may be good, shorter, however, if the bucket is not filled to the designated target load, it is waste of time and money. Therefore, shovels should be equipped with onboard load weighing systems. Average dipper payloads of the three electric shovels monitored is 58,97±0,02 tonnes. The average dipper payload of the 45 m³ shovel operating in Northern Europe is 90,70±0,00 tonnes. Average dig time over cycle time ratios of the three 35 m³ electric rope shovels monitored is 0,306±0,017. As far as the cases monitored reveal for an optimum electric rope shovel operation, the dig time is about one third of the cycle time Average process rate for the three 35 m³ electric mining shovels monitored is 0,954±0,019.

The facts and figures cited here in the text to be only considered as guidelines, because of the fact that there are so many factors influencing the production and performance of electric rope shovels. These factors may be classified as the ones related to minesite, equipment, human, administration, environment, collective bargaining agreements of labour unions which includes brakes like tea, coffee and lunch.

REFERENCES

- Anon (a), 2018. P&H PrevailSystem® Reports, U.K.
- Anon (b), 2016. <http://www.joyglobal.com/product-details/2800xpc>
- Binns, D., 2017. Personal communication, Plymouth, England.
- Ceylanoğlu, A., 1991. Performance Monitoring of Electrical Power Shovels for Diggability Assessment in

Surface Coal Mines. Ph.D. Thesis, METU, Ankara, July 1991 (Unpublished Ph.D. Dissertation).

Hindistan, M. A., 1997. Development of a Computer Based monitoring System and Its Usage for Power Shovels' Monitoring. Ph.D. Thesis, METU, Ankara, November 1991 (Unpublished Ph.D. Dissertation).

Mohammadi, M., Rai, P., 2015. Improving Performance of Mining Equipment Through Enhancement of Speed Factor- A Case Study. Intl. Journal of Engineering, IJE Transactions C: Aspects, Vol.28, No:9, September 2015.

Özdoğan, M., Özdoğan, H., 2017. Field Performance of a New Generation 35 m³ Range Electric Rope Shovel (2800XPB) – A Case Study. Proceedings Book of 25th IMCET Congress, 11-14 April, 2017, Antalya, Turkey.

Özdoğan, M., Özdoğan, H., 2018. Field Performance of a New Generation 45 m³ Range Electric Rope Shovel (4100C) – A Case Study. https://www.researchgate.net/publication/318440839_FIELD_PERFORMANCE_OF_A_NEW_GENERATION_45_m_3_RANGE_ELECTRIC_ROPE_SHOVEL-PH4100C-A_Case_Study.

